



*Материалы
международной
конференции*

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ
И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО
И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**



**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ
И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО
И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

(Плаксинские чтения – 2023)

Материалы международной конференции



**MODERN PROBLEMS OF COMPLEX AND DEEP
PROCESSING OF NATURAL AND NON-TRADITIONAL
RAW MATERIALS**

(Plaksinsky readings – 2023)

Proceedings of international conference



Москва 2023

Отделение наук о Земле Российской академии наук
Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых
Федеральное государственное автономное образовательное учреждение
высшего образования «Национальный исследовательский технологический
университет «МИСИС» Министерства науки
и образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт
проблем комплексного освоения недр имени академика
Н.В. Мельникова Российской академии наук»

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ
И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО
И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**
(Плаксинские чтения – 2023)

г. Москва, 02-05 октября 2023 г

Материалы международной конференции



**MODERN PROBLEMS OF COMPLEX AND DEEP
PROCESSING OF NATURAL AND NON-TRADITIONAL
RAW MATERIALS**

(Plaksinsky readings – 2023)

Moscow, 02-05 October 2023

Proceedings of international conference



Москва 2023

УДК 662.775
ББК 31.353
С 56

К 300-летию Российской Академии Наук

Научные редакторы:
академик РАН *В.А. Чантурия*;
д. т. н. *Т.Н. Матвеева*
Составитель:
к.т.н., доц. *Т.В. Чекушина*

С 56 Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья. Материалы Международной конференции (Плаксинские чтения – 2023). – М.: Издательство «Спутник +», 2023. – 567 с.

ISBN 978-5-9973-6703-9
DOI: 10.25633/6703-9

В материалах сборника представлены современные процессы комплексной и глубокой переработки стратегического минерального сырья. Тематические направления охватывают практически весь спектр актуальных вопросов, начиная с изучения минеральной составляющей, процессов рудоподготовки, физико-химических методов обогащения, гидрометаллургических методов переработки труднообогатимого сырья и заканчивая утилизацией отходов горного производства. Предназначено специалистам горно-металлургического комплекса, студентам, магистрантам, аспирантам, обучающимся по направлениям горного дела и металлургии.

УДК 662.775
ББК 31.353

Ответственность за аутентичность и точность цитат, имен и иных сведений, а также за соблюдение законов об интеллектуальной собственности несут авторы публикуемых материалов.

Отпечатано с готового оригинал-макета.

ISBN 978-5-9973-6703-9
DOI: 10.25633/6703-9

© Коллектив авторов, 2023

Спонсоры Международной конференции Плаксинские чтения – 2023

Генеральный спонсор

Титульный спонсор



Металлоинвест

ТОМС[®]



НОРНИКЕЛЬ



СПИРИТ



SOMEX



ЭРГА



бакор



FLOTENT
CHEMICALS
PROGRESSIVE PROCESS SOLUTIONS

ПЛЕНАРНЫЕ ДОКЛАДЫ



РОЛЬ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В РАЗВИТИИ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ РОССИИ

В.А. Чантурия

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук» (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация

Выполнен анализ современного состояния и определены главные направления развития технологии обогащения и глубокой переработки труднообогатимых руд и нетрадиционного минерального сырья. Обозначены основные положения дальнейших исследований по проблеме развития минерально-сырьевой базы высокотехнологичной промышленности России на основе использования инновационных, эффективных и энергосберегающих технологий комплексной и глубокой переработки.

Эффективность функционирования минерально-сырьевого комплекса России во многом предопределяется экономикой горно-металлургической промышленности, т.е. уровнем развития технологий добычи и обогащения полезных ископаемых. Вероятность открытия новых крупных и богатых месторождений не велика. Поэтому, расширение минерально-сырьевой базы России возможно, главным образом, за счёт вовлечения в разработку труднообогатимых руд и нетрадиционного минерального сырья, включая техногенные образования.

Данные типы руд характеризуются сложным вещественным составом, низким содержанием ценных компонентов, тонкой вкрапленностью вплоть до эмульсионной и близкими физико-химическими и технологическими свойствами.

Эффективная разработка таких руд возможна только на основе создания инновационных процессов комплексной и глубокой переработки с учётом последних достижений фундаментальных наук и комбинирования процессов обогащения с пирометаллургическими.

Современная концепция эффективной переработки бедных труднообогатимых руд заключается в реализации на первой стадии обогащения радиометрических методов, обеспечивающих выделение от 30 % до 50 % породной части и перевод бедных руд в рядовые (оптимальный вариант – перевод этой операции в рудник и использование породы в качестве закладки выработанного пространства), выделение коллективного концентрата с максимальным извлечением ценных компонентов и направлением его на гидрометаллургическую переработку с селективным выделением всех соединений.

До 35–40 % потеря ценных компонентов в процессах первичной переработки связано со сротками и 30–35 % – с тонкими частицами (менее 10 мкм). Для того, чтобы снизить эти потери при переработке тонковкрапленных руд без образования сротков и одновременно без излишнего переизмельчения, традиционные процессы дробления и измельчения в щековых, конусных дробилках и шаровых мельницах должны быть заменены процессом селективной дезинтеграции.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Проблема разделения минералов с близкими технологическими свойствами традиционно решается повышением селективности обогатительных и химических процессов. Научные исследования в настоящее время ведутся по нескольким направлениям: синтез реагентов направленного действия и использование энергетических методов обработки минералов, пульп и промышленных вод.

Для эффективной реализации данных химических процессов необходимо получение новых научных знаний о процессах растворения, сорбции и экстракции ценных компонентов, и разработка нового класса эффективных флотационных реагентов, сорбентов и экстрагентов.

В последние годы для направленного изменения поверхностных свойств минералов проводятся широкие исследования по использованию энергетических воздействий, таких как радиационные, ультразвуковые, электрохимические, механохимические, плазменные. И если раньше эти направления рассматривались как экзотические, то в связи с началом выпуска промышленных электрохимических кондиционеров пульпы, плазмотронов, линейных ускорителей, ультразвуковых генераторов можно говорить о реальном внедрении новых экологически безопасных технологий в процессах первичной переработки труднообогатимых руд и угля сложного вещественного состава. Дозированные физические и физико-химические воздействия на поверхность минералов изменяют их свойства в нужном направлении и позволяют перевести труднообогатимые руды в категорию рядовых руд.

Все изложенные выше направления имеют принципиальный характер для повышения эффективности обогатительных процессов, которые в настоящее время подходят к пределу своих возможностей и становятся бессильными при переработке руд с субмикрозернистой структурой.

Основным противоречием современного состояния сырьевой базы и традиционной технологии первичной переработки является необходимость вовлечения в эксплуатацию руд, углей и техногенных месторождений, содержащих минеральные агрегаты, которые невозможно раскрыть на минеральные фазы, а, следовательно, невозможно и обогатить. Для месторождений с субмикрозернистым сростанием рудных минералов нецелесообразно осуществлять селекцию, а выгоднее передавать на металлургический передел коллективные концентраты и промпродукты. Пиро- и гидрометаллургические процессы, рассчитанные на переработку бедного сырья, позволяют по комбинированной обогатительно-металлургической технологии осуществить процессы глубокой переработки с получением металлов или химических соединений при высоком сквозном извлечении компонентов и максимальной комплексности использования сырья.

Большой комплекс научно-исследовательских работ проводится по разработке биотехнологии извлечения золота из упорных руд и концентратов. В настоящее время научные исследования направлены на сокращение продолжительности процесса за счёт повышения полноты окисления сульфидов, эффективности вскрытия золотосодержащего пирита, разработки оптимального состава ассоциаций мезофильных и умеренно термофильных бактерий, ускоряющих процесс биоокисления сульфидов. Данный процесс позволит в 2 раза сократить время выщелачивания при последующем сорбционном цианировании остатка биоокисления при высоком извлечении золота.

Процессы глубокой переработки разработаны и используются в России и особенно активно за рубежом для извлечения редких и редкоземельных элементов из продуктов обогащения при переработке комплексных руд.

Российская сырьевая база РЗМ базируется на месторождениях апатит-нефелиновых и лопаритовых руд, причём главной её особенностью является то, что РЗМ в основном являются попутными компонентами, содержание ΣTR_2O_3 в которых редко превышает 1 %. На сегодняшний день в отработку вовлечено почти 28 % отечественных запасов РЗМ, при этом на долю руд, из которых они извлекаются, приходится всего 2 % запасов страны. Более 90 % запасов РЗМ сосредоточено в двух регионах – Мурманской области и Республике Саха (Якутия). Половина запасов сосредоточена в объектах Мурманской области, из них около 40 % – в лопаритовых рудах Ловозерского месторождения, ещё примерно 60 % – в апатит-нефелиновых объектах Хибинской группы. Более 43 % отечественных запасов заключено в объектах Сибири и Дальнего Востока. Основная трудность реализации разработанных в России технологий обусловлена сложным вещественным составом сырья, низким содержанием ценных компонентов, сложными горно-геологическим условиями залегания месторождений, а в ряде случаев отсутствием необходимой инфраструктуры, что обуславливает высокую стоимость готовой продукции и, как следствие, её неконкурентность на мировом рынке. Для преодоления возможного негативного сценария в обеспеченности высокотехнологичной промышленностью России в условиях больших вызовов необходимо создание условий технологического суверенитета России за счёт обеспечения государственными заказами горно-металлургических предприятий и широкого и комплексного использования результатов фундаментальных и прикладных исследований.

В настоящее время на территории горнодобывающих предприятий России накоплено более 100 млрд. тонн техногенных отходов, содержание ценных компонентов в которых в ряде случаев превышает их содержание в разрабатываемых природных месторождениях. Наличие обширного, но пока неэксплуатированного научного задела для создания отечественных высокоэффективных инновационных технологий их переработки, ориентирует на необходимость и возможность ускорения в решении проблем комплексной оценки, капитализации и вовлечения в промышленное использование российского техногенного сырья. В отличие от природного техногенное минеральное сырьё представляет собой возобновляемый ресурс, не требующий затрат на извлечение из недр и первичную дезинтеграцию, которые обуславливают основные издержки современного горнопромышленного производства.

Экологические проблемы также должны решаться за счёт вовлечения в переработку техногенных вод с разработкой процессов их очистки от токсичных веществ с одновременным извлечением ценных компонентов, организацией замкнутого водооборота за счёт направленного регулирования ионного состава и физико-химических свойств вод для каждого технологического процесса, разработки научно обоснованных и экономически целесообразных процессов переработки вскрышных пород горного производства и хвостов обогащения за счёт реализации процессов кучного выщелачивания

Использование отходов добычи и переработки полезных ископаемых в промышленных масштабах может обеспечить экологическую реабилитацию территорий, подверженных негативному воздействию объектов хозяйственной деятельности добывающей и горноперерабатывающей промышленности. Показана эффективность и экономическая целесообразность перехода в ближайшие 15–20 лет на

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

подземное выщелачивание при разработке эффективных процессов вскрытия, перевода в раствор и выделения всех ценных компонентов из продуктивных растворов.

Аналогичные процессы были разработаны и реализованы в СССР при выщелачивании урана и показана возможность выделения целого комплекса редкоземельных элементов. Мы должны использовать этот опыт и создать группу учёных для детальной проработки выбора эффективных объектов и проведения фундаментальных исследований по обоснованию экономической целесообразности процессов подземного выщелачивания.

Таким образом, Россия в настоящее время располагает научным и технологическим заделом для разработки и реализации эффективных, энергосберегающих технологий комплексной и глубокой переработки руд и техногенного сырья сложного вещественного состава с получением готовой продукции, соответствующих мировому уровню, и обеспечивающих высокотехнологическую промышленность необходимой номенклатурой стратегических металлов.

The role of innovative technologies of enrichment and deep processing of mineral raw materials in the development of the mineral and raw material base of Russia

Chanturiya V.A.

The analysis of the current state is carried out and the main directions of development of the technology of enrichment and deep processing of refractory ores and non-traditional mineral raw materials are determined. The main provisions of further research on the problem of developing the mineral resource base of the high-tech industry in Russia based on the use of innovative, efficient and energy-saving technologies for complex and deep processing are outlined.

ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПРОИЗВОДСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ СУПЕРКОНЦЕНТРАТОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА DRI ОКАТЫШЕЙ

Р.И. Исмагилов¹, Д.Н. Голеньков¹, Э.В. Шелепов¹, Е.В. Мезенцева²

¹ УК МЕТАЛЛОИНВЕСТ, Москва, Российская Федерация

² АО «Лебединский ГОК», г. Губкин, Российская Федерация

Представлены результаты изучения вещественного состава и технологических исследований возможности повышения качества рядового и дообогащенного железорудных концентратов Лебединского ГОКа на основе использования тонкого грохочения, магнитного и флотационного обогащения. Установлена перспективность и экономическая привлекательность флотационной доводки производимого по действующей технологии дообогащенного концентрата. Разработанная технология флотационного обогащения позволит получить товарный концентрат с содержанием железа 71,1 % и выше при содержании диоксида кремния не более 1,23 % и операционном извлечении 97 %, пригодный для производства высококачественных DRI окатышей.

Введение. Общие сведения о предприятии. Лебединский ГОК является крупнейшим в России предприятием по добыче и обогащению железной руды одноименного месторождения. Лебединское месторождение расположено в

Белгородской области, вблизи города Губкин, на территории Старо-Оскольского железорудного района Курской магнитной аномалии. Разработка богатых железных руд ведётся с 1959 года, с 1973 года разрабатывается залежь железистых кварцитов.

Основными видами выпускаемой продукции Лебединского ГОКа являются: железорудный концентрат (рядовой); дообогащенный концентрат; неофлюсованные окатыши; офлюсованные окатыши; горячебрикетированное железо.

Технологические процессы Лебединского ГОКа представлены на рисунке 1.

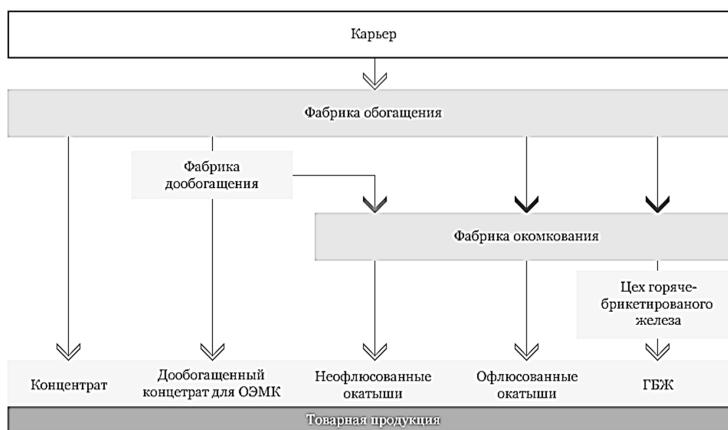


Рисунок 1. Технологические процессы Лебединского ГОКа

В АО «Лебединский ГОК» из железистых кварцитов магнитными методами производят рядовой концентрат с массовой долей железа общего от 68,2 % до 68,6 %, диоксида кремния от 5,0 % до 4,5 %. Дополнительно предусмотрена доводка части рядового концентрата путём его доизмельчения и обогащения магнитными методами. Максимальное значение по качеству при дообогащении рядового концентрата магнитными методами достигает 70,0-70,4 % по железу общему и 2,7-2,5 % по диоксиду кремния.

Сложившиеся тенденции в металлургии направлены на постепенный переход от доменной плавки к прямому восстановлению железа с получением горячебрикетированного железа. Необходимость получения высококачественных концентратов обусловлена потребностью металлургов в переходе к современным экономически и экологически эффективным способам производства стали, каким является технология прямого восстановления железа, для которых требуются DRI окатыши с высоким содержанием металла и низким содержанием кремния.

Обзор выполненных технологических исследований и обоснование принятых технологических решений.

Для повышения качества концентратов Лебединского ГОКа Институтом ТОМС проводились технологические исследования, основанные на применении различных методов и технологий обогащения, таких как: тонкое грохочение, магнитное и флотационное обогащение.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

С учётом поставленных задач предполагалось получение высококачественного железорудного концентрата из рядового концентрата, получаемого на Лебединском ГОКе после измельчения руды и пяти стадий магнитной сепарации.

Основной целью исследований была разработка технологии переработки рядового концентрата (железо общее <68,4 %, кремнезём > 4,5 %) с получением концентрата с массовой долей железа общего >70,7 % и кремнезёма <1,2 %.

На первоначальном этапе была проверена возможность дообогащения пробы концентрата по схеме флотационного обогащения, ранее разработанной институтом МИСиС, и выполнены поисковые исследования по оптимизации флотационного режима. В результате поисковых технологических исследований были определены три перспективных варианта, которые включали в себя методы флотации, тонкого грохочения и магнитного уплотнения. По схеме, включающей тонкое грохочение с последующим раздельным флотационным обогащением надрештеного и подрешетного продуктов, были выполнены полупромышленные испытания.

Варианты переработки рядового железного концентрата:

- варианты 1 и 3 - флотационное обогащение рядового концентрата по схеме, предусматривающей получение концентрата перечистой флотации с содержанием железа более 70,7 % и SiO₂ менее 1,2 % и концентрата контрольной флотации с содержанием железа более 68 % без доизмельчения пенного продукта основной флотации.
- вариант 4 - флотационное обогащение рядового концентрата по схеме, предусматривающей получение объединённого флотационного концентрата с содержанием железа более 70,8 % и SiO₂ менее 1,2 % при доизмельчении пенного продукта основной флотации до крупности 80 % класса -20 мкм.
- варианты 2 и 5 – тонкое грохочение рядового концентрата по классу 53 мкм с последующим флотационным обогащением продуктов грохота и получением объединённого железного концентрата с содержанием железа более 71,0 % и SiO₂ менее 1,0 %.

Принципиальные схемы цепи аппаратов переработки рядового концентрата в КФО по вариантам представлены на рисунках 2-4. Экономический расчёт по результатам выполненного комплекса технологических исследований и разработанных решений показал нецелесообразность реализации рассматриваемых схем обогащения. На основании расчётов было принято решение о продолжении исследований на дообогащенном железорудном концентрате, получаемом на фабрике в корпусе ЦО-4 посредством обогащения рядового концентрата методами тонкого грохочения и магнитной сепарации.

Исходным сырьём дальнейших исследований являлся дообогащенный железорудный концентрат. В результате изучения вещественного состава были определены гранулометрический, химический и минеральный состав.

Характеристика исходного сырья (дообогащенного концентрата ОФ).

При выполнении ситового анализа в каждом классе крупности определяли содержание железа общего, серы и кремнезёма, после чего выполнен расчёт распределения данных компонентов по классам крупности. В таблице 1 приведена гранулометрическая характеристика пробы концентрата, на рисунке 5 показана диаграмма с распределением материала по классам крупности, а также с содержанием и распределением железа общего в продукте.

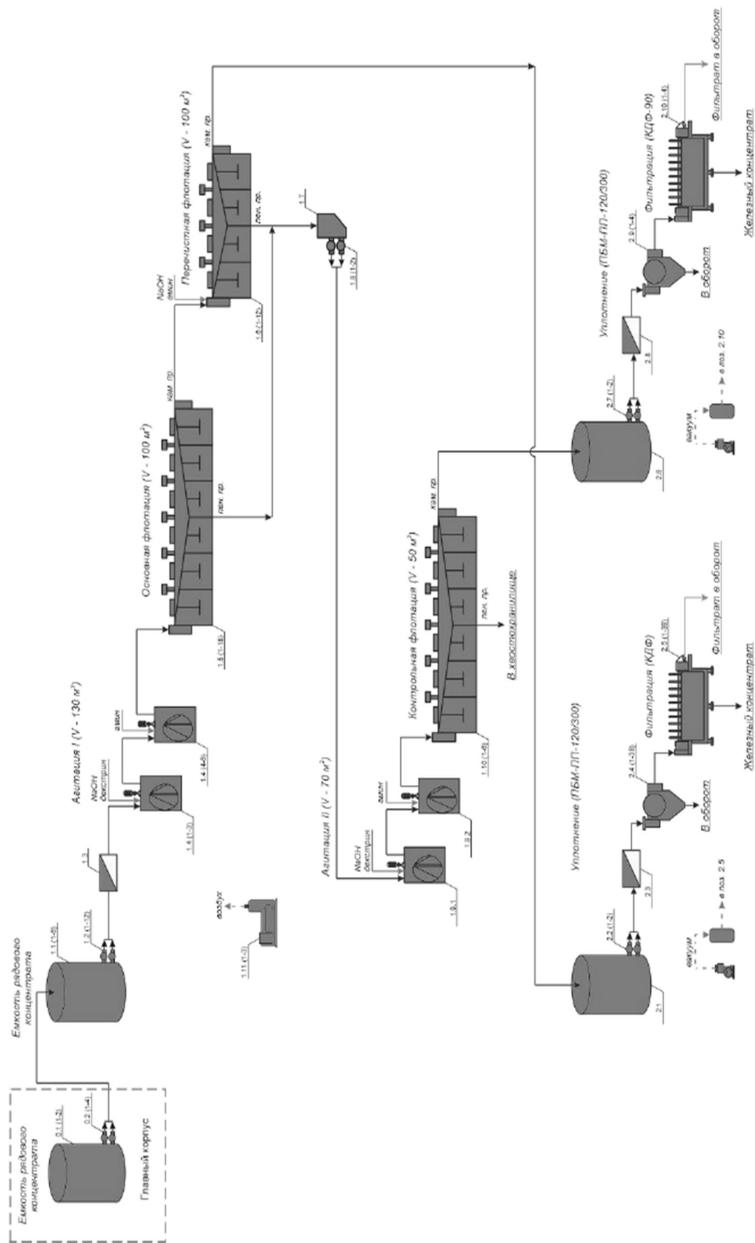


Рисунок 2. Варианты обогащения рядового концентрата 1 и 3

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

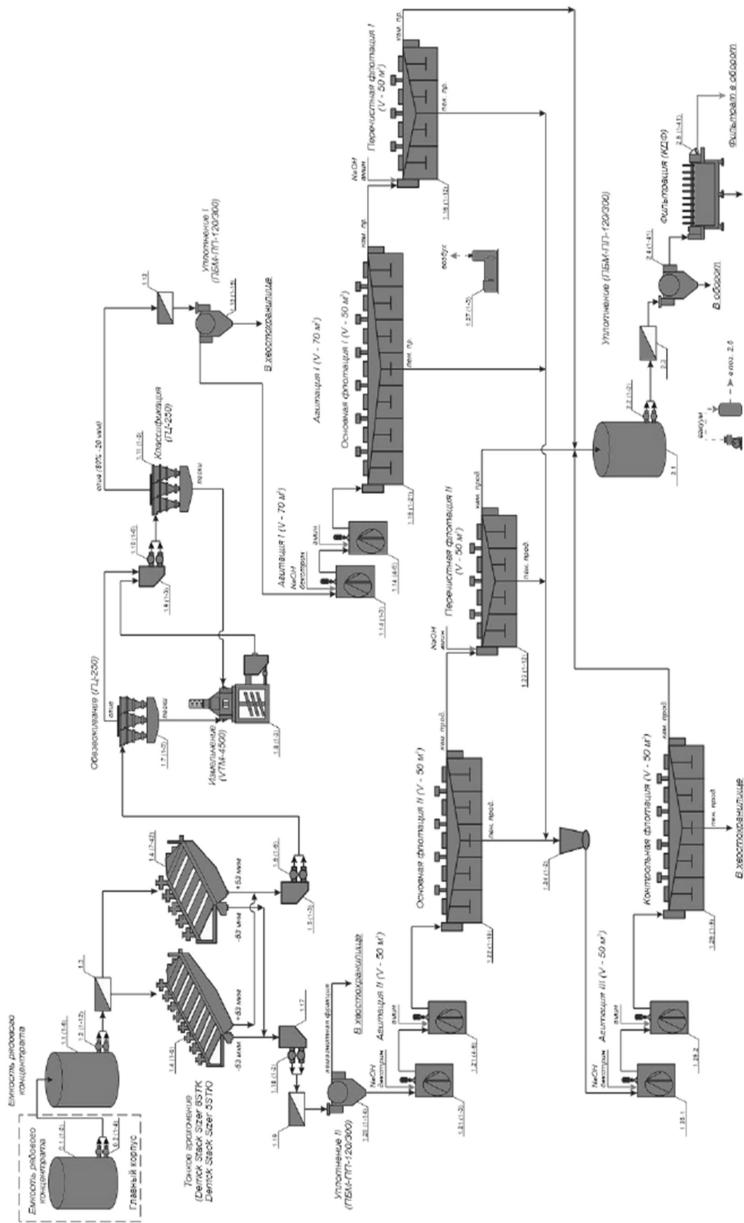


Рисунок 3. Варианты обогащения рудового концентрата 4

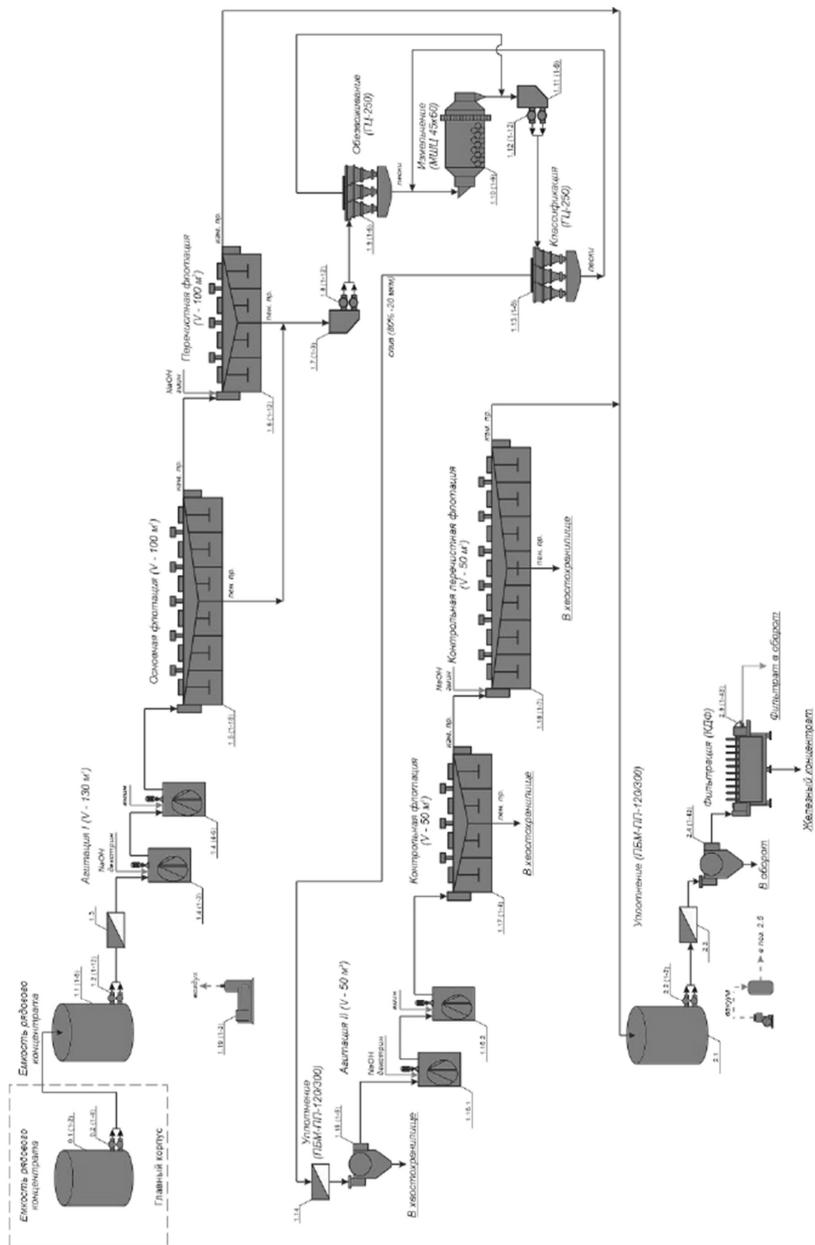


Рисунок 4. Варианты обогащения рядового концентрата 2 и 5

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика пробы дообогащенного железорудного концентрата

Класс крупности, мм	Выход, %	$\Sigma \gamma <-\rangle$, %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Fe _{общ}	SiO ₂	S	Fe _{общ}	SiO ₂	S
-0,090+0,075	0,20	100,00	35,20	50,00	0,05	0,10	4,58	0,18
-0,075+0,063	0,58	99,80	49,30	31,70	0,05	0,40	8,40	0,54
-0,063+0,053	0,79	99,22	61,10	14,50	0,05	0,68	5,23	0,66
-0,053+0,045	1,20	98,44	61,00	14,50	0,07	1,04	7,97	1,48
-0,045+0,038	9,08	97,24	68,50	4,74	0,06	8,80	19,73	10,11
-0,038+0,020	26,61	88,16	71,20	1,33	0,05	26,83	16,24	22,71
-0,020	61,55	61,55	71,30	1,34	0,06	62,15	37,84	64,31
Итого:	100,00	-	70,62	2,18	0,06	100,00	100,00	100,00

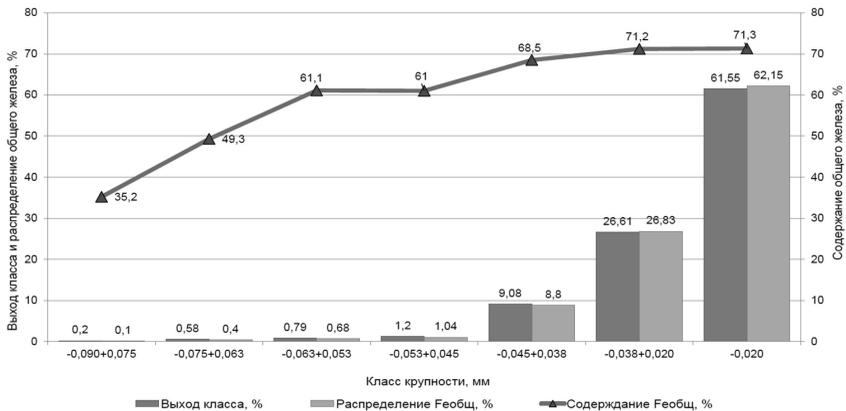


Рисунок 5. Гранулометрическая характеристика пробы дообогащенного железорудного концентрата с распределением железа общего по классам крупности

Отмечено, что железо по классам крупности распределяется равномерно, пропорционально выходам материала. Тонкие классы менее 45 мкм характеризуются высоким содержанием железа: 68,5–71,3 %.

В верхних классах содержание железа значительно ниже и составляет 35,2–49,3 %.

Среднее содержание железа общего в пробе железорудного концентрата по данным ситовой характеристики составило 70,62 %.

Химический состав пробы дообогащенного железорудного концентрата представлен в таблице 2.

Химический состав пробы концентрата представлен в основном железом. Его количество находится на уровне 70,1 %, Основную массу занимает железо в окисленной форме. На долю железа магнетита приходится 67,7 %. Массовая доля серы составляет 0,075 %. Вся сера в пробе концентрата входит в состав сульфидов.

Количество литофильных компонентов в пробе составляет 2,9 %. Основным из них является кремнезём, на долю которого приходится 2,48 % от общей массы пробы.

Таблица 2. Химический состав пробы дообогащенного железорудного концентрата

Элемент, компонент	Массовая доля, %	Элемент, компонент	Массовая доля, %
SiO ₂	2,48	Fe _{общ.}	70,1
Al ₂ O ₃	<0,20	Fe _{магнетита}	67,7
CaO	0,13	Fe _{сульфид}	0,20
K ₂ O	< 0,10	S _{общ.}	0,075
Na ₂ O	< 1,0	Pb	0,011
MgO	0,18	As	0,0024
MnO	0,027	Ci	0,0009
P ₂ O ₅	< 0,020	Cd	0,0008
TiO ₂	0,01	Cr	< 0,0050
S _{общ.}	0,029	Ni	< 0,0010
CO ₂	0,11.		

Доля глинозёма находится ниже предела обнаружения. Количество щелочных металлов (K, Na) в исследуемой пробе находятся ниже предела обнаружения, сумма щелочноземельных металлов (Mg, Ca) составляет 0,31 %.

Содержание углерода в пробе концентрата составляет 0,029 %. Весь углерод входит в состав карбонатов и находится в виде двуокиси. Цветные металлы, а также ртуть, мышьяк и сурьма в пробе отмечаются в количестве, не превышающем сотых и тысячных долей процента, и не окажут влияние на технологические процессы.

В таблице 3 представлен минеральный состав пробы концентрата.

Таблица 3. Минеральный состав пробы дообогащенного концентрата

Минерал, группа минералов	Массовая доля, %	Минерал, группа минералов	Массовая доля, %
<i>Породообразующие минералы</i>		<i>Рудные минералы</i>	
Кварц	2,0	Магнетит	93,5
Слюда	ед. зн.	Гематит	3,0
Амфиболы	1,0	Гидроксиды железа	ед. зн.
Плагиоклазы	ед. зн.	Пирротин	0,3
Карбонаты	0,5	Другие сульфиды	ед. зн.
		Аксессуарные минералы	ед. зн.
Итого			100,0

Установлено, что минеральный состав пробы дообогащенного железорудного концентрата несёт в своём составе 3,2 % породообразующих минералов. Среди них преобладает кварц, его доля составляет 2 %. Амфиболы присутствуют в количестве 1 %. Карбонаты отмечаются на уровне 0,2 %. Рудная минерализация представлена магнетитом, количество которого составляет 93,5 %. Доля гематита находится на уровне 3 %. Сульфиды, представленные пирротином, присутствуют в количестве 0,3 %. Другие сульфиды и гидроксиды железа отмечаются в количестве единичных знаков.

С целью установления характеристик минералов-примесей, ухудшающих качество концентрата, выполнены исследования продукта на автоматизированном минералогическом комплексе *Qemscan* на базе электронного сканирующего микроскопа *Quanta FEG 650F*. Крупность материала пробы концентрата по результатам исследований на электронном сканирующем микроскопе составила 94 % класса - 0,045 мм.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

На рисунке 6 приведена гранулометрическая характеристика пробы концентрата, полученная по результатам картирования на *Qemscan*.

По данным гранулометрической характеристики материал пробы концентрата сосредоточен в интервале крупности 5–38 мкм – 85,37 %. В интервале крупности 38–150 мкм массовая доля зёрен варьирует в диапазоне от 0,02 % до 5,64 %. Максимальный размер зёрен достигает 150 мкм. Доля зёрен размером менее 5 мкм составляет 3,78 %.

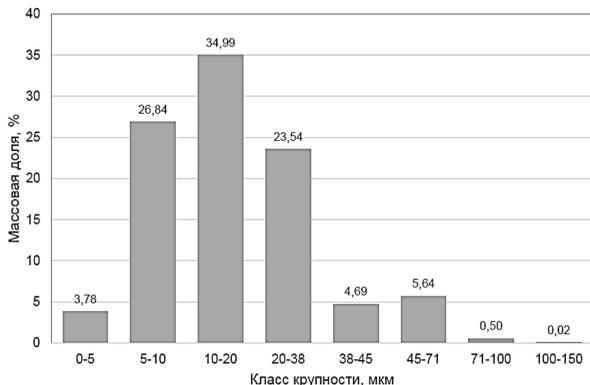


Рисунок 6.
Гранулометрическая характеристика пробы концентрата

На рисунке 7 приведён средний размер исследуемых минералов. В пробе концентрата средний размер зёрен сульфидов насчитывает 7,38 мкм. Частицы породообразующих минералов имеют средний размер 9,7 мкм. Средний размер зёрен магнетита составляет 11,92 мкм. Наибольший средний размер зёрен характерен для кварца составляет 14,5 мкм.

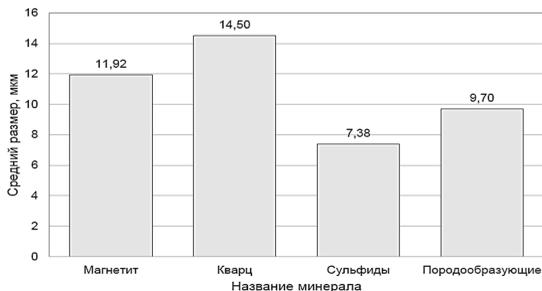


Рисунок 7. Средний размер исследуемых минералов

В таблице 4 представлены минеральные ассоциации в пробе концентрата, на рисунке 8 приведены снимки наиболее интересных минеральных ассоциаций магнетита с различными минералами в пробе концентрата месторождения «Лебединское».

Снимки выполнены на электронном микроскопе в режиме обратно отражённых электронов.

Таблица 4. Минеральные ассоциации в пробе концентрата

Минерал, группа минералов-носитель	Минерал, группа минералов - включение											
	фон	кварц	слюда	тальк	карбонаты	полевые шпаты	амфиболы	магнетит	пирит	акцессорные	оксиды и гидроксиды Fe	остальные сульфиды
Фон	-	81,64	59,89	56,07	62,39	70,52	65,13	99,01	75,69	55,12	36,92	53,93
Кварц	2,30	-	2,93	15,63	4,89	8,77	6,70	0,38	0,18	4,52	5,43	0,56
Слюда	0,26	0,44	-	0,88	1,13	5,92	3,07	0,10	0,09	2,65	1,73	0
Тальк	0,04	0,43	0,16	-	0,23	0,16	1,23	ед.зн.	0,02	0,47	0,08	0
Карбонаты	0,11	0,31	0,47	0,52	-	0,68	1,14	0,03	0,12	2,05	1,73	0
Полевые шпаты	0,11	0,48	2,11	0,31	0,59	-	0,98	0,01	0	0,65	0,16	0
Амфиболы	0,94	3,42	10,33	22,95	9,21	9,21	-	0,31	0,43	6,29	7,15	0
Магнетит	95,86	12,92	22,90	2,54	19,08	4,03	20,73	-	23,27	27,66	45,15	37,08
Пирит	0,28	0,02	0,07	0,10	0,25	0	0,11	0,09	-	0,08	0	8,43
Акцессорные	0,08	0,25	0,95	0,93	1,78	0,65	0,67	0,04	0,03	-	1,64	0
Оксиды и гидроксиды Fe	0,02	0,09	0,20	0,05	0,47	0,05	0,24	0,02	0	0,52	-	0
Остальные сульфиды	ед.зн.	ед.зн.	0	0	0	0	0	ед.зн.	0,16	0	0	-

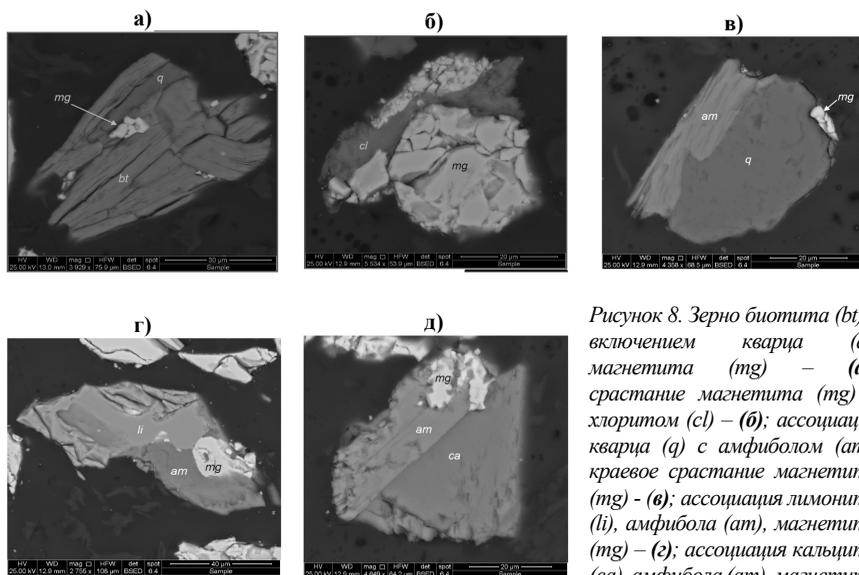


Рисунок 8. Зерно биотита (bt) с включением кварца (q), магнетита (mg) – (а); сростание магнетита (mg) с хлоритом (cl) – (б); ассоциация кварца (q) с амфиболом (am), краевое сростание магнетита (mg) – (в); ассоциация лимонита (li), амфиболом (am), магнетита (mg) – (г); ассоциация кальцита (ca), амфиболом (am), магнетита (mg) – (д)

Разработка оптимальной технологической схемы обогащения.

В совокупности данные о вещественном составе рядового концентрата свидетельствуют о возможности физическими методами повысить его качество, в

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

первую очередь, за счёт снижения содержания диоксида кремния, и наиболее эффективным способом в данном случае будет применение обратной катионной флотации железа.

На основании проведённых лабораторных опытов и промышленных испытаний в качестве начальной базовой флотационной схемы обогащения принята технологическая схема, представленная на рисунке 9, которая предусматривает операции основной флотации дообогащенного концентрата с получением высококачественного камерного продукта и пенного продукта, который направляется в первую контрольную операцию. Камерные продукты основной и первой контрольной операции флотации объединяются с получением конечного флотационного концентрата.

Изначально предполагалось обогащать пенный продукт первой контрольной флотации с получением отвального продукта хвостов и промпродукта с использованием магнитных гидросепараторов.

Опыт работы Михайловского ГОКа на продуктах флотации указывает на невозможность обогащения или доводки пенных и промпродуктов флотации магнитными способами ввиду большого содержания магнетита, тонкой вкрапленности магнетита, низкой крупности, остаточного содержания реагентов и др.

При использовании принципов дешламации, сгущения, магнитной гидросепарации не происходит требуемого прироста по качеству промпродуктов, а за счёт остаточных реагентов происходит значительное пенообразование и механический захват и вынос частиц в сливные продукты.

Вместо операции МГС предложена, опробована и показала свою эффективность операция второй контрольной флотации.

В качестве оборудования для проведения этой операции принято использование флотационных машин колонного типа, которые обеспечивают наибольшую селективность при разделении шламистых частиц и позволяют получать наиболее бедную по содержанию железа пену, сохраняя при этом требуемые приросты качества камерного продукта.

На рисунке 10 представлена принципиальная технологическая схема переработки дообогащенного железорудного концентрата.

Основные компоновочные решения представлены на рисунке 11.

Лабораторными и опытно-промышленными испытаниями установлены следующие режимы технологического процесса:

- время основной флотации – 5 минут;
- время I контрольной флотации – 4 мин (с учётом резерва для управления качеством конечного концентрата);
- время II контрольной флотации – 1 мин.

Расход реагентов (на питание соответствующей операции):

- основная флотация: декстрин – 450 г/т, амин – 45 г/т; едкий натр до получения рН 9,8 ед.;
- I контрольная флотация: декстрин – 600 г/т, амин – не требуется, едкий натр до получения рН 9,8 ед.;
- II контрольная флотация: декстрин – 600 г/т, амин – 10 г/т, едкий натр до получения рН 9,8.

Получаемые технологические показатели представлены в таблице 5.

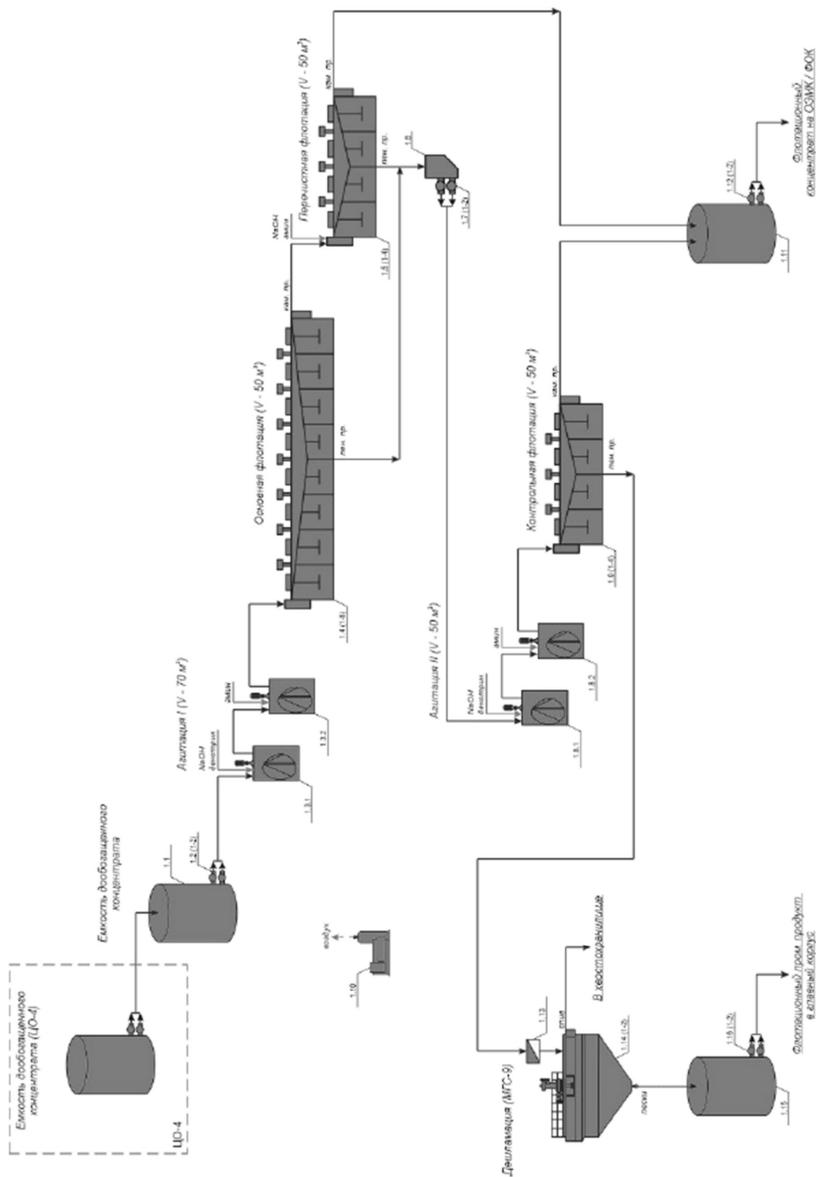


Рисунок 9. Рассматриваемый вариант технологической схемы

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"



Рисунок 10. Принципиальная технологическая схема переработки дообогащенного железорудного концентрата



Рисунок 11. Основные компоновочные решения комплекса флотационного обогащения Лебединского ГОКа

Таблица 5. Получаемые показатели переработки дообогащенного железорудного концентрата по флотационной схеме

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Fe _{общ.}	SiO ₂	Fe _{общ.}	SiO ₂
Флотационный концентрат	95,50	71,10	1,23	97,00	43,51
Пром. продукт флотации	3,00	57,00	19,00	2,44	21,10
Отвальные хвосты флотации	1,50	26,00	63,35	0,56	35,39
Исходный железорудный концентрат	100,00	70,00	2,70	100,00	100,00

Выводы

В результате проведенных исследований по разработке перспективных технологических схем получения высококачественных суперконцентратов, пригодных

для производства DRI окатышей, проведено сравнение магнитных, флотационных и комбинированных методов обогащения производимых концентратов.

Технологии, не связанные с применением флотации, показывают низкую степень селективности разделения, требуют применения дополнительных операций измельчения или классификации.

Магнитными, флотационными и их комбинациями методами возможно снижение содержания диоксида кремния до определённого предела.

В зависимости от применяемых методов и условий ведения технологического процесса, содержание диоксида кремния в рядовом концентрате Лебединского ГОКа варьируется в диапазоне 1,6-3,5 %, что недостаточно для дальнейших переделов окомкования и прямого восстановления железа.

Относительно низкое извлечение железа в дообогащенные концентраты и дополнительные операции в циклах дообогащения делают низко рентабельными рассматриваемые технологии.

Тем не менее, установлена возможность повышения качества дообогащенного концентрата, в первую очередь, за счёт удаления диоксида кремния при обратной флотации железа, до уровня содержания железа $>71,4$ %, содержания диоксида кремния $<0,9$ % и ниже в зависимости от уровня технологических потерь. Разработана технологическая схема и определены реагентные режимы и условия ведения технологического процесса флотационного обогащения.

Перспективным и экономически привлекательным является флотационная доводка производимого в условиях Лебединского ГОКа по действующей технологии дообогащенного концентрата с содержанием железа $>69,5$ % при следующих получаемых показателях флотационного концентрата и промпродукта:

- содержание железа в флотационном концентрате 71,1 %;
- содержание диоксида кремния в флотационном концентрате 1,23 %;
- извлечение железа в флотационный концентрат 97,0 %
- содержание железа в промпродукте флотации 57,0 %;
- извлечение железа в промпродукт флотации 2,44 %;
- содержание железа в хвостах флотации 26,0 %;
- извлечение железа в хвосты флотации 0,56 %

Промышленные испытания дообогащенного концентрата обогатительной фабрики АО «Лебединский ГОК» в корпусе флотационного обогащения обогатительной фабрики АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» подтвердили возможность стабильного получения концентрата с плановым содержанием диоксида кремния на уровне 1,23 %, а также возможность получения бедной пены хвостов.

В настоящее время инициирован процесс оформления патента на технологию. Разработанная технология флотационного обогащения позволит получать товарный концентрат с содержанием железа 71,1 % и выше при содержании диоксида кремния не более 1,23 % и операционном извлечении 97 %, пригодный для получения высококачественных DRI окатышей.

Список использованных источников

1. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики/Под ред. О.С. Богданова, Ю. Ф. Ненарокова, 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1984, 358 с.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

2. Справочник по обогащению руд. Основные процессы/Под ред. О.С. Богданова, 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983, 381 с.
3. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы/Под ред. О.С. Богданова, В.А. Олевского, 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982, 366 с.
4. Проектирование обогатительных фабрик. Разумов К.А. Изд. 3-е, пе-рераб. и доп. М.: Недра, 1970, 592 с.
5. Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик: В 2 кн. – М.: Недра, 1988. –Кн. 1/В.Ф. Баранов, П.С. Вольфсон и др. - 374 с.
6. Магнитные методы обогащения. В.И. Кармазин, В.В. Кармазин, М.: Недра, 1978, с. 255.
7. Флотация железных руд. В.А. Глембоцкий, М.: Недра, 1964, 223 с.
8. Особенности флотации железных руд /Т.А. Олейник и др. //Обогащение полезных ископаемых – 2017 - №67 (108).
9. Производство железорудного концентрата с повышенной долей полезного компонента. /С.А. Немыкин и др. //Горный журнал, 2017, №5.
10. Отчет «Разработка технологии флотационного обогащения магнетитового концентрата с целью кондиционирования его по вредным примесям», М.: НИТУ «МИСиС», 2019.
11. Информационная записка о НИР «Изучение вещественного состава продуктов переработки обогатительной фабрики ОАО «Лебединский ГОК», Иркутск: Ин-т ТОМС, 2014.
12. Отчет о НИР «Оптимизация технологического регламента флотационного обогащения железорудного концентрата, разработка технико-экономического расчета (ТЭР)», Иркутск: Ин-т ТОМС, 2020 г.
13. Отчет о НИР «Разработка основных проектных решений по объекту АО «Лебединский ГОК». Обоганительная фабрика. Строительство корпуса флотации», Этап 1 «Выполнение комплекса научно-исследовательских работ с обоснованием оптимальной технологии дообогащения железистых кварцитов с учетом действующего производства АО «Лебединский ГОК», Иркутск: Ин-т ТОМС, 2020 г.
14. Акт проведения заверочных лабораторных испытаний технологии флотационного обогащения дообогащенного концентрата АО «Лебединский ГОК», АО «Михайловский ГОК», 2021.
15. Информационная записка «Поиск оптимальных решений по снижению вредного воздействия отходов флотационного дообогащения железистых кварцитов АО «Лебединский ГОК» на окружающую природную среду», Иркутск: Ин-т ТОМС, 2021.
16. Технологический регламент «Лебединское месторождение», «Проектирование корпуса флотационного обогащения», Иркутск: Ин-т ТОМС, 2021.

Innovative iron ore superconcentrates production technology for DRI pellets production

Ismagilov R.I., Golenkov D.N., Shelepov E.V., Mezentseva E.V.

The results of studying the material composition and technological studies of the possibility of improving the quality of ordinary and enriched iron ore of Lebedinsky GOK's concentrates based on the use of fine screening, magnetic and flotation enrichment are presented. The prospects and economic attractiveness of flotation refinement of the enriched concentrate produced by the current technology have been established. The developed technology of flotation enrichment will make it possible to obtain a commercial concentrate with an iron content of 71,1 % and higher with a silicon dioxide content of not more than 1,23 % and an operational recovery of 97 %, suitable for obtaining of high-quality DRI pellets.

**ПЕРЕРАБОТКА УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД:
ПРОБЛЕМЫ И ПУТИ ИХ РЕШЕНИЯ***

Т.Н. Александрова

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет»,
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: Aleksandrova_TN@pers.spmi.ru

В работе рассмотрены основные проблемы переработки золотосодержащих руд. Систематизированы факторы упорности и выявлены пути их снижения путём применения селективной рудоподготовки, оптимальной флотации, применения энергетических и физико-химических воздействий на последовательных стадиях трансформации сырья. Особое внимание уделено альтернативным методам гидрометаллургической переработки сырья и концентратов.

Эффективная переработка упорных золотосодержащих руд является одним из наиболее серьёзных вызовов для мировой горно-обогатительной промышленности. Под упорностью понимают такие свойства вовлекаемого в переработку сырья, которые значительно ухудшают извлечение золота цианированием. В свете отечественного и мирового опыта, как высокое содержание углерода, так и высокое содержание свободного золота в рудах не позволяют реализовывать классические схемы золотоизвлекательных фабрик, ввиду высоких потерь ценного компонента. Данный факт обуславливают важный аспект современного развития отрасли обогащения и гидрометаллургии – необходимость минимизации фактора упорности руды с повышением извлечения всех ценных компонентов.

Традиционными источниками золота в мире являются коренные месторождения, повышается роль и доля комплексных месторождений, россыпная золотодобыча имеет подчинённое значение, в мире из россыпей добывается менее 20 процентов.

Россия обладает значительными запасами золота и обладает хорошими перспективами за счёт вовлечения в переработку труднообогатимых, упорных руд Сибири и Дальнего Востока, в том числе месторождений Арктической зоны РФ.

Несколько из основных районов, где сосредоточено большое количество различных полезных ископаемых, расположены в арктической зоне Российской Федерации. Проблемы их освоения заключаются в основном в труднодоступном расположении территорий и технико-экономических параметрах, связанных с экономически выгодной возможностью извлечения полезных ископаемых. Но, в связи с развивающейся транспортной системой и ухудшением минерально-сырьевой базы, вовлечение данных месторождений в разработку становится все более реальным. Поэтому встаёт вопрос о подборе возможных схем и операций для переработки руд данных территорий.

На сегодняшний день недостаточно изучены физико-химические свойства руд, изменённые вследствие климатических особенностей территории, так как в областях развития многолетнемерзлых пород в ходе различных процессов происходит концентрирование ряда химических элементов и образование своеобразных криогенных руд.

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда (проект № 19-17-00096).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Вследствие промерзания - оттаивания руд и почв некоторых районов криолитозоны, а также их отработки в процессе добычи, происходит миграция некоторых элементов в виде растворенных солей, что может повлиять на вторичные изменения минералов. Повышенный окислительный потенциал в промерзающих породах обеспечивается повышением растворимости кислорода при понижении температуры, а увеличение кислотности – криогенным концентрированием образующегося при окислении сульфидов сернокислого раствора.

Типовая схема обогащения и переработки золотосодержащих руд включает рудоподготовку, флотационный и гравитационный передел с последующей гидрометаллургической переработкой, которая осуществляется в основном с использованием цианидов. На стадиях рудоподготовки перспективным является повышение степени селективности разделения ценных и породобразующих компонентов, внедрение методов предконцентрации. На стадии флотации возрастает необходимость определения флотиремости минералов, как функции от типа минералов и реагентного режима с последующим моделированием процесса флотации.

Разработка и адаптация к новым видам золотосодержащего минерального сырья является одним из перспективных направлений совершенствования флотации. Внедрение комбинированных технологий ещё один основной тренд развития переработки золотосодержащих руд.

Для переработки упорных золотосодержащих руд зарекомендовала себя технология Альбион, являющаяся комбинированием процессов сверхтонкого измельчения, преимущественно в вертикальных мельницах, с процессами окислительного выщелачивания (рисунок 1).

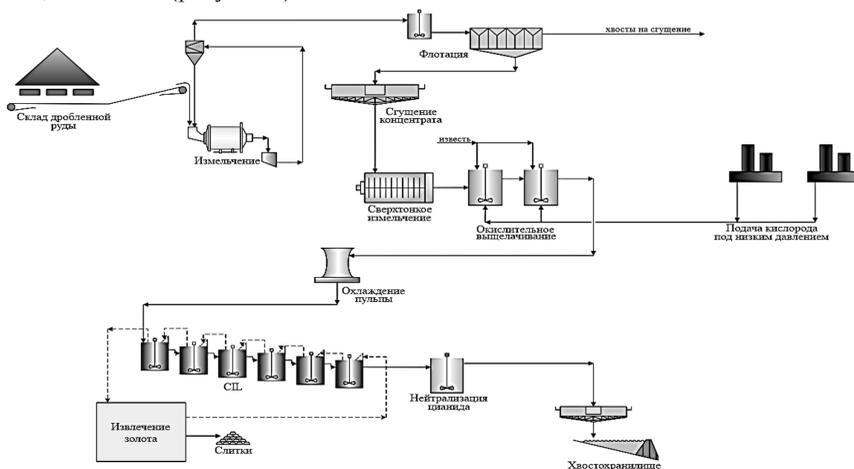


Рисунок 1. Блок-схемы технологии Альбион

Цианид натрия является наиболее широко-используемым выщелачивающим реагентом для золота из-за его высокой эффективности при относительно низких удельных расходах и низкой стоимости, что обеспечивает рентабельность технологических процессов. Однако существенным недостатком данного агента выщелачивания остаётся высокая экологическая опасность.

В подавляющем большинстве случаев это обусловлено возможностью попадания цианида из производственных циклов в окружающую среду либо в результате утечки через разрывы и пробоины в защитной футеровке установок выщелачивания, либо в результате утечки из переполненных отстойников или хвостохранилищ. Потенциальная возможность таких происшествий обуславливает необходимость поиска более безопасных альтернатив цианидному выщелачиванию.

Основная задача при разработке альтернативного решения цианидного раствора золота заключается в создании столь же эффективного и разлагаемого реагента для выщелачивания и не являющегося токсичным агентом для экосистемы.

Выщелачивающие реагенты должны отвечать следующим ключевым требованиям:

- 1) низкая стоимость и высокая степень регенерации и повторного использования в процессе;
- 2) обладать высокой селективностью по отношению к экстрагируемому компоненту;
- 3) обладать слабым токсическим действием;
- 4) совместимость с следующими стадиями переработки руды.

Дополнительным требованием к потенциальным реагентам выщелачивания также является обеспечение высокой скорости цианирования золота без снижения извлечения металла.

Несмотря на проведённые масштабные научные изыскания по разработке возможных заменителей цианида на гидрометаллургическом переделе золота, ключевой проблемой является их высокий удельный расход и ограниченность области применения упорным золотосодержащими рудами (таблица 1). Сводная диаграмма альтернативных реагентов выщелачивания золота представлена на рисунке 2.

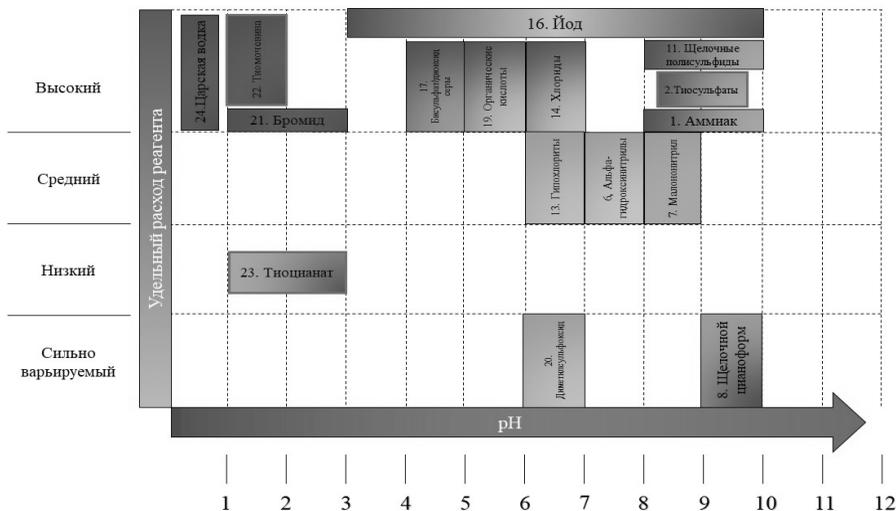


Рисунок 2. Сводная диаграмма альтернативных реагентов выщелачивания золота

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таблица 1. Альтернативные технологии выщелачивания золота

Технология (агент выщелачивания)	Удельный расход агента	Диапазон pH	Сложность механизма химического процесса	Уровень изученности	Области коммерческого применения
Аммиачное выщелачивания	высокий	8-10	простой	низкий	пилотные тесты
Аммиачно-цианидное выщелачивание	низкий	9-11	простой	высокий	переработка Cu/Au руд
Тиосульфаты	высокий	8,5-9,5	сложный	высокий	широкое использование
CN -Электролиз пульпы	низкий	9-11	простой	высокий	ограниченное применение
Сульфид натрия	высокий	8-10	простой	низкий	геологические изыскания
Альфа-гидроксонитрилы	средний	7-8	простой	высокий	нет
Малонитрилы	средний	8-9	сложный	низкий	нет
Щелочные цианоформы	сильно варьируемый	9	не до конца определен	низкий	нет
Цианид кальция	варьируемый				
Хитозан-тиомочевина	высокий	9-10	сложный	очень низкий	нет
Щелочные полисульфиды	высокий	8-9	не до конца определен	низкий	нет
Биокатализируемые бисульфиты	сильно варьируемый	8-10	не до конца определен	низкий	нет
Гипохлориты	средний	6-6,5	простой	высокий	широкое использование
Хлорид	высокий				
Бромцианид	высокий	6-7	не до конца определен	высокий	ограниченное применение
Йод	высокий	3-10	не до конца определен	низкий	нет
Бисульфат/диоксид серы	высокий	4-5	простой	низкий	нет
Бактериальное выщелачивание	высокий	7-10	сложный	низкий	нет
Природные органические кислоты	высокий	5-6	сложный	низкий	нет
Диметилсульфоксид	сильно варьируемый	7	не до конца определен	очень низкий	нет
Бромид	высокий	1-3	простой	низкий	ограниченное применение
Тиомочевина	высокий	1-2	простой	высокий	ограниченное применение
Тиоцианат	низкий	1-3	простой	низкий	нет
Царская водка	высокий	ниже 1	простой	низкий	аналитическое определение золота, рафинирование
Этилентиомочевина	высокий	1-2	не до конца определен	очень низкий	нет

Механизм выщелачивания тиомочевинной состоит в образовании катионного комплекса золота с его переходом в жидкую фазу в кислой среде. Реализация данной технологии на этапе испытаний показывала возможность извлечения золота до 99 %.

Однако, использование тиомочевинной должно производиться в относительно ограниченных условиях, поскольку она обладает очень низкой стабильностью в щелочной среде. Как правило, золото может быть извлечено из комплексов тиомочевинной путём цементации за счёт реакции замещения железом или алюминия.

Образованные комплексы способны адсорбироваться на активированном угле, что позволяет реализовывать десорбцию с угля по схожим принципам с цианидным выщелачиванием, возможно извлечение получаемых комплексов золота за счёт ионообменных смол.

По сравнению с цианидом, применение тиомочевинной имеет определённые преимущества:

- отсутствие влияния концентрации ионов сопутствующих металлов на селективность процесса извлечения золота в комплексную форму;
- низкая восприимчивость процесса к содержанию серы, что позволяет достигать требуемых значений извлечения золота при переработке коллективных сульфидных концентратов пиритных и халькопиритных руд;
- низкая чувствительность к присутствию органического углерода в перерабатываемом сырье, что позволяет решать проблему извлечения золота из упорных руд с углистым веществом.

Однако существенным недостатком по сравнению с цианидом остаётся высокий удельный расход реагента и стоимость его производства

Предполагается дальнейшее совершенствование данной технологии для вовлечения ещё более бедных по золоту руд.

Механизм растворения золота тиосульфатами состоит в образовании устойчивого анионного комплекса. Скорость растворения зависит от окислительно-восстановительного потенциала пульпы, коррелирующая с наличием свободного кислорода в растворенном виде, концентрацией выщелачивающего агента, и может быть катализована увеличением концентрации ионов меди.

Хотя тиосульфатный комплекс золота достаточно стабилен после его образования, для предотвращения разложения тиосульфата кислотой необходимы щелочные условия.

В последние годы этот реагент всерьёз рассматривается в качестве потенциальной замены цианида, поскольку в целом он оказывает меньшее воздействие на окружающую среду: тиосульфатное выщелачивание характеризуется низкой чувствительностью к концентрации посторонних катионов и вызывает меньше проблем с загрязнением окружающей среды. Однако недостатком все также остаётся высокий удельный расход.

Менее изученным является процесс тиоцианатного выщелачивания золота. Выщелачивание золота тиоцианатом, проводится в интервале pH от 1 до 2. Во время растворения золота присутствующие ионы Fe^{3+} восстанавливаются до Fe^{2+} при окислении SCN^- , образуя промежуточные ионы $(SCN)^{3-}$ которые переводят золото в комплексную форму и выводят в жидкую фазу.

Лабораторные испытания данного реагента показали большую эффективность по сравнению с тиомочевинной и близким значением извлечением золота к применению цианида натрия с достаточно низкими значениями удельного расхода.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таким образом, на сегодняшний день широкий спектр исследований посвящён вопросу поиска альтернативы выщелачиванию с применением цианида натрия для повышения экологической безопасности производств. Однако, несмотря на существующие альтернативы в виде тиомочевины и тиосульфатов, их основной недостаток состоит в высокой стоимости и высоком удельном расходе, что значительно снижает рентабельность гидрометаллургических переделов.

В целом, основными трендами развития технологии переработки золотосодержащих руд является применение направленных энергетических, физико-химических воздействий для снижения фактора упорности руды к переработке с одновременным повышением фактора экологической безопасности производства.

Processing of refractory gold ores: problems and solutions

Aleksandrova T.N.

The paper considers the main problems of processing gold-bearing ores. Thickness factors are systematized and the ways of their reduction by using selective ore dressing, optimal flotation and application of energy and physical-chemical effects at successive stages of raw materials transformation are revealed. Particular attention is paid to alternative methods of hydrometallurgical processing of raw materials and concentrates.

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

В.А. Чантурия¹, Г.П. Двойченкова^{1,2}

¹ ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук» (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация

² Политехнический институт (филиал) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К. Аммосова», г. Мирный, Республика Саха (Якутия), Российская Федерация, e-mail: dvojgp@mail.ru

Научно обоснован и разработан комплекс инновационных физических и физико-химических методов повышения контрастности технологических свойств алмазов и породных минералов, обеспечивающих возможность получения качественных конечных алмазосодержащих концентратов широкого класса крупности за счёт: снижения скорости коррозии ферросилиция; повышения качества черновых концентратов тяжёлосредней сепарации применением двухстадийной магнитной сепарации; извлечения слабо- и аномально люминесцирующих алмазов в цикле рентгенолюминесцентной сепарации; повышения извлечения алмазов класса -6 мм в концентраты основных циклов липкостной и пенной сепараций, в концентраты доводочных операций рентгенолюминесцентной сепарации.

В современных условиях при снижении эксплуатируемых запасов кимберлитовых месторождений требуется обеспечить полноту и комплексность глубокой переработки текущего алмазосодержащего сырья при достижении максимального уровня извлечения алмазных кристаллов.

Действующие на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» комбинированные схемы переработки алмазосодержащего сырья, обеспечивающие при широком диапазоне крупности (от 0,2 до 50 мм) необходимую сохранность извлекаемых кристаллов и максимальную полноту их извлечения, включают определённую последовательность технологических операций, требования и условия эксплуатации которых должны учитывать как вещественный состав исходного алмазосодержащего материала, так и технологические особенности циклов основного обогащения и циклов доводки черновых концентратов.

На основе анализа комплексных исследований, выполненных институтами ИПКОН РАН, НИГПИ и Якутнипроалмаз АК «АЛРОСА», а также с учётом данных ОТК обогатительных алмазоизвлекающих фабрик, установлено:

1. Эффективность и экономические показатели процесса тяжелосредной сепарации (ТСС), используемого для первичного выделения алмазов в современных схемах обогащения алмазосодержащего материала, зависят от стабильности и устойчивости технологических свойств ферросилициевой суспензии. Потери дорогостоящего ферросилиция, вызванные разрушением окисленных ферросилициевых гранул при взаимодействии с минерализованной оборотной водой, достигают 800 г/т исходного сырья, что обуславливает необходимость разработки способа повышения их коррозионной устойчивости в технологическом процессе ТСС.

2. Черновой (первичный) концентрат тяжелосредной сепарации поступает в 1-ый цикл схемы доводки, включающей применение рентгенолюминесцентной сепарации (РЛС), липкостной сепарации (ЛС) и пенной сепарации (ПС), эффективность которых обусловлена стабильными значениями объёма поступающего материала, а также контрастностью природных значений интенсивности люминесценции и степени гидрофобности поверхности разделяемых минералов.

Выявлено, что:

- не извлекаемые в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазные кристаллы обладают аномальными характеристиками природной люминесценции, значения которых не позволяют детектировать их в пределах параметров настройки действующих сепараторов. С учётом высокой стоимости кристаллов крупнее 2 мм, составляющей около 75 % от стоимости товарной продукции, задача извлечения алмазов со слабой или аномальной светимостью в действующих схемах РЛС является актуальной и достаточно перспективной;
- не извлекаемые в процессах липкостной и пенной сепарациях алмазы характеризуются наличием на их поверхности гидрофильных образований, снижающих природные гидрофобные свойства и, соответственно, эффективность извлечения кристаллов в соответствующие концентраты сепарации. Максимальные потери алмазов в перечисленных процессах сепарации алмазосодержащего сырья, составляющие в денежном выражении свыше 21 млн. долларов в год, делают актуальной проблему повышения их извлечения.

3. Черновые концентраты основных липкостной и пенной сепараций поступают во 2-ой цикл схемы доводки, включающей применение сухой РЛС, эффективность которой обусловлена степенью чистоты отмытки рудного материала и алмазных кристаллов от органических остатков жировой мази и мазута перед процессом термической сушки. Продукты горения органических компонентов мази и мазута делают поверхность алмаза практически недоступной для их извлечения в пределах параметров настройки действующих сепараторов.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Каждый из вышеприведённых технологических циклов предъявляет свои требования к условиям эффективной его реализации, что обуславливает необходимость разработки схемы последовательного применения и экспериментальной апробации методов достижения глубокого обогащения алмазосодержащего материала, реализация которых позволит получить соответствующие концентраты высокого качества при максимальной степени извлечения в них алмазных кристаллов.

Задача настоящих исследований заключалась в экспериментальном обосновании схемы последовательного применения комбинированных физических, химических, физико-химических и энергетических методов воздействия на рудную пульпу, алмазные кристаллы, сопутствующие минералы и гранулы ферросилиция в современных схемах переработки алмазосодержащего материала природного и техногенного происхождения для достижения максимальной глубины его обогащения с использованием тяжелосредней, рентгенолюминесцентной, липкостной и пенной сепараций.

В качестве предметов исследований изучены компоненты ферросилициевой суспензии и рудной пульпы, продукты обогащения процессов ТСС, РЛС, ЛС и ПС кимберлитовых руд природного и техногенного происхождения, поверхность извлекаемых кристаллов, а также параметры химических, физических, физико-химических и энергетических методов воздействия на технологические свойства разделяющих сред и разделяемых минералов в рассматриваемых условиях.

Методы исследований, использованные в экспериментах: ИК-спектрофотометрия, электронно-микроскопические и рентгенометрические исследования поверхности кристаллов, методы минерального и фракционного анализов проб кимберлита, химические анализы состава водных систем. Лабораторные и стендовые испытания предложенных технических решений по реализации методов интенсификации процессов глубокой переработки алмазосодержащего материала с использованием математической обработки конечных результатов*.

Экспериментальные исследования проведены поэтапно в соответствии со схемой (рисунок 1), согласно которой апробирована последовательность комплексного применения химических, физических, физико-химических и энергетических воздействий на состав геоматериалов и водные суспензии в принятой на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» современной технологии обогащения алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения.

В соответствии с предложенным алгоритмом экспериментальная оценка эффективности методов интенсификации рассматриваемых процессов обогащения алмазосодержащего материала выполнена в пяти последовательных точках технологической схемы, указанных на рисунке 1 и описанных ниже.

Экспериментальная апробация новых технических решений для достижения глубокой переработки алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения выполнена с учётом результатов, полученных на данном этапе исследований, и рекомендаций, разработанных ранее под руководством академика РАН В.А. Чантурия.

* Исследования алмазосодержащего материала выполнены в лабораториях НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» при непосредственном участии Подкаменного Ю.А., Ковальчука О.Е., Коваленко Е.Г., Островской Г.Х.



Рисунок 1. Схема исследований последовательности применения методов интенсификации процессов глубокого обогащения алмазосодержащего материала

1. Повышение эффективности процесса ТСС алмазосодержащего сырья за счёт снижения потерь ферросилиция вследствие применения метода азотирования поверхности ферросилициевых гранул, обеспечивающего повышение их коррозионной устойчивости в условиях контакта с минерализованными водными системами.

Исследованиями, выполненными в институтах ИПКОН РАН и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА», установлено, что основной проблемой для сохранения технологических свойств ферросилиция (устойчивость к коррозионному разрушению и истиранию) сырья является предотвращение процессов окисления и разложения ферросилициевых гранул при взаимодействии с коррозионно активными элементами окружающей водно-воздушной среды, результатом которых является увеличение безвозвратных потерь ферросилиция в процессе регенерации в 2,5-2,8 раза за счёт снижения магнитной восприимчивости частиц в 2-3 раза.

Результаты выполненных теоретических и экспериментальных исследований позволили научно обосновать и разработать способ подготовки гранулированного ферросилиция к использованию в процессе тяжелосредной сепарации, включающий азотирование ферросилициевых гранул с образованием на их поверхности нитридной

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

оболочки, обеспечивающей устойчивость ферросилиция вследствие снижения до 50 % скорости его окисления при взаимодействии с минерализованными водными системами технологического цикла.

На основе анализа выполненных экспериментов с использованием минерализованных оборотных вод процессов ТСС обогатительных фабрик №3 Мирнинского ГОКа (рисунок 2 А) и № 12 Удачинского ГОКа (рисунок 2 Б) было установлено снижение скорости коррозии образцов азотированных сплавов ферросилиция в 5-6 раз по сравнению с исходными образцами.

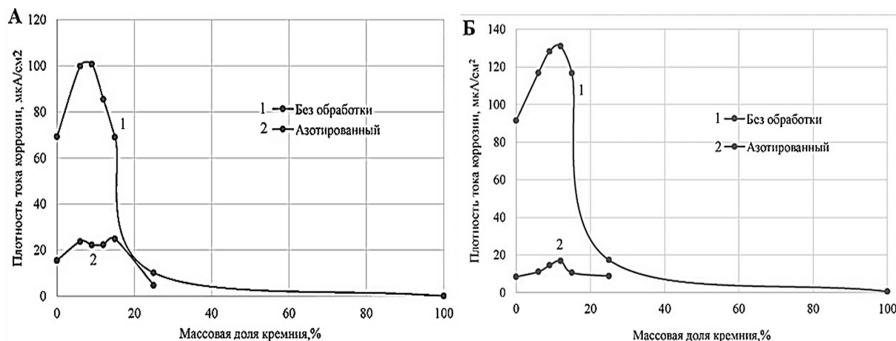


Рисунок 2. Снижение скорости коррозии (плотности тока) образцов ферросилиция различных марок (различное содержание кремния) в оборотных водах процессов ТСС ОФ№3 МГОКа (А) и ОФ№12 УГОКа (Б)

Установлены режимы азотирования гранул ферросилиция, создающие оптимальную толщину поверхностного азотированного слоя, обеспечивающего максимальную коррозионную устойчивость ферросилиция при сохранении исходных технологических свойств.

В качестве контролируемых технологических параметров азотированного слоя изучены: изменения намагниченности (коррозионная устойчивость), устойчивость к истиранию и глубина проникновения новообразования от поверхности гранулы, оптимальное значение которой достигается в установленном режиме 4 (таблица 1) и составляет 30-60 нм, что обеспечивает снижение скорости потерь намагниченности гранул в 2,7 раза (с 51,24 до 19,07 %) с повышением степени устойчивости к истиранию на 7,2 % (рисунок 3).

С целью оценки технологической эффективности азотированного ферросилиция различного компонентного состава для условий использования в процессах тяжелосредной сепарации на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» была разработана методика и выполнен комплекс исследований.

Таблица 1. Исследуемые режимы азотирования ферросилиция

Режим обработки	Температура	Время азотирования, час.	Давление азота в камере, атм.
Исходный	-	-	-
1	1100	3	1,25
2	900	3	1,25
3	1000	1	1,25
4	1000	2	1,25
5	1000	3	1,25
6	1000	1	1

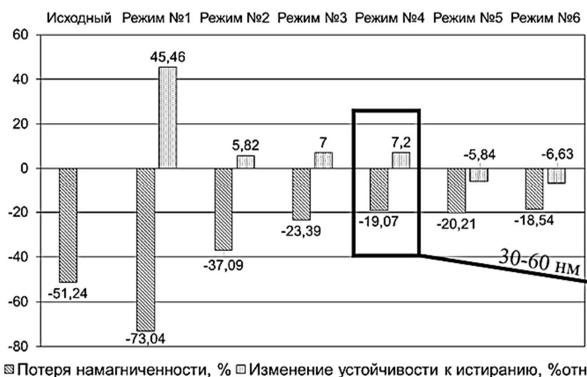


Рисунок 3. Влияние режимов азотирования на технологические свойства ферросилиция

■ Потеря намагниченности, % □ Изменение устойчивости к истиранию, %отн

Согласно разработанной методике выполнены два цикла исследований:

- 1) изучение состава пяти образцов минерализованных водных систем, отобранных из процессов ТСС на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (№3 МГОКа, №8 АГОКа, №14 АГОКа, №12 УГОКа, №16 НГОКа);
- 2) изучение компонентного состава шести образцов исходного и азотированного порошкового ферросилиция, поступающего в разные периоды на обогатительные фабрики, и коррозионной устойчивости ферросилициевых суспензий, приготовленных на их основе с использованием вышеуказанных водных систем.

В результате выполненных исследований установлено, что в условиях контакта с наиболее коррозионно активными минерализованными оборотными водами обогатительных фабрик №3 и №12 азотированные гранулы ферросилиция теряют свои магнитные свойства медленнее, чем исходные в среднем на 50 и на 52 % соответственно.

Полученные данные обобщены и приведены в виде диаграмм на рисунке 4.

В результате проведённых исследований был научно обоснован, разработан и апробирован в промышленных условиях способ подготовки порошкового ферросилиция к тяжелосредней сепарации, заключающийся в использовании метода азотирования ферросилициевых гранул, обеспечивающего создание на их поверхности нитридной оболочки, снижающей на 40-50 % скорость окисления и, как следствие, предупреждающей разрушение ферросилиция в условиях тяжелосредней сепарации алмазосодержащего материала.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

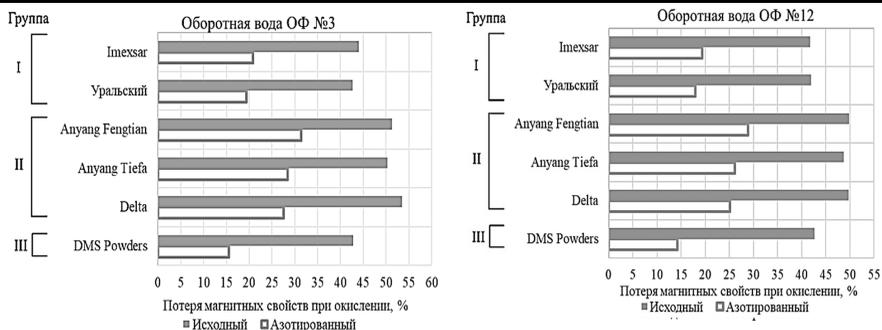


Рисунок 4. Диаграммы обобщённых данных изменения магнитных свойств ферросилициевых суспензий в исследуемых условиях

На основе математической обработки количественных и качественных показателей процесса опытно-промышленных испытаний установлено, что ферросилициевые суспензии, приготовленная на основе исходного (необработанного) ферросилиция, теряет свои технологические свойства на 14 сутки взаимодействия с минерализованной водной системой процессов ТСС, а суспензия, приготовленная на основе азотированного ферросилиция – только на 31 сутки.

Таким образом, срок полезного использования азотированного ферросилиция увеличивается не менее, чем в 2,2 раза, что подтверждено результатами опытно-промышленных испытаний.

2. Повышение качества черного концентрата ТСС перед процессами его доводки за счёт снижения выхода кимберлитового материала вследствие извлечения из него железосодержащих минералов магнитной сепарацией.

Доводка черновых продуктов основного процесса ТСС обеспечивает необходимую глубину обогащения алмазосодержащего материала за счёт получения высококачественных конечных алмазосодержащих концентратов широкого класса крупности.

Одним из основных факторов, влияющим на эффективность процессов доводки алмазосодержащих продуктов ТСС кимберлитового материала природного и техногенного происхождения, является выход (объём) черновых концентратов.

Технологическая схема цеха доводки включает процессы РЛС, ЛС и ПС, принимающие различные объёмы черновых концентратов низкого качества, обусловленного высоким содержанием тяжёлых минералов, в том числе железосодержащих как сильно-, так и слабомагнитных.

Экспериментальные исследования* проведены на двух пробах безалмазного кимберлитового материала (концентратов ТСС, полученных при переработке алмазосодержащего материала различных рудных блоков) крупностью -6 мм. Минералогический состав исследуемых кимберлитовых проб 1 и 2 представлен в таблицах 2 и 3 соответственно.

* Работы выполнены с участием к.т.н. Тимофеева А.С. и аспиранта Никитиной Ю.Н. (ИПКОН РАН).

Таблица 2. Содержание основных диагностированных минералов (%) в исследуемой пробе 1 кимберлитового материала

Табличная плотность минерала, г/см ³	2,6-2,65	2,71	2,76	2,84	3,96	5	5,0-5,2	Прочие	Итого
Наименование пробы	кварц	кальцит	анортит	доломит	сидерит	пирит	магнетит		
-6+3 мм	14,52	0,16	7,03	0,38	70,96	1,79	0,03	5,13	100,0
-3+1 мм	11,99	0,09	0,05	0,09	85,06	0,31	0,003	2,41	100,0
-6+1 мм	12,50	0,10	1,46	0,15	82,22	0,61	0,01	2,95	100,0

Таблица 3. Содержание основных диагностированных минералов (%) в исследуемой пробе 2 кимберлитового материала

Плотность минералов, г/см ³	Лёгкая фракция					Тяжёлая фракция			Прочие	Итого
	2,2-2,4	2,6-2,65	2,71	2,76	2,84	3,96	5	5,0-5,2		
Класс крупности	кварц	кальцит	анортит	доломит	сидерит	пирит	магнетит	кварц		
-6+3 мм	0,98	49,05	3,59	3,28	6,49	11,50	20,28	0,04	5,77	100
-3+1 мм	1,55	41,58	3,54	0,53	7,61	19,99	12,77	0,04	13,94	100
-6+1 мм	1,26	45,40	3,56	1,93	7,04	15,65	16,61	0,04	9,77	100

Из представленных данных следует, что кимберлитовый материал тяжёлых фракций исследуемых проб аналогичен по минеральному составу, однако характеризуются различным содержанием содержанием слабомагнитного минерала –сидерита: 82,22 % и 15,65 % в пробах 1 и 2 соответственно в присутствии небольших количеств сильномагнитного минерала – магнетита и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами.

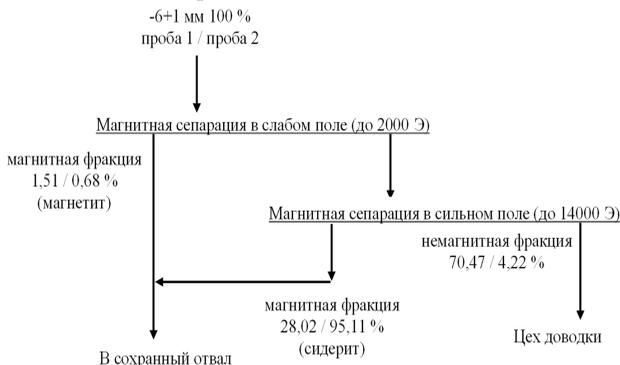


Рисунок 5.
Экспериментальная
схема двухстадийной
магнитной сепарации
кимберлитового
материала

С учётом полученных данных о минеральном составе исследуемых проб кимберлитового материала концентратов ТСС для снижения их объёма в технологическом процессе обоснована и экспериментально апробирована двухстадийная магнитная сепарация, включающая последовательное выделение сильномагнитных минералов в слабых (до 2000 Э) и слабомагнитных в сильных (до 14000 Э) магнитных полях, что позволяет сократить выход концентрата ТСС крупностью -6+1 мм на 29-95 % за счёт удаления сидерита в зависимости от его исходного содержания в руде (рисунок 5).

Приведённые на рисунке 5 данные показывают, что применение межцикловой магнитной сепарации в условиях переработки алмазосодержащего сырья, близкого по минеральному составу пробам 1 и 2, позволит за счёт удаления сидерита и магнетита сократить выход черновых концентратов ТСС на 29,53-95,8 % в зависимости от содержания в них диагностированных железосодержащих минералов.

Предложенная схема двухстадийной магнитной сепарации принята к рассмотрению институтом «Якутнипроалмаз» для решения вопроса о возможности промышленной реализации в технологии ОФ №15 МНГОКа АК «АЛРОСА».

3. Повышение извлечения алмазов в цикле РЛС за счёт доизвлечения из хвостов основной операции слабо и аномально люминесцирующих кристаллов вследствие модифицирования их природных спектрально-кинетических характеристик с применением люминофорсодержащих реагентов разработанного состава.

Согласно данным НИГП АК «АЛРОСА» определённый класс алмазных кристаллов не извлекается в условиях действующей рентгенолюминесцентной сепарации, что обусловлено отклонением их природных спектрально-кинетических характеристик от значений параметров настройки сепараторов (отсутствие в алмазах центров люминесценции или наличие аномально высоких их значений соответственно относит их к группам «низкоазотных» (менее 50 ppm) и «высокоазотных» (более 800 ppm кристаллов).

Для решения этой проблемы специалистами ИПКОН РАН, НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» под научным руководством академика РАН Чантурия В.А. разработаны состав, способ приготовления и применения люминофорсодержащих реагентов, позволяющих модифицировать спектрально-кинетические характеристики слабо- и аномально люминесцирующих алмазов до значений, обеспечивающих их эффективное извлечение в концентрат действующих схем РЛС.

В настоящих исследованиях на коллекциях алмазов и минералов кимберлита апробировано влияние разработанного компонентного состава реагентов-модификаторов на интенсивность их люминесценции. Результатами люминесцентной микроскопии показано, что закрепившийся на поверхности алмаза люминофор усиливает сигнал люминесценции кристалла и корректирует его спектрально-кинетические характеристики до значений, позволяющих эффективное диагностирование и извлечение в действующих рентгенолюминесцентных сепараторах.

На фото (рисунок 6) приведён пример корректировки спектрально-кинетических характеристик нелюминесцирующего алмазного кристалла обработкой его в смеси с зёрнами минералов кимберлита люминофорсодержащей эмульсией установленного компонентного состава. На приведённых фотографиях в УФ-освещении отчётливо видно усиление сигнала люминесценции алмаза при его практически полном отсутствии на минералах кимберлита.

В последующих экспериментах установлена высокая эффективность замены используемого в ранних исследованиях органического коллектора – дизельного топлива, на коллектор, состоящий из тяжёлого газойля каталитического крекинга (ТГКК) и дизельной технической фракции (ДФ).

Результаты визиометрического анализа проб, обработанных реагентами-модификаторами, показали высокую эффективность применения неорганического

люминофора ФЛ-530Г и органического люминофора – антрацена, загруженных в органический коллектор нового состава, состоящий из тяжёлого газойля каталитического крекинга (ТГКК) и дизельной технической фракции.

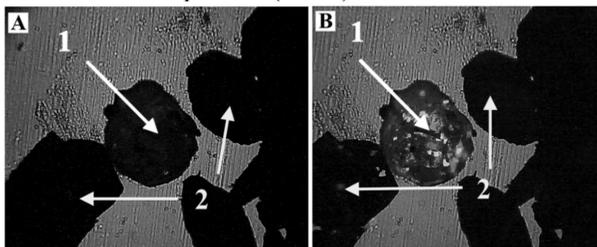


Рисунок 6. Изображения кристалла алмаза (1) и зёрен кимберлита (2) обработанных люминофорсодержащим реагентом при дневном (А) и УФ освещении (В)

Максимальное повышение интенсивности люминесценции кристаллов алмазов в принятых условиях достигается при концентрации люминофорсодержащей композиции в эмульсии 1–2 % и при использовании реагентов диспергаторов типа полифосфата натрия, обеспечивающих необходимую устойчивость эмульсии и необходимую селективность закрепления люминофорсодержащей композиции на алмазах.

Результаты экспериментальной оценки эффективности выбранного состава люминофорсодержащих реагентов для модифицирования значений спектрально-кинетических характеристик слабо- и аномально люминесцирующих кристаллов алмазосодержащих месторождений различного происхождения с использованием опытного рентгенолюминесцентного сепаратора «Полюс-М» показали, что их применение обеспечивает практически полное извлечения ранее не извлекаемых алмазов при допустимом выходе кимберлита не более 2,5 % (таблица 4).

Таблица 4. Состав и свойства люминофорсодержащих композиций для модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов

Люминофорсодержащая композиция	Тип люминофора в композиции	Состав органического коллектора	Массовая доля люминофора в композиции, %	Извлечение на сепараторе «Полюс-М», %	
				алмазов	кимберлита
Без обработки	-	-	-	20,0	1,7
МЛА-1	ФЛ-530Г	ТГКК и ДТФ 80-90 %	1-2	100,0	2,5
МЛА-2	ФЛ-530Г и антрацен (25-40):1	ДТФ	1-2	100,0	2,3

Реализация разработанного метода избирательного закрепления люминофоров на поверхности алмазов позволит дополнительно извлекать в действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации кристаллы с аномальными характеристиками природной люминесценции, количество которых оценивается в пределах 2 – 6 % от исходного содержания в месторождении

Технология не потребует изменений действующих схем РЛС, отличается применением дешёвых отечественных компонентов, простотой и экологической безопасностью их использования. Способ закрепления люминофорсодержащих композиций на поверхности алмазов защищён патентом №2775307 (в соавторстве с АК «АЛРОСА»).

4. Повышение извлечения алмазов класса -6 мм за счёт технологии совместного применения ультразвуковых, тепловых и электрохимических воздействий на рудную пульпу перед процессами ЛС и ПС, обеспечивающей восстановление гидрофобных свойств поверхности алмазных кристаллов вследствие удаления с неё гидрофилизирующих образований.

Для подтверждения универсальности электрохимических, физических и физико-химических методов гидрофобизации алмазных кристаллов, разработанных в ИПКОН РАН для алмазов месторождений Мирнинского рудного поля, выполнены эксперименты по их апробации на кимберлитовом материале и алмазных кристаллах -6+0,5 мм, извлечённых из продуктов переработки различных алмазоносных месторождений Западной Якутии природного и техногенного происхождения.

В экспериментах использована коллекция алмазов, отдельные кристаллы которой приведены на рисунке 7.

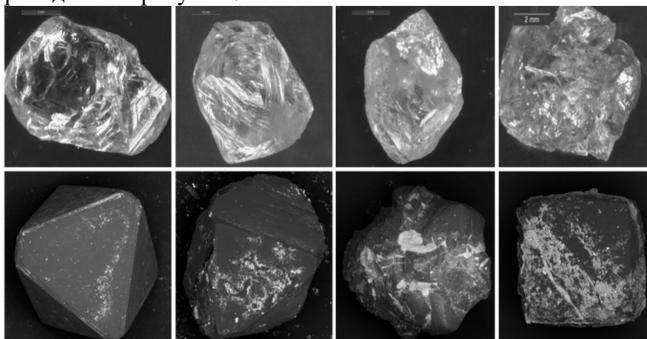


Рисунок 7. Внешний вид алмазов из общей коллекции и электронные изображения гидрофилизирующих образований на их поверхности

Поверхность отобранных для исследований кристаллов содержала типы гидрофилизирующих образований, диагностированных в ранее проведённых экспериментах, представленных шламовыми покрытиями различной площади, массивными рельефными образованиями, и комбинированными минеральными образованиями.

С учётом полученных ранее данных о методах деструкции и удаления гидрофилизирующих образований с поверхности алмазных кристаллов в отдельных операциях ЛС и ПС в настоящих исследованиях изучено комплексное применение ультразвуковых, тепловых и электрохимических воздействий на общую массу алмазосодержащей пульпы класса -6 мм перед последующим её разделением по крупности для обогащения методами липкостной (-6+2 мм) и пенной (-2+0,5 мм) сепарациями.

На рисунке 8 представлены примеры очистки поверхности гидрофильных алмазных кристаллов исследуемой коллекции за счёт применения разработанной технологии совмещения ультразвуковых, тепловых и электрохимических воздействий в условиях обработки общей массы алмазных кристаллов -6 мм.

Степень очистки поверхности кристаллов от гидрофилизирующих минеральных образований силикатного и карбонатного состава составила в среднем от 92 до 95 %, что также подтверждается увеличением краевого угла смачиваемости в среднем от 48,6 град. (без обработки) до 86,4 град. (после обработки).

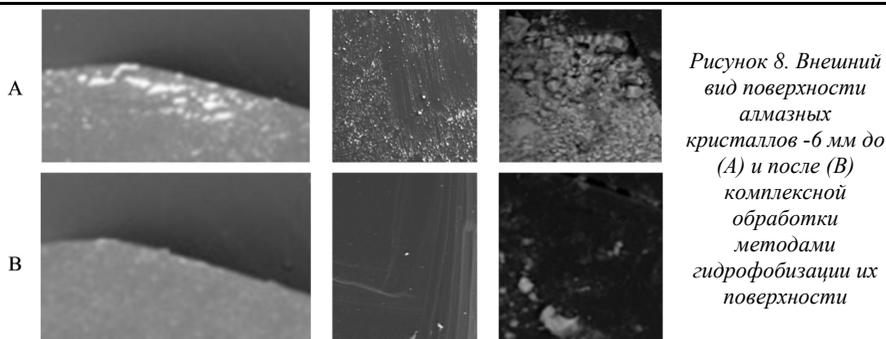


Рисунок 8. Внешний вид поверхности алмазных кристаллов -6 мм до (А) и после (В) комплексной обработки методами гидрофобизации их поверхности

Результаты стендовых испытаний (таблица 5) подтвердили эффективность совместного применения комплексных ультразвуковых, тепловых и электрохимических воздействий на алмазосодержащий материал (-6+0,5 мм), обеспечивающих гидрофобизацию поверхности алмазов за счёт очистки от гидрофилизирующих образований перед последующим извлечением кристаллов методами липкостной (-6+2 мм) и пенной (-2+0,5 мм) сепарациями.

Таблица 5. Результаты стендовых испытаний липкостной и пенной сепарации алмазосодержащего материала

№	Условия технологической операции	Извлечение алмазов, %	Прирост извлечения, %
1	Пенная сепарация (стандартный режим)	84,0	-
2	Пенная сепарация после комбинированной обработки	96,7	12,7
3	Липкостная сепарация (стандартный режим)	81,7	-
4	Липкостная сепарация после комбинированной обработки	95,7	14,0

Прирост извлечения алмазов в стендовых испытаниях, выполненных согласно схеме, приведённой выше на рисунке 1 (операция 4), составил в концентраты липкостной и пенной сепараций 14 и 12,7 % соответственно.

5. *Повышение извлечения алмазов в цикле доводки концентратов ЛС и ПС методом сухой РЛС за счёт повышения эффективности процесса их отмывки от жировой мази и мазута перед процессом термической сушки вследствие применения разработанной вододисперсионной технологии.*

Технология глубокого обогащения алмазосодержащего сырья включает схему доводки концентратов крупностью -6 мм методом сухой рентгенолюминесцентной сепарации, для повышения эффективности которой необходимо обеспечить максимальную степень отмывки алмазосодержащих концентратов от остатков органических реагентов: жировой мази, используемой в ЛС, и мазута, используемого в ПС, осуществляемую в действующей схеме горячей водой (~90°C) с кальцинированной содой перед последующей высокотемпературной (350-400°C) сушкой .

Результаты экспериментальных исследований институтов ИПКОН РАН, НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА», выполненных на продуктах обогащения алмазосодержащих кимберлитов трубки Интернациональная, позволили установить,

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

что низкая эффективность отмывки алмазных кристаллов по существующей технологии в условиях высокотемпературной сушки обусловлена образованием на поверхности алмазов черных светонепроницаемых плёнок из несгоревших остатков органических реагентов, снижающих интенсивность люминесценции алмазов и, соответственно, их извлечение в концентраты доводочных операций РЛС (рисунок 9).



Рисунок 9. Алмазные кристаллы, извлечённые из хвостов доводочных операций РЛС

Для решения поставленной проблемы в ИПКОН РАН научно обоснован и создан эффективный эмульсионный реагент (ЭДТ-100) на основе дизельного топлива, композиция которого состоит из углеводородных компонентов и ПАВ в определённом соотношении.

Промышленные испытания данной технологии в условиях переработки кимберлитов Мирнинского рудного поля (трубки Мир, Интернациональная) подтвердили возможность повышения извлечения алмазов класса -5 мм в 3,3 раза.

Кроме того, были выполнены дополнительно аналогичные эксперименты по её апробации на кимберлитовом материале и алмазных кристаллах крупностью -6+0,5 мм, извлечённых из продуктов алмазоносных месторождений трубок Айхал, Сытыкан, Юбилейная.

На рисунке 10 представлены фотографии алмазосодержащих концентратов, отмытых перед высокотемпературной сушкой по двум вариантам: с использованием стандартной технологии (1 вариант) и с использованием эмульсионного метода (2 вариант), а также извлечённые из них алмазные кристаллы.

На представленных фотографиях отчётливо видно, что в первом варианте извлечённые алмазы покрыты непрозрачной чёрной плёнкой, а во втором варианте кристаллы совершенно прозрачные с чистой поверхностью.

Опробование рентгенолюминесцентных сепараторов в период сравнительных опытных испытаний базовой (фабричной) и разработанной технологии отмывки алмазосодержащих концентратов перед процессом их высокотемпературной сушки подтвердило эффективность последней, в условиях применения которой общий прирост извлечения алмазов класса -6 мм составил в среднем 25,8 % (с 73,9 до 99,2 %). В среднем за период испытаний общий прирост алмазных кристаллов в концентрате липкостной сепарации увеличился в 2,5 раза, а в концентрате пенной сепарации - в 1,3 раза.

Полученные результаты подтверждены соответствующим актом. На использование предложенной технологии в условиях обогатительных алмазоизвлекающих фабрик АК «АЛРОСА» разработан и утверждён соответствующими службами технологический регламент.

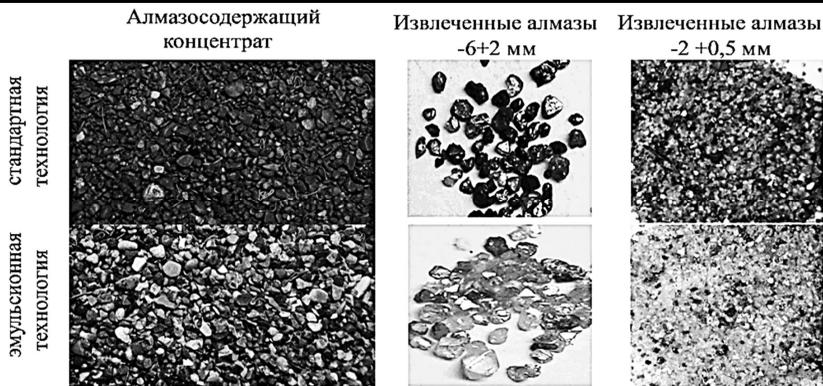


Рисунок 10. Фотографии алмазосодержащих концентратов и извлечённых из них алмазов

Выводы

Впервые научно обоснованы и экспериментально подтверждены инновационные методы интенсификации основных процессов обогащения алмазосодержащих кимберлитов, обеспечивающих возможность получения качественных конечных концентратов широкого класса крупности.

1. На основе комплекса аналитических, экспериментальных и технологических исследований впервые для условий тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения определена оптимальная глубина азотированного слоя на поверхности ферросилициевых гранул (30-60 нм), обеспечивающая снижение скорости коррозии ферросилиция в 2,7 раза. На основе данных математической обработки количественных и качественных показателей процесса опытно-промышленных испытаний установлено, что азотированный ферросилиций имеет технические параметры, позволяющие увеличить срок его полезного использования не менее, чем в 2,2 раза

2. В качестве межцикловой операции обоснована и экспериментально апробирована двухстадийная магнитная сепарация, включающая последовательное выделение сильномагнитных минералов в слабых (до 2000 Э) и слабомагнитных в сильных (до 14000 Э) магнитных полях, что позволяет сократить выход концентрата ТСС крупностью -6+1 мм на 29-95 % за счёт удаления сидерита в зависимости от его исходного содержания в руде.

3. Стендовые испытания на рентгенолюминесцентном сепараторе «Полюс-М» подтверждена эффективность применения люминофорсодержащих реагентов разработанного состава, обеспечивающих модифицирование спектрально-кинетических характеристик слабо- и аномально люминесцирующих алмазов до значений, позволяющих достигнуть практически полного извлечения ранее не извлекаемых кристаллов при допустимом выходе кимберлита не более 2,5 %.

4. Комбинированное использование в технологии глубокого обогащения алмазосодержащего сырья обработки пульпы комплексом ультразвуковых, тепловых и электрохимических воздействий, позволяет удалить гидрофильные плёнки с кристаллов алмазов класса-6+0,5 мм, перед последующими процессами липкостной и

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

пенной сепарации. Степень очистки поверхности кристаллов от гидрофилизирующих минеральных образований составила в среднем от 92 до 95 %, что в условиях опытных испытаний обеспечило прирост алмазов в концентраты липкостной и пенной сепарации 14 % и 12,7 % соответственно.

5. Научно обоснована и подтверждена эффективность разработанной в ИПКОН РАН технологии эмульсионной отмывки алмазосодержащих концентратов липкостной и пенной сепараций перед процессом высокотемпературной сушки (350–400°C) от органических компонентов жировой мази и мазута с применением эмульсии экспериментально установленного состава, обеспечивающей общий прирост извлечения алмазов в концентрат класса -6 мм в среднем 25,8 % (с 73,9 до 99,2 %).

Modern problems and prospects for the intensification of processes of deep processing of diamond-containing raw materials of natural and technogenic origin

Chanturiya V.A., Dvoychenkova G.P.

A set of innovative physical and physicochemical methods for increasing the contrast of the technological properties of diamonds and rock minerals has been scientifically substantiated and developed, providing the possibility of obtaining high-quality final diamond-containing concentrates of a wide size class by: reducing the corrosion rate of ferrosilicon; improving the quality of rough concentrates of heavy-medium separation using two-stage magnetic separation; extraction of weakly and abnormally luminescent diamonds in the X-ray luminescence separation cycle; increasing the extraction of diamonds of the -6 mm class into concentrates of the main cycles of sticky and foam separations, into concentrates of finishing operations of X-ray luminescence separation.

ОСНОВНЫЕ РАЗРАБОТКИ ХФИЦ ДВО РАН В ОБЛАСТИ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО ФЕДЕРАЛЬНОГО ОКРУГА*

И.Ю. Рассказов, В.С. Алексеев, Л.А. Куенко, А.В. Рассказова

Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН,
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: rasskazov@igd.khv.ru

В статье приводится обзор наиболее значимых результатов аналитических и технологических исследований, процессов энергетических воздействий на минеральные матрицы. Рассмотрено применение методов физико-химической геотехнологии при извлечении дисперсного золота из рудого и россыпного, а также техногенно-трансформированного минерального сырья.

*Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных ДВО РАН», финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2021-663.

Технологические исследования выполнены на базе ЦКП «ЦИМС» ХФИЦ ДВО РАН.

Развитие минерально-сырьевой базы золотодобывающей промышленности на современном этапе связано, главным образом, с масштабным вовлечением в разработку руд с рассеянными (дисперсными) формами нахождения золота в кристаллической решётке минералов-носителей.

Извлечение дисперсного золота из таких минералов требует применения сложных многостадийных схем обогащения, включающих их предварительное концентрирование и окисление перед его выщелачиванием. Тонкое и мелкое золото может быть эффективно извлечено только с применением химического обогащения, процессов выщелачивания. При работе с дисперсными формами золота необходимо особое внимание уделять анализу минерального сырья на содержание золота. Проблема заключается в том, что стандартные существующие методы не всегда в состоянии учитывать химически связанное и дисперсное золото.

Некоторые формы дисперсного золота даже после предварительной подготовки руд к выщелачиванию термохимическим или биохимическим (бактериальным) окислением сохраняют прочные связи с минеральной матрицей и не только не переходят в технологический раствор (или жидкую фазу пульпы), но даже не полностью выявляются при проведении аналитических работ. Данный факт подтверждается исследованиями, проведёнными на материале песков россыпей одного из месторождений Дальневосточного Федерального округа. Определение золота в гравитационном концентрате методом атомно-адсорбционной спектроскопии с пламенной атомизацией, выполненное стандартными методами, показало присутствие золота в данном продукте ниже порога чувствительности прибора. При подготовке пробы к анализу методом, разработанным в ХФИЦ ДВО РАН, с применением амальгамации данной пробы получен шлик и определено содержание золота в различных классах крупности от 1,52 до 9,6 ррт.

Применительно к бедным золотосодержащим рудам экономически обосновано внедрение физико-химических геотехнологий скважинного и кучного выщелачивания. В ХФИЦ ДВО РАН были проведены исследования стандартного и активационного перколяционного выщелачивания золота из бедной золотосодержащей руды одного из месторождений Хабаровского края.

Стандартное перколяционное выщелачивание производили отдельно для каждой из гранулометрических фракций пробы золотосодержащей руды. Для приготовления и подкрепления оборотных цианистых растворов использовали 0,03 % раствор цианида натрия (NaCN) и 25 % раствор гидроксида натрия (NaOH). Подача цианистого раствора осуществлялась в режиме капельного орошения с дренированием золотосодержащих растворов через слой руды. Продолжительность процесса составила 36-40 суток для различных гранулометрических фракций. Извлечение золота для классов ниже 40 мм составляет 61 %, для класса +40 мм – 38 % при стандартном перколяционном выщелачивании бедной золотосодержащей руды. Извлечение золота в 61 % является приемлемым результатом для процесса кучного выщелачивания. Извлечение золота 38 % для фракции +40 мм свидетельствует о недостаточном контакте включений золота с комплексообразователем из-за крупности кусков руды.

С целью повышения извлечения благородных металлов в продуктивный раствор перспективно применение энергетических воздействий на минеральное сырьё.

Наиболее перспективными разработками в этой области представляются технические решения, базирующиеся на использовании высокоэнергетических воздействий на рудную пульпу, в частности, импульсными электрическими полями высокой напряжённости, СВЧ-излучениями и плазмохимическими процессами.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

В ХФИЦ ДВО РАН были выполнены исследования влияния фотоэлектрохимической активации рабочих растворов и влияние активации на итоговое извлечение золота. Активированный перкарбонатно-цианидный раствор обеспечивает существенно более предпочтительную кинетику и динамику выщелачивания по сравнению со стандартным раствором. Также снижение крупности минерального сырья способствует повышению доступности золота для контакта с рабочими растворами выщелачивания. По всем параллельным сливам содержание золота в продуктивных растворах значительно (более чем на 30 %) превышает таковое для обеих контрольных схем. По фракции -20+10 содержание золота в первом экспериментальном сливе превышает стандартное на 46 %, в завершающем - 6 сливе на 73 %.

По фракции -40+20 содержание золота в первом экспериментальном сливе превышает стандартное на 50 %, в завершающем 6 сливе - на 68 %.

В ХФИЦ ДВО РАН разработаны новые и усовершенствованы существующие технологии разработки россыпных месторождений благородных металлов, позволяющие значительно увеличить извлечение ценных компонентов:

- технология отработки техногенных россыпных месторождений благородных металлов, которая за счёт создания в нижней части россыпи обогащённой зоны позволяет вводить в эксплуатацию месторождения, отработка которых ранее считалась нерентабельной. Технология прошла промышленные испытания на месторождении руч. Болотистый (Хабаровский край);
- технология обработки золотосодержащих концентратов шлюзовых промывочных приборов экологически чистыми химическими реагентами на основе галогенидов, позволяющая изменить гидрофобные свойства частиц золота и увеличить извлечение всех его классов, особенно мелкого и тонкого. Технология прошла опробование в ШОУ Соловьёвского прииска (Амурская область), уч. Гайфон и Октябрьский (ЗАО «АС Прибрежная», Хабаровский край).
- бочечный промывочный прибор ПБШ-100 производительностью 100 м³/ч, на котором реализован ряд собственных инновационных решений, в совокупности позволяющих производить дезинтеграцию и классификацию песков с максимальной эффективностью, а также обогащение песков с минимальными потерями полезных компонентов. ПБШ-100 в течение нескольких лет успешно работают на месторождениях р. Якутка (Амурская обл.), руч. Ихтинга (Хабаровский край), р. Лагери (Сахалинская область);
- система автоматического контроля и регулирования параметров гидропотока на шлюзах промывочных приборов при обогащении песков россыпных месторождений, которая позволяет в автоматическом режиме регулировать количество подаваемой технологической воды в зависимости от объёма обогащаемых песков, создавая тем самым наиболее благоприятный режим работы шлюзов. Данной системой оснащаются промприборы ПБШ собственного производства.

В ХФИЦ ДВО РАН разработана технология вовлечения в переработку лежалых хвостов обогатительной фабрики (Ярославская горнорудная компания, Приморский край). Запасы хвостов по имеющимся данным составляют не менее 30 млн. тонн, содержание флюорита колеблется в различных участках хвостохранилища от 11 до 23 %.

Обоснована и предложена для промышленных испытаний технологическая схема, построенная на рациональной дисперсно-шламовой подготовке и флотации с применением оригинальных композиций реагентов. Извлечение флюорита в качественные концентраты может составлять 64,6-70,5 %. Установлена эффективность применения ультразвуковой и электрохимической обработки жидкой фазы флотационной пульпы.

Выводы

Применение нестандартных методов химического анализа золотоносного сырья, содержащего дисперсные формы золота, позволяет выявить промышленные содержания в случаях, когда стандартные методы не определяют наличие золота в исследуемом материале.

Исследования активационного перколяционного выщелачивания золота и серебра из крупнокусковой бедной руды одного из месторождений Дальневосточного Федерального округа подтвердили технологическую эффективность процесса. Применение активации рабочих растворов выщелачивания способствует повышению извлечения золота перколяционным (соответственно кучным) выщелачиванием. Также необходимо оптимизировать гранулометрический состав руды, плотность орошения.

Особое внимание уделено вопросам переработки техногенного минерального сырья и доизвлечения ценных компонентов из него.

The main developments of the Khabarovsk federal research center FEB RAS in the field of processing of mineral raw materials of the far eastern federal district

Rasskazov I.Yu., Alekseev V.S., Kienko L.A., Rasskazova A.V.

The article provides an overview of the most significant results of analytical and technological studies, processes of energy impacts on mineral matrices. The application of methods of physical and chemical geotechnology in the extraction of dispersed gold from ore and alluvial and secondary mineral raw materials is considered.

ИСТОРИЯ СОЗДАНИЯ И РАЗВИТИЯ НАУЧНО-ПЕДАГОГИЧЕСКОЙ ШКОЛЫ ОБОГАТИТЕЛЕЙ В СТЕНАХ МОСКОВСКОЙ ГОРНОЙ АКАДЕМИИ - НИТУ «МИСИС»

Т.Ю. Юшина¹, И.М. Петров²

¹ НИТУ МИСИС, Москва, Российская Федерация, *e-mail: yuti62@mail.ru*

² ООО «Исследовательская группа «Инфолайн», Москва, Российская Федерация, *e-mail: igo382@yandex.ru*

На основе изучения архивных материалов авторам удалось установить время создания кафедры механической обработки (обогащения) в составе Московской горной академии. Найдены новые документы, свидетельствующие о том, что первым заведующим кафедрой был Вацлав Бобр (1919–1920 гг.). Исследованы также материалы по становлению кафедры в середине-конце 20-х гг. и развитию научно-педагогической школы обогатителей в стенах Московской горной академии в этот период.

Декрет Совета народных комиссаров об образовании Московской горной академии (МГА) был подписан 4 сентября 1918 г. С самого начала организации Академии встал вопрос о формировании структуры будущего учебного заведения, создании кабинетов (кафедр), конечно, поиск профессоров и преподавателей. При этом основным принципом (после некоторых дискуссий) был выбран такой - «каждый профессор имеет кафедру» [1].

Наши исследования показали, что первым преподавателем обогащения руд в Московской Горной Академии был Вацлав Казимирович Бобр. Обращение к нему Организационной комиссии МГА с предложением должности *«преподавателя по учебной части ... по механическому обогащению руд (Горное искусство)»* - датировано 21 ноября 1918 г. [2, л.5]. Ответное заявление В.К. Бобра с согласием датировано пятью днями позже - 26 ноября 1918 г. [2, л.6]. Следует отметить, что Вацлав Бобр до революции он был довольно известным горным инженером. И самое главное, он был учеником Генриха Оттоновича Чечотта, основателя обогатительного направления в Российской Империи. В деле Бобра есть рекомендация Г.О. Чечотта, датированная 19 ноября 1918 г. и направленная Председателю Организационной комиссии МГА.

Согласно автобиографии, Вацлав Казимирович Бобр родился на территории Царства Польского, входившего в состав Российской Империи, в городе Лович 22 ноября 1885 г. Его отец работал военным врачом [3]. Сначала Вацлав учился в Варшавском университете [4], потом - в Горном институте в Санкт-Петербурге (1905–12 гг.), получил звание горного инженера. Среди однокурсников Бобра - Пётр Лященко, в будущем известный учёный-обогачитель [5]. После окончания института Бобр работал на горных предприятиях Нерчинского округа, где «руководил работами по обследованию и промышленным разведкам рудных месторождений золота».

На Дмитриевском месторождении под руководством В.К. Бобра была построена испытательная станция для измельчения, амальгамации и цианирования золотосодержащих руд.

В 1914 г. Бобр был откомандирован на Урал для изучения уральской золоторудной промышленности. В 1916–18 гг. работал в Горном институте в Петрограде, где принимал непосредственное участие в проектировании и оборудовании лаборатории механического обогащения руд и проведении исследований (в частности, вольфрамовых руд Баевского месторождения). Летом 1918 г. Вацлав Бобр по личным обстоятельствам переехал в Москву, где работал консультантом Общества «Технопомощь» [2, л.5].

Сфера интересов Вацлава Казимировича была довольно широка, что видно по опубликованным статьям в разных газетах и журналах – минерально-сырьевая база ванадия; снабжением России вольфрамом для военной промышленности; общие проблемы экспорта минерального сырья, месторождения золота.

Среди дореволюционных публикаций В.К. Бобра выделяется своим фундаментальным характером изданная в «Горном журнале» статья «Иловые заводы на Среднем и Южном Урале» (1915 г.) [6]. В ней автор подробно описывает посещения им золотоизвлекательные уральские предприятия (Белореченский, Антоновский, Надеждинский и др.).

В списке профессоров и преподавателей МГА (июнь 1919 г. [7]) Вацлав Бобр – заведующий кабинетом механической обработки полезных ископаемых (рисунок 1).

№	ФАМИЛИЯ, Имя и отчество.	Какой курс читает.	Каким Учебно-вспомогательным Учебным предметом занимается.	Не совмещает ли каких либо обязанностей в других Учебных заведениях.	Прим.
10.	СЕРГЕЕВ Михаил Васильевич.	Гидрогеология.		Заведует Секцией Мин. и Сол. в Горном Совете.	
11.	СУРГУНОВ Николай Иванович.	Рудных месторождений.	Кабинетом рудных месторождений.		
12.	ФЕДОРОВСКИЙ Николай Михайлович.	Минералогия.		В О т . с е д о	
13.	ЦИГЛЕР Михаил Карлович.	Металлография, общая металлургия и втуры метал. железа.	Лаборатории: 1/Металлография, 2/Общей металл. и 3/Метал. и		
14.	ЧЕРДАНЦЕВ Иван Алексеевич.	Прикладная электротехника.	Электротехническая лаборатория.		
15.	ШЕЛЕНЦИТ Иван Львович.	Горное Искусство.		Заведует Секцией пром. раз. в Горном Совете.	
16.	ЭНСЛЕН Яков Яковлевич.	Технология Металлов.	Кабинетом. Лаборатор. Мастерскими при кафедре Мех. Технол. мет.		
17.	БОВР Вацлав Казимирович.	Горное Искусство и Механическое обогащение руды, угля.	Кабинетом Механической обработки или полезных ископаемых.		Н е т .
18.	ГЕРКЕ Федор Карлович.	Металлургия и Металлография.		Состоит Председат. Высшего Техническ. Уч.	

Рисунок 1. Список преподавателей Московской горной академии (фрагмент), июнь 1919 г.

Таким образом, с полным основанием говорить, что именно он является первым заведующим кафедрой обогащения полезных ископаемых.

Архивные документы МГА зафиксировали активные действия Вацлава Казимировича по оснащению кабинета механической обработки полезных ископаемых. Это - нахождение помещения, приобретение учебных пособий и различного оборудования, на что было выделено 185 тыс. руб. (средняя зарплата рабочего в то время около 1000 руб.).

Характерно, что Правление МГА отказало В.К. Бобр, который хотел заказать Г.О. Чечотту проект лабораторной установки и проектов отдельных механизмов [8].

В марте 1919 г. Бобр был командирован в Харьков в качестве члена комиссии по экономическому обследованию Украины.

А уже в апреле 1919 г. была задержан ВЧК [2, л.11 и л.12]. В июне 1919 г. Бобр с разрешения ВЧК направляется МГА в Подмосквовный угольный бассейн для посещения рудников, «на коих практикуют студенты Академии, в целях инструктирования их и руководства их работой» [2, л.23].

В июле 1919 г. Бобр заполняет очередную анкету. Вопрос – Кто может вас рекомендовать из коммунистов, советских или видных общественных деятелей? Среди названных - Иоффе Абрам Фёдорович, будущий академик, вице-президент Академии наук [2, л.32].

Неприятный опыт с ВЧК, другие причины или просто интуиция побудили В.К. Бобра покинуть Россию. Это происходит в конце 1920 г. Он оформил соответствующие документы и воспользовался правами «оптанта» - лица, имеющее право выбрать другое гражданство.

В Польше в 1924 г. Бобр опубликовал большую статью «Ископаемые богатства России», вышедшую потом в виде брошюры. Предисловие к ней написал Карл Иванович Богданович, директор Геологического комитета России в 1914–1917 гг. [9]. Известно, что в 30-е годы Бобр жил в Варшаве, работал главным инженером технического отдела нефтяной компании «Standart-Nobel in Poland». Он автор многочисленных публикаций в научных и научно-популярных журналах, в основном посвящённых рынку нефти, угля и продуктам их переработки. Вацлав Бобр погиб во время Варшавского восстания в августе-сентябре 1944 г.

После ухода Бобра Академия начала довольно сложные поиски преподавателей-обогащителей. Они безрезультатно продолжались около двух лет.

Среди возможных кандидатов был и сам Чечотт, а также Михаил Фёдорович Ортин из Свердловска, Николай Самуилович Пенн из Томска.

Все это не приносит успеха, и В.А. Обручев (он был тогда деканом горно-рудничного факультета МГА) обращается уже в Главное управление профессионального образования (Главпрофобр) с просьбой помочь найти кандидатов [2, л.23].

В конце января 1922 г. преподавателем МГА по обогащению был утверждён Виктор Иванович Трушлевич. Но Трушлевич, работавший тогда в Сибири, после своего утверждения и открепления с другого места службы, долго добирался до Москвы и появился там только в середине 1923 г. Интересна просьба Обручева о возможности обеспечить Трушлевичу проезд в Москву с семьёй.

Пока Трушлевич добирался до Москвы, в октябре 1922 г. преподавателем по обогащению был утверждён Пётр Владимирович Лященко ...

Согласно автобиографии П.В. Лященко, он в качестве доцента начал читать лекции в Московской горной академии с 19 октября 1922 г. [11]. Он вошёл в историю обогащения выведенным им параметром Лященко, который остаётся на все времена классическим, его все помнят со студенческой скамьи.

О Трушлевиче известно меньше. Хотя у него была довольно богатая событиями биография, а в личном деле - впечатляющий список научных публикаций, как по количеству статей, так по широте рассматриваемых областей [12].

Виктор Иванович Трушлевич родился в 1887 г. в с. Воскресенское Челябинского уезда Оренбургской области. Проучился один год на физико-математическом факультете Московского университета. Потом учился в Томском университете, который закончил в 1913 г.

В 1914–1916 гг. Трушлевич учился в Массачусетском технологическом институте, у профессоров Ричардса и Локка. В дальнейшем он поддерживал отношения с коллегами из этого института.

В 1916–1917 гг. работал в Киргизском Горнопромышленном Акционерном Обществе в должности помощника управляющего строящегося цинкового завода в Экибастузе. В 20-е годы параллельно преподаванию в МГА, работал в Институте прикладной минералогии (будущий ВИМС).

В 1924 г. Трушлевич действительно активно занимается оснащением флотационной лабораторией, проведением различных исследований (например, обогащение курейского графита, коксование кизеловского угля), ездит в разные командировки.

В сборнике «Московская горная академия – 10 лет» (1928 г.) отмечается, что «обоганительная лаборатория была создана в 1923 году в связи с работой по обогащению руд Курской магнитной аномалии» [13]. Далее подробно описана её высокая оснащённость оборудованием - *«лаборатория оборудуется по принципу: лабораторного масштаба (комн. 1,2,3) и ползаводского масштаба (комн. 4 и 5)»*. За границей закуплен ряд стандартных флотационных машин «наиболее употребительных типов», концентрационный стол Дейстера, сухой и мокрый магнитные сепараторы и т.д. Отмечается, что «стоимость оборудования лаборатории выражается в 28.831 руб.».

Рост исследований, проводившихся в обоганительной лаборатории и на кафедре, повлёк за собой в конце 20-х годов увеличение числа сотрудников, принимаемых на работу. В эти годы были приняты, в частности, Г.И. Прейгерзон и К.А. Симонов, которые в дальнейшем длительное время работали на кафедре обогащения полезных ископаемых Московского горного института.

В апреле 1930 г. был издан Приказ по ВСНХ (№ 1238) - о расформировании Московской Горной Академии им. Сталина. Согласно этому приказу на базе МГА создавались 6 ВТУЗов: Горный, Чёрной металлургии, Цветной металлургии и золота, Торфяной, Нефтяной и Геологоразведочный. При «разделе» МГА встал вопрос о принадлежности кафедры обогащения полезных ископаемых - в состав какого института она должна была войти?

В рамках МГА такое решение принято не было, этот вопрос был передан на рассмотрение в Планово-техничко-экономическое управление ВСНХ.

23 мая 1930 г. состоялось совещание Научно-исследовательского Совета этого управления, где обсуждался вопрос «об обоганительном отделении бывшей МГА». Председателем был известный учёный-обоганитель, одних из создателей Механобра Сергей Ефимович Андреев.

Было принято решение об объединении *«обоганительных специальностей в одном сильно обогатительном факультете, на мощной горной и горно-механической базе, т.е. при Горном институте»* [14].

Забегая немного вперёд. В 1936 г. на узком пяточке Москвы, очерченном Б. Калужской улицей, с одной стороны, и Крымским валом, с другой – было

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

сконцентрировано целых три кафедры обогащения [15]. Две из них находились в Горном институте: кафедра механического обогащения – заведующий Пётр Владимирович Лященко и кафедра специальных методов обогащения – заведующий Виктор Иванович Трушлевич. И одна кафедра - в Институте цветных металлов и золота – заведующий кафедрой Станислав Михайлович Ясюкевич.

Сейчас кафедра обогащения - опять одна, объединённая, в составе НИТУ МИСИС.

Список использованных источников

1. Протокол заседания общего собрания профессоров об организации Горного факультета. 1919. Оп.28. л.1.
 2. Личные дела преподавателей и сотрудников Московской Горной Академии (1918–1930). Дело Московской Горной Академии о службе преподавателя Вацлава Казимировича Бобра. №100. л.5.
 3. ЦГА СПб. Фонд 10. Оп.1. Д.5617. л.2
 4. ЦГИА СПб. Фонд 963. Оп.1. Д.13664. л. 20.
 5. Список лиц, окончивших курс в Горном институте с 1773 по 1923 год //Горный журнал. 1923. №11. С.747-763.
 6. Бобр В.К. Иловые заводы на среднем и южном Урале. Петроград. 1915 – 50 стр.
 7. Списки личного состава преподавателей, профессоров, ассистентов, лекторов и прочих административных служащих. Д.13. Оп.2. 125 л.20.
 8. Протоколы заседаний организационной комиссии по устройству МГА 1918–1919 гг. Оп.1. 207 Л.
 9. Bóbr W. Bogactwa kopalne Rosji. Dąbrowa, Mirek i Ska. 1924 - 122 str. 21.
 10. Протоколы заседаний горно-рудного факультета 1919–1922 гг. Д.38. Оп.2. 136 Л.
 11. Личные дела преподавателей и сотрудников Московского горного института им. И.В. Сталина. Личное дело Лященко Петра Владимировича. №2379. 78 Л.
 12. Личные дела преподавателей и сотрудников Московского горного института. Личное дело Трушлевича Виктора Ивановича. № 6224. 117 Л.
 13. Московская горн, академия, 10 лет, - М., 1929. 115 стр.
 14. Постановление Президиума ВСНХ СССР о развитии брикетирования отходов твердого минерального топлива, а также циркуляры, инструкции, приказы и распоряжения, протоколы ВСНХ и разная переписка относительно реконструкции Московской Горной Академии и образования ВТУЗов. Д.266. Оп.3. л.232.
 15. Вся Москва. 1936 год: Адресно-справочная книга. – М., 1936. С.357.
-

The history of the creation and development of the scientific and pedagogical school of enrichment within the walls of the Moscow mining academy - NUST MISIS

Yushina T.I., Petrov I. M.

Based on the study of archival materials, the authors managed to establish the time of the creation of the department of mechanical processing (enrichment) as part of the Moscow Mining Academy. New documents have been found showing that the first head of the department was Vaclav Bobr (1919-1920). Materials on the formation of the department in the mid-late 20s were also studied. and the development of the scientific and pedagogical school of concentrators within the walls of the Moscow Mining Academy during this period.

КОМПЛЕКСИРОВАНИЕ СОВРЕМЕННЫХ МЕТОДОВ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗА ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД И ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ

О.Б. Котова¹, Е.Г. Ожогоина²

¹ Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина ФИЦ Коми НЦ УрО РАН, Сыктывкар, Российская Федерация, *e-mail: kotova@geo.komisc.ru*

² ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация, *e-mail: vims-ozhogina@mail.ru*

Представлено научно-методическое обоснование минералогических критериев изучения и оценки месторождений упорных высокодисперсных полиминеральных руд (в том числе редкометалльных) различного генезиса, в том числе горнорудных, а также разработка инструментальной и методической базы минералогических исследований с учётом решения проблем национальной безопасности.

Основные тенденции развития современного горно-металлургического комплекса России определяются как геополитическими рисками, так и необходимостью широкого вовлечения труднообогатимых высокодисперсных полиминеральных руд (в том числе, редкометалльных) разного генезиса и горнопромышленных отходов. Дальнейшее развитие самой горной промышленности невозможно без поступательного развития минерально-сырьевой базы (МСБ). Эта проблема особо актуальна для обеспечения экономической независимости страны. Необходимо актуализировать методы технологической минералогии (ТМ) в познании природы минерального вещества и совершенствовать методики выявления минералогических критериев, методы диагностики и определения свойств минералов для эффективного освоения МСБ. Одна из важнейших задач ТМ: разработка рационального комплекса методов минералогического анализа для решения технологических задач на основе совершенствования, рационального комплексирования известных и создания новых эффективных методов идентификации минералов и количественного фазового анализа труднообогатимых высокодисперсных полиминеральных руд (в том числе, редкометалльных). Необходимо научно-методическое обоснование минералогических критериев оценки руд разнотипных месторождений и развитие аппаратурной базы минералогических исследований.

В основу минералогического сопровождения положены методические подходы, которые предполагают получение минералогической информации на всех стадиях ГРР о минеральном сырье (МС) от исследования особенностей рудного тела месторождения относительно пространственной концентрации полезных металлов до выявления минералогических факторов, позволяющих определять качество полезных ископаемых (минеральный, химический и гранулярный составы руды (горной породы)), характер взаимоотношения минералов, вторичные изменения и их интенсивность, распределение элементов по минералам руды и пр.

Методы исследования включали как традиционные наблюдения и качественное изучение минеральных проявлений при геокартировании и проведении прочих видов полевых работ, так и ряд лабораторных методов анализа: оптических (оптико-петрографический, оптико-минералогический минераграфический,

термобарогеохимический); прецизионных инструментальных физических (рентгенографический, термический, магнитометрический, квантовооптический, микрорентгеноспектральный, ИК- и ЯГР- спектроскопия, растровая и просвечивающая электронная микроскопия); различных количественных методов элементного анализа; изотопный анализ и различные методы определения органических примесей в минеральном веществе (Котова, Ожогина, 2022).

Предполагается четыре аспекта минералогического сопровождения технологии переработки (освоения) твёрдого полезного ископаемого (ТПИ): получение информации – достоверной, доступной, оперативной; интерпретация информации – понимание и наглядность; преобразование информации до рекомендации технологий; внедрение информации – внесение изменений в существующую схему или инновация процесса. Следует отметить развитие новых технологий, например, взаимозаменяемости информации при изучении однотипных месторождений.

Технический прогресс предъявляет новые требования к ТПИ, появляются новые виды минерального сырья, в переработку вовлекается нетрадиционное сырьё. К нетрадиционному минеральному сырью сегодня можно отнести: комплексные руды с низким содержанием полезных минералов, сложным отношением их как между собой, так и с породообразующими фазами, близостью физико-химических свойств минералов; тонкодисперсные полиминеральные руды, содержащие несколько полезных минералов, присутствующих в тесной ассоциации и в незначительных количествах, в том числе руды, давно известные и используемые, сформированные рудообразующими минералами нанометровой размерности, имеющими необычные физические и химические свойства. Это отечественные марганцевые, титановые руды с низким содержанием полезного металла, труднообогатимые железные руды, океанические оксидные руды, отдельные виды техногенного сырья (отходы добычи и переработки руд) и др.

Совершенствование методических подходов минералогического сопровождения комплексной оценки можно рассмотреть на примере титановых руд (Пижемской палеороссыпи, Средний Тиман) с учётом трансформации минеральных фаз в результате экстремальных воздействий и их физико-химических свойств для промышленных приложений (Котова, Ожогина, Понарядов, 2022). Для достижения цели решались задачи: выявление оптимального комплекса методов минералогического анализа для прогнозной оценки дальнейшего использования титановых песчаников; рассмотрение трансформации минеральных фаз в результате экстремальных воздействий (на примере немагнитной фракции ильменит-лейкокситовых песчаников) для совершенствования методических подходов комплексной оценки.

Показано, что для получения достоверной информации об составе и строении титановых песчаников необходим комплекс физических методов минералогического анализа. Традиционные методы оптической микроскопии позволили получить только общие представления о текстурно-структурных особенностях и в меньшей степени о составе (полуколичественном) песчаников и слагающих их минеральных агрегатов. Поэтому оптимальными методами прогнозной оценки титановых песчаников можно считать рентгенографический и электронно-микроскопический анализы, но при этом методы оптической микроскопии (оптико-минералогический и оптико-петрографический) должны быть задействованы в обязательном порядке. Именно они

позволяют правильно определить виды и последовательность минералогического изучения, а на заключительном этапе способствуют грамотной интерпретации полученных результатов.

Минералогические исследования агрегата лейкоксена и сопутствующих минералов проводились многими исследователями, однако проблема лейкоксена - его состава - остаётся дискуссионной.

Кроме лейкоксена в тяжёлой фракции присутствуют псевдуртил, ильменит и рутил. Встречаются также циркон, анатаз, монацит. Особенностью титановых минералов Тимана является высокое содержание оксидов марганца. Минералогические особенности пижемских ильменит-лейкоксеновых песчаников (их сложный полиминеральный состав, где наряду с главными рудными компонентами присутствуют другие металлы, форма нахождения которых различная (изоморфная примесь, самостоятельные минеральные фазы), а главными титаносодержащими фазами титаноносных песчаников являются псевдуртил $Fe_2O_3 \cdot 3TiO_2$ и «лейкоксен»), выявленные комплексом минералого-аналитических методов с доминирующей ролью РФА и СЭМ, позволяют оценить их физико-химические свойства для дальнейшего использования.

В развитие направления модифицирования минерального сырья для повышения эффективности его утилизации, включая цементирующий материал, были изучены трансформации титановых минеральных фаз в результате экстремальных воздействий и их физико-химические свойства для промышленных приложений (сорбентов, нанореакторов, нанокomпозитов и т.д.). Впервые предпринята попытка совершенствования методических подходов к минералогическому изучению пижемских титановых руд в рамках минералогического сопровождения их комплексной оценки с учётом трансформации минеральных фаз в результате экстремальных воздействий и физико-химических свойств как агентов-модификаторов при синтезе промышленных продуктов.

Необходимы новые методы и подходы к освоению всего спектра техногенного сырья с использованием современных концепций технологической минералогии и опыта работы с МС. Освоение техногенных месторождений позволит поддерживать требуемый уровень производства металлов, включая критические, при возможном снижении объёмов добычи металлических руд. Основные проблемы индустрии добычи техногенных полезных ископаемых в России в настоящее время заключается в отсутствии эффективной нормативно-правовой базы, достоверного реестра техногенных месторождений и методологических подходах.

Таким образом, важной составной частью повышения эффективности освоения МСБ является интеграция минералогических исследований полезных ископаемых и достижений научно-технического прогресса, совершенствование методологии комплексирования современных методов минералогического анализа.

Развитие и реализация такого подхода предполагают:

1) комплексный характер МС, обусловленный геохимическими законами распределения химических элементов, концентрацией и распространением минералов в процессах рудогенеза и последующего преобразования руд и горных пород (включая техногенные продукты);

2) специфику минералогического анализа труднообогатимых руд, учитывающую их природные особенности;

3) комплексное использование полезных ископаемых, в том числе и техногенного происхождения, включающее комбинированные технологии переработки, способствующие повышению эффективности извлечения полезных компонентов.

Список использованных источников

1. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Понарядов А.В. Технологическая минералогия: развитие комплексной оценки титановых руд (на примере Пижемского месторождения) // Записки Горного института. 2022. Т.256. № 4. С.632-641.
 2. Ожогина Е.Г., Котова О.Б. Технологическая минералогия в решении проблем комплексной переработки минерального сырья // Устойчивое развитие горных территорий. 2021. Т.13. № 2(48) С.170-178.
-

Complexing of modern methods of mineralogical analysis of hard-to-dress ores and mining waste

Kotova O.B., Ozhogina E.G.

Scientific and methodological substantiation of the mineralogical criteria for studying and evaluating deposits of refractory highly dispersed polymineral ores (including rare metal ones) of various genesis, including mining, as well as the development of an instrumental and methodological base for mineralogical research, taking into account the solution of national security problems, is presented.

**РАЗВИТИЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ОСНОВЕ
ПРИМЕНЕНИЯ МНОГОАТОМНЫХ СПИРТОВ И АМИНОКИСЛОТ**

А.В. Курков, С.И. Ануфриева, Е.Г. Лихникевич, Г.И. Авдонин

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им.
Н.М. Федоровского», Роснедра, Москва, Российская Федерация, e-mail: kurkov@vims-geo.ru;
anufrieva@vims-geo.ru; likhnikievich@vims-geo.ru; avdonin@vims-geo.ru

Представлены результаты усовершенствования гидрометаллургических процессов с применением экологически безопасных растворителей: аминокислоты-глицина, и многоатомного спирта глицерина на примере золотосодержащих, золото-сурьмяных и урановых руд. Предложен технологический режим выщелачивания золотосодержащих руд с применением сочетания глицина и заместителя цианида Jinchuan Environmental-friendly Gold Dressing Agent (JGD), представляющий альтернативу процессу GlyCat с добавлением цианида. Разработана двухстадийная технология выщелачивания золото-сурьмяных руд, включающая выщелачивание сурьмы глицерином на первой стадии и выщелачивание золота из обессурьмяниного кека на второй стадии с применением сочетания глицина и реагента JGD. Показано, что глицинатные растворы в процессе выщелачивания урановых руд могут способствовать деструкции рудного материала, а также являться питательной средой для роста грибовой биомассы, проявляющей свойства биосорбента урана.

Современные тенденции развития экономики стимулируют работы по совершенствованию гидрометаллургических процессов переработки минерального сырья для перехода химических и горнодобывающих производств на рельсы «зелёной

химии». Концепция «зелёной химии» или «долговременных технологий» в оценку эффективности процессов включает исключение вредных стоков и отказ от применения токсических и/или вредных веществ [1]. Важным аспектом разработки такого подхода является применение экологически безопасных растворителей, какими являются многоатомный спирт - глицерин и аминокислота - глицин. Выбор глицина и глицерина в качестве выщелачивающих реагентов обусловлен их малой токсичностью, доступностью, высокой химической активностью и способностью к комплексообразованию.

Аминоуксусная кислота (глицин, химическая формула $\text{NH}_2\text{CH}_2\text{COOH}$ или $\text{C}_2\text{H}_4\text{NO}_2\text{H}$) в последние годы активно исследуется для использования в качестве нетоксичного и экологически безопасного реагента для выщелачивания золота, МПГ, меди и некоторых цветных металлов из упорных и бедных руд, а также техногенного сырья [2, 3].

Глицин производится в промышленности синтетически (преимущественно путём аминирования хлоруксусной кислоты). Глицин широко используется в промышленности и сельском хозяйстве в качестве кормовой добавки, компонента пищевых приправ и косметических средств, а также в химической промышленности для синтеза комплексообразующих агентов, при производстве удобрений и буферных смесей в аналитической химии [2]. Помимо нетоксичности, одним из основных потенциальных преимуществ глицина является его селективность по отношению к Au, Ag, Cu, Zn, Ni и Co в щелочной среде, в то время как литофильные элементы (Ca, Sr, Mn, Fe и другие) в этих условиях не образуют глицинатных комплексов [4].

Среди основных преимуществ использования глицина для выщелачивания металлов можно отметить следующие [3]:

- нетоксичность, нелетучесть, термическая устойчивость, относительная дешевизна, отсутствие проблем при хранении;
- возможность использования в различных вариантах процессов выщелачивания (кучное, перколяционное, агитационное);
- лёгкость сорбционного извлечения Au и Ag из продуктивных растворов глицинатного выщелачивания;
- низкая коррозионная активность технологических растворов и возможность использования дешёвых конструкционных материалов (трубопроводы, реакторы и т.д.).

Основной объём работ в области применения глицина для выщелачивания металлов из рудного сырья выполняются в Австралии государственной Организацией по научным и производственным исследованиям Содружества (CSIRO) в сотрудничестве с университетом Curtin University (г. Перт, штат Западная Австралия). Компанией запатентованы технологические процессы глицинового выщелачивания GlyLeach, GlyCat, GlySlag, GlyMine и GlySmelt [3].

Процесс GlyCat – выщелачивание Au и Cu из золотосодержащих руд с высоким содержанием меди, переработка которых традиционным цианированием экономически нецелесообразна. Выщелачивание проводится растворами глицина (Gly) с добавками небольшого количества NaCN (2 – 10 г/л Gly и 0,15 – 0,2 г/л NaCN, pH 9 – 12).

Процесс GlyLeach – селективное выщелачивание драгоценных и цветных металлов растворами глицина при pH 9 – 12.

Процесс GlySlag – выщелачивание Cu и других цветных и драгоценных металлов из упорных к выщелачиванию шлаков пирометаллургических производств.

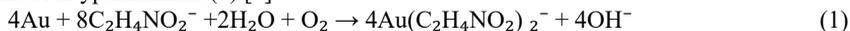
Процесс GlyMine – применение растворов глицина для кучного, шахтного и подземного выщелачивания металлов.

Процесс GlySmelt – использование глицина для достижения максимального извлечения металлов из флотоконцентратов.

Глицерин (пропантриол-1,2,3) (C₃H₈O₃), простейший из трёхатомных спиртов, входит в состав сложных эфиров природного происхождения - жидких и твёрдых жиров, нетоксичен. Бесцветная вязкая жидкость, за счёт наличия водородных связей смешивается с водой в любых отношениях. Кислотные свойства, у глицерина выражены сильнее, чем у одно- и двух атомных спиртов. Поэтому глицерин даёт три ряда металлических производных - *глицератов*, которые могут получаться даже при действии на глицерин оксидов, например, оксида меди. Глицерин широко используется в кожевенной, текстильной промышленности при отделке кож и тканей и в других областях народного хозяйства. Глицерин и его производные используются в пищевой, фармакологической, косметической промышленности, также используются как антифризы и взрывчатые вещества [5].

Щелочно-глицинатное выщелачивание [6] золотосодержащих руд и концентратов, является современной альтернативой цианидного выщелачивания (процесс GlyLeach), однако из-за длительности процесса оно перспективно для кучного и подземного выщелачивания, где общее время выщелачивания обычно составляет 10 суток и более.

Основная реакция выщелачивания золота глицином в щелочной среде описывается уравнением (1) [7]:



Для атмосферного выщелачивания наиболее перспективен процесс GlyCat с добавлением цианида.

В качестве заменителя цианида натрия могут быть использованы нецианистые реагенты китайского производства, одним из которых является новый высокотехнологичный продукт, созданный крупнейшей китайской компанией Guangxi Senhe High Technology Co. Lmt - *Jinchan Environmental-friendly Gold Dressing Agent (JGD)*. В настоящее время наряду с глицином реагент JGD является запатентованным продуктом для «экологически чистой добычи золота» в мире [8]. К основным химическим соединениям в продукте относятся SC(NH₂)₂, NaSiO₃, NaOH, (NaPO₃)₆ [9], а элементный состав представлен С - 22,04, Na - 38,3, N - 15,12, O - 22,92, Fe - 0,96, Cl - 0,36 [10]. Из представленного состава можно предположить, что цианистые соединения образуются непосредственно в пульпе при выщелачивании золота. Поэтому данный реагент может быть использован при извлечении золота в качестве заменителя цианида натрия без изменения технологического процесса и оборудования (аналогично обычному цианированию). В настоящее время данный реагент все шире используется при разработке технологий переработки золотосодержащих руд. [10]. В России данный реагент был использован ООО «Золото Дельмачик» при отработке Дельмачикского золоторудного месторождения.

В данной работе проведена оценка возможности замены цианида в процессе GlyCat (щелочно-глицинатное выщелачивание золота), используемого в качестве каталитической добавки, на более безопасный реагент JGD. Исследования проведены на пробе окисленной сульфидной золотосодержащей арсенопиритной руды.

Химический и минеральный составы пробы представлены в таблице 1 и 2.

Выщелачивание проводили на пробе руды крупностью –0,074 мм в агитационном режиме при $t = 18-20\text{ }^{\circ}\text{C}$ в течение 12 ч при $T : Ж = 1 : 10$ с использованием 0,15 моль/л раствора глицина. Для создания щелочной среды, необходимой для предотвращения разложения аминокислотных комплексов золота, был использован раствор гидроксида натрия (0,5 моль/л). В 1-ом опыте в качестве окислителя был добавлен перманганат калия в массовом соотношении глицин: перманганат калия = 4:1, а во 2-ом - реагент JGD в массовом соотношении глицин: JGD = 5:1. Результаты опытов приведены в таблице 3.

Проведённые эксперименты по извлечению золота из окисленной сульфидной золотосодержащей арсенопиритной руды щелочным раствором глицина с добавлением реагента JGD показали перспективность использования этой добавки: за 12 ч выщелачивания при $t = 18-20\text{ }^{\circ}\text{C}$ в раствор извлекается ~90 % Au, а при добавлении в качестве окислителя перманганата калия извлечение составляет 63,23 %. Повышение температуры до $55\text{ }^{\circ}\text{C}$ не оказывает значительного влияния на степень извлечения золота в раствор.

Таблица 1 - Химический состав пробы, %

Al_2O_3	SiO_2	P_2O_5	SO_3	Fe_2O_3	As_2O_3	K_2O	Na_2O	CaO	Au, г/т
14,42	67,70	0,19	0,19	6,87	1,61	2,63	1,29	0,82	22,8

Таблица 2 - Минеральный состав пробы, %

Минерал	Формула	Массовая доля, %
Кварц	SiO_2	55,0
Плагиоклаз	$(\text{Na}, \text{Ca})\text{Al}(\text{Si}, \text{Al})\text{Si}_3\text{O}_8$	12,5
Калиевый полевой шпат	KAlSi_3O_8	6,0
Скородит	$\text{FeAsO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2,0
Арсенопирит	FeAsS	1,5
Слюда	$\text{KAl}_2[\text{AlSi}_3]\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	10,0
Иллит	$\text{KA}_{1/2}[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH})_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	8,0
Хлорит	$(\text{Mg}, \text{Fe})_6(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	2,0
Сумма кристаллических фаз		97,0

Таблица 3 - Результаты исследований по агитационному вскрытию окисленной сульфидной золотосодержащей арсенопиритной руды

Выход кека, %	Содержание в кеке, %					Извлечено в раствор, %				
	Au, г/т	Al_2O_3	SiO_2	As_2O_3	SO_3	Au	Al_2O_3	SiO_2	As_2O_3	SO_3
с добавлением перманганата калия										
99,80	8,40	13,04	64,00	0,66	0,11	63,23	9,75	5,65	59,09	42,22
с добавлением реагента JGD										
97,68	2,33	14,23	68,55	0,55	0,065	90,02	3,60	1,09	66,63	66,58
с добавлением реагента JGD, $t = 55\text{ }^{\circ}\text{C}$										
97,8	2,20	14,35	68,43	0,50	0,078	90,50	2,67	1,14	69,62	59,85

Таким образом, сочетание двух растворителей нового поколения (глицина и реагента JGD) открывает возможности применения наиболее экологически безопасного процесса для выщелачивания золота, учитывая применение в качестве основного выщелачивающего агента – глицина, у которого практически полностью отсутствует токсичность.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Отсутствие в РФ действующих предприятий по переработке сурьмяного сырья, зависимость отечественной промышленности от импорта товарных соединений сурьмы, существующие экологически напряжённые технологии переработки диктуют необходимость модернизации существующих технологий и разработки более совершенных технологических решений.

Глицератно-глицинатное выщелачивание золото-сурьмяных руд и концентратов. На основании комплекса технологических исследований на золото-сурьмяных рудах месторождений различных геолого-промышленных типов ВИМСом разработана комбинированная экологически безопасная технология *глицератно-глицинатного выщелачивания* золото-сурьмяных руд и концентратов (рисунок 1).



Рисунок 1. Принципиальная схема гидрометаллургической технологии комплексной переработки золото-сурьмяных руд и концентратов

Технология предусматривает двухстадийное выщелачивание: **первая стадия** заключается в щелочно-глицератном выщелачивании руды с использованием глицерина [11, 12]. Использование многоатомного спирта - глицерина обеспечивает селекцию сурьмы от золота и мышьяка за счёт образования устойчивого комплекса с сурьмой [13].

Взаимодействие сульфида сурьмы с щелочно-глицератным раствором - сложный многостадийный процесс (реакция (2)). Он начинается с образования теоантимонита и антимонита натрия, которые, постепенно гидролизуясь, превращаются в метаантимонит и триоксид сурьмы, взаимодействуя уже непосредственно с глицерином в избытке щелочи [13]:



Скорость взаимодействия зависит от вещественного состава сурьмяного сырья различной степени окисленности: сульфидные (30 % окисленных минералов), смешанные (30–50 % окисленных минералов), окисленные (более 50 % окисленных минералов).

На скорость взаимодействия также влияют тонина помолы, концентрация и расход выщелачивающего раствора, температура и продолжительность процесса.

Степень извлечения сурьмы в раствор снижается при повышенном содержании в руде алюмосиликатных минералов (полевых шпатов и др.), взаимодействие с которыми приводит к снижению концентрации свободной щелочи в растворе ввиду образования щелочных гидроалюмосиликатов [14].

Вторая стадия предусматривает выщелачивание обессурьмянного кека бисцианидным реагентом – глицином в сочетании с реагентом JGD. Выщелачивание проводится в агитационном режиме с использованием реакционной ёмкости и перемешивающего устройства. Концентрация глицината натрия поддерживается на уровне 0,1–0,2 моль/л. Процесс проводят при комнатной температуре (18–20 °С) и значении $pH = 9–10$.

Одним из примеров возможности применения глицерина и глицина является экспериментальная оценка вскрытия золото-сурьмяной руды Олимпиадинского месторождения. Исследования проводились на пробе руды крупностью $-0,074$ мм, имеющей следующий состав: Au - 2,96 г/т, Sb - 4,41 %, Si - 17,99 %, Al - 5,36 %, Fe - 3,58 %, $S_{\text{общ}}$ - 1,46 %, As - 0,12 %, Ca - 16,09 %. Выщелачивание проводилось в агитационном режиме в 2 стадии. На 1 стадии осуществлялось выщелачивание сурьмы щелочно-глицератным раствором в ранее установленных условиях [P132]: $C_{\text{NaOH}} = 100$ г/л, $C_{\text{глицерина}} = 100$ г/л, $\tau = 3$ ч, отношение Т : Ж = 1:10, $t = 95$ °С. Степень извлечения сурьмы в этих условиях составила 98 %. Получение товарных соединений сурьмы (сульфид сурьмы, оксид сурьмы, сурьма металлическая) из продуктивных растворов после выщелачивания может быть осуществлено с применением традиционных осадительных и электрохимических методов [15].

На 2 стадии проводилось глицинатное выщелачивание золота из кека от первой стадии в следующем режиме: $t = 18–20$ °С, отношение Т : Ж = 1 : 10 раствором глицина и реагента JGD в соотношении 5:1 (0,1 моль/л по глицину) с добавлением гидроксида натрия 0,5 моль/л (для предотвращения разложения аминокислотных комплексов золота, устойчивых лишь в щелочной среде). Выщелачивание осуществляли в течение 24 часов.

Степень извлечения золота при глицинатном выщелачивании кека в продуктивный раствор составила 72 %. Выделение золота из глицинатных растворов может быть осуществлено известными методами: сорбцией и цементацией [3].

Предложенный процесс может быть использован при создании современного отечественного гидрометаллургического производства по переработке золото-сурьмяного сырья как наиболее безопасный для окружающей среды среди всех известных пиро- и гидрометаллургических методов.

Воздействие растворов глицина на урановые руды.

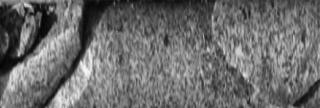
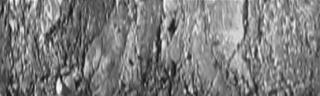
В условиях, моделирующих кучное выщелачивание, было установлено, что водные растворы глицина воздействуют на рудные и породообразующие минералы не только в щелочных, но и в кислых, и нейтральных средах. Основные породообразующие минералы довольно устойчивы, как в щелочных, так и слабокислых растворах глицина. Однако в ряде случаев монокристаллические куски некоторых руд под воздействием слабокислых растворов глицина распадаются на отдельные минеральные зерна [16]. Это явление может быть использовано для вскрытия упорных урановых руд, слабопроницаемых и/или содержащих такие трудно вскрываемые

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

серной кислотой минералы, как отенит. В связи с этим было решено оценить поведение в растворах глицина урановых руд различного состава.

На месторождении Березовое из 5 природных типов руд были отобраны 7 проб, представляющие: наиболее часто встречающиеся руды IV типа (образцы №№ 1; 2; 3; 4; 5); несколько реже - V (образцы №№ 6 и 7); ограниченно распространённые руды II типа (образец № 1) Ко II типу руд на Березовом месторождении относят прожилковые и тонко-янтисто вкрапленные в гранитах, цеолит-полевошпат-кварц-монтмориллонитовые руды с отенитом. К IV типу - тонко-янтисто вкрапленные в чередующихся плотных и рыхлых брекчированных гранитах, полевошпат-кварц-монтмориллонитовые и кварц-полевошпатовые с отенитом, уранофаном. К V типу - трещинные (примазки) полевошпат-кварцевые с отенитом, уранофаном, настураном (таблица 4).

Таблица 4. Характеристика отобранных керновых проб из рудных гранитов месторождения Березовое

Тип руды	№ образца	Исходная Cu, %	Керн	Скважина № (глубина, м), описание пробы
II	1	0,059		СТ-1-09 (147,1–147,3) гранит мелкозернистый биотитовый, видимые урановые слюдки - отенит и уранофан
IV	2	0,41		248 (36,3–363,5) гранит мелкозернистый, биотитовый, цеолитизированный
IV	3	1,21		252 (117,3–117,8) гранит мелкозернистый, темно-серый, содержание темноцветов - 10–15 %
IV	4	0,55		254 (117,3–117,7) гранит мелкозернистый, интенсивно аргиллизированный, трещины залечены цеолитом, уранофан
IV	5	1,62		265 (55,4–55,8) зона брекчирования с гематитизацией и цеолитизацией
V	6	1,17		254 (114,0–114,5) зона трещиноватости мелкозернистого гранита, уранофан
V	7	1,24		254 (169,9–170,4) зона милонитизации гранит-аплита гематитизированного

В результате проведённых работ было установлено существенное изменение гранулометрического состава ряда проб под воздействием растворов глицина в нейтральной и слабокислой среде. В отдельных случаях фиксировался распад монолитных кусков руды на отдельные минеральные зёрна (таблица 5).

Для сравнительной оценки воздействия растворов глицина на рудный материал были проведены опыты с изменением концентрации кислоты и глицина. Опыты проводили на кусковом материале размером 30–40 мм. Выщелачивание проводили на пробах месторождения Березовое в статических условиях в течение 7 суток с ежедневным перемешиванием, отношение Ж:Т составляло 10.

Опыт № 1 (V тип) при значении $pH = 10,3$ и концентрации глицина - 30 г/л. Образец плотного, массивного светло-серого гранита с желтоватым оттенком и с ассиметричным прожилком лимонно-жёлтого цвета урановой минерализации. Образец практически не разрушился, вынос урана в раствор минимален.

Опыт № 1а (V тип) при значении $pH = 2,2$ и концентрации глицина - 30 г/л. Под воздействием раствора тот же штуф раскололся по прожилку, достаточно хорошо сохранившемся, гранит разрушился до мелкозернистой массы. Значительная доля уранового минерала растворилась, но осталась тонкая корочка на обоих осколках прожилка. В зернистой массе присутствуют зёрна кварца, полевого шпата и тонкозернистая рыхлая глинистая масса из гипса и монтмориллонита.

Опыт № 2 (IV тип) при значении $pH = 2,3$ и концентрации глицина - 30 г/л. Два массивных куска с пятнисто-прожилковой текстурой. Пятна темно-коричневого цвета - интенсивно пропитанный гидроксидами железа полевой шпат. Прожилково-пятнистая корковая, жирного блеска, серовато-жёлтого цвета масса уранового минерала тесно прорастает коричневую массу. При воздействии раствора произошло сильное разрушение кусков с растворением жёлтых урановых минералов и частично гидроксидов железа. Зернистая масса в кеке приобрела бело-розовато-бежевую окраску, в которой встречаются отдельные зёрна гематита и слюды желтовато-золотистого и зеленовато-коричневого цвета. Отмечаются тонкие прозрачные волоски новообразованного гипса.

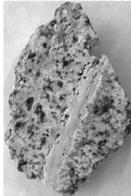
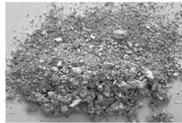
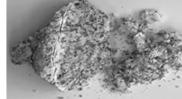
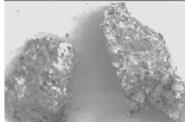
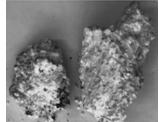
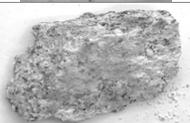
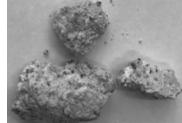
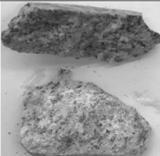
Опыт № 3 (V тип) при значении $pH = 6,6$ и концентрации глицина - 30 г/л. Образец светло-серого гранита с лимонно-жёлтыми пятнами и прожилком по центру. Темноцветная вкраплённость представлена в основном темно-серым кварцем и отдельными пластинчатыми зёрнами биотита. По полевому шпату распространяются рыжие пятна и включения гидроксидов Fe. Жёлтый прожилок урановой минерализации слоисто-глинистой массы. Образец практически не разрушился и выноса урана в раствор практически не произошло.

Опыт № а (V тип) тот же образец, погруженный в подкислённый раствор со значением $pH = 2,3$ и концентрацией глицина - 30 г/л, частично разрушился. При этом в кеке центральный прожилок остался целым.

Опыт № 4 (IV тип) при значении $pH = 2,2$ и концентрации глицина - 5 г/л. Два обломка серовато-жёлтого цвета с вкраплённостью мелких зёрен темно-серого кварца, темно-коричневого биотита, включения гидроксидов Fe. Структура массивная. Под воздействием раствора произошло разрушение образцов с образованием белой тонкозернистой рыхлой массы из гипса, изменённого полевого шпата с включениями в ней слегка посветлевшего биотита. Значительный вынос урана в раствор. Гидроксиды Fe остались в виде тонких включений и размытых пятен.

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Таблица 5. Внешний вид рудных образцов месторождения Березовое при воздействии выщелачивающих растворов (до и после выщелачивания)

№ опыта	Исходный вид	После выщелачивания	Описание кека
1 pH = 10,3 Глицин – 30 г/л			Сохранение формы и внешнего вида рудных обломков в щелочном глициновом растворе
1а pH = 2,2 Глицин – 30 г/л			Распад метасоматита на минеральные зерна и обломки в кислом глициновом растворе
2 pH = 2,3 II тип			Распад на отдельные минеральные зерна и обломки окисленных дробленых гранитов в кислом глициновом растворе
3 pH = 6,6 Глицин – 30 г/л			Сохранение формы и внешнего вида рудных обломков в нейтральном глициновом растворе
а pH = 2,2 Глицин – 30 г/л			Распад гранитов на минеральные зерна и обломки в кислом глициновом растворе
4 pH = 2,2 Глицин – 5 г/л			Распад гранитов на минеральные зерна и обломки в кислом слабом глициновом растворе
5 pH = 2,2 Глицин – 10 г/л			Сохранение формы и внешнего вида рудных обломков мелкозернистых монолитных гранитов в кислом глициновом растворе
6 pH = 11,5			Сохранение формы и внешнего вида рудных обломков биотитовых м/з гранитах в щелочном водном растворе
7 pH = 7,3			Сохранение формы и внешнего вида рудных обломков интенсивно аргиллизированных мелкозернистых гранитов в воде
8 pH=2,3			Частичный распад зерен рудных обломков биотитового мелкозернистого гранита в кислом водном растворе

Опыт № 5 (IV тип) при значении $pH = 2,2$ и концентрации глицина - 10 г/л. Кусочки массивного кварц-полевошпатового гранита с небольшим количеством биотита и гидроксидов Fe.

По полевому шпату распространены крупные пятна и отдельные вкрапления урановой минерализации лимонно-жёлтого цвета, заполняющие поровое пространство. Кусочки несильно разрушились под воздействием раствора. По мелким зёрнам и по поверхности образцов наблюдается развитие тонковолокнистого прозрачного новообразованного гипса. В кеке сохранились участки выделений лимонно-жёлтых урановых слюдок.

Опыт № 6 (II тип) при значении $pH = 11,5$ без глицина. Массивный кварц-полевошпатовый гранит, пятнистой текстуры, серого цвета с включениями темно-серого кварца и значительного количества биотита. Одна плоскость образца имеет отчётливо жёлтый цвет развития вкрапленной урановой минерализации. Образец остался крепким, массивным без разрушений.

Опыт № 7 (IV тип) при значении $pH = 7,4$ без глицина. Три обломка кварц-полевошпатовые, довольно рыхлые, изменённые с развитием по ним вкраплённости, тонких плёночек, пятен лимонно-жёлтого цвета вторичной урановой минерализации (метаотенит). В кеке наблюдается незначительное поверхностное разрушение образцов, проявленное в основном в изменении цвета полевого шпата с ярко-розового цвета на бежевый оттенок.

Опыт № 8 (II тип) при значении $pH = 2,3$ без глицина. Два обломка массивного кварц-полевошпатового гранита со значительным количеством биотита, желтоватого монтмориллонита и точечными включениями гидроксидов Fe.

На вытянутом обломке с левой стороны есть прожилок желтовато-рыжего цвета, который при воздействии раствора разрушился. В кеке наблюдается частичное разрушение образцов. В основном полевой шпат преобразовался в белую и желтоватую глинисто-каолинитовую тонкую, рыхлую массу.

Под воздействием раствора при значении $pH = 2,2$ обломки распадались по прожилкам с достаточно хорошо сохранившимся по краям породообразующим материалом. Метасоматически изменённые граниты разрушаются до мелкозернистой массы. Значительная доля уранового минерала растворялась, но тонкие корочки часто сохранялись по обеим стенкам прожилка.

По плотному краю вдоль прожилков наблюдаются хорошо сохранившиеся друзвидные щётки цеолитов бледно-бежевого оттенка. На поверхностях прожилка наблюдаются прозрачные игольчатые шарики новообразованного гипса и молочно-белая рыхлая блестящая масса, по которой рассыпаны тонкие круглые зёрнышки нерастворённого лимонно-жёлтого отенита. В зернистой массе преобладают кварц, рыхлый полевой шпат и тонкозернистая глинистая масса из гипса и монтмориллонита. Зерна биотита слегка изменены.

Результаты проведённых опытов показывают, что водные растворы со значением $pH 2,2$ без глицина выщелачивают уран немного слабее, чем растворы с глицином.

После окончания статических опытов в продуктивных глицинатных растворах ($pH 2,2$) появилась на поверхности биоплёнка, которая со временем стала интенсивно расти (рисунок 2).

Через месяц после окончания опыта в продуктивных растворах (ПР) в присутствии биоплёнки снова определили концентрацию урана. В ПР, где был раствор

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

с концентрацией глицина 30 г/л (Опыт № 1а), содержание урана снизилось с 4 868 до 592 мг/л. Содержание урана в биоплёнке достигло 0,78 %, что свидетельствует о его сорбции материалом биоплёнки.

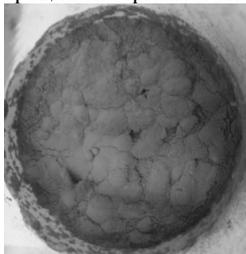


Рисунок 2. Биоплёнка в ПР опыта № 1а (колба, вид сверху)

Проведённый анализ биоплёнки, выполненный в лаборатории нефтяной микробиологии ФИЦ Биотехнологии РАН, установил её грибковый характер.

Методом последовательных пересевов из единичных колоний были выделены в чистую культуру 19 штаммов микроскопических грибов. Рост бактерий отмечен не был.

Таким образом, можно заключить, что глицинатные растворы в процессе выщелачивания урановых руд могут способствовать большей деструкции рудного материала, а также являться питательной средой для роста грибковой биомассы, которая может принимать участие в процессе в качестве биосорбента урана. Это требует более глубокого изучения и уточнения.

Однако наряду с процессом деструкции гранитов, улучшающим доступ выщелачивающего раствора к полезному компоненту в присутствии глицина, следует учитывать и возможность негативного действия биологического материала при длительном процессе выщелачивания вследствие роста его массы, что затруднит извлечение урана в раствор.

В результате проведённых исследований на примере золотосодержащих, золото-сурьмяных и урановых руд показано, что применение современных малотоксичных реагентов, таких как глицин и глицерин, с учётом их доступности в промышленных объёмах и относительной простоты предлагаемых решений, позволяет осуществить совершенствование ряда гидрометаллургических процессов в направлении повышения их эффективности, технологической и экологической безопасности.

Список использованных источников

1. Ghandhi K. A Review of Ionic Liquids, Their Limits and Applications –Green and Sustainable Chemistry, 2014, 4, 44-53 Published Online February 2014 (<http://www.scirp.org/journal/gsc>), [Электронный ресурс]. URL: <http://dx.doi.org/10.4236/gsc.2014.41008> (дата обращения 12.05.2019)
2. Glycine. URL: <https://en.wikipedia.org/wiki/Glycine>
3. Курков А.В., Мамошин М.Ю., Рогожин А.А. Прорывные гидрометаллургические процессы для устойчивого развития технологий переработки минерального сырья. М.: ВИМС, 2019. С. 107.
4. Eksteen J.J., Oraby E.A. Gold and Silver Leaching in Alkaline Amino Acids Solutions – Proceedings of ALTA 2015 Gold-Precious Metals Sessions, 28-29 May 2015, Perth, Australia, pp. 233–249 – ISBN: 978-0-9925094-4-6, ALTA Metallurgical Services Publications.

5. Глицерин. URL: <https://ru.wikipedia.org/wiki/Глицерин>
 6. 18 Apr MPS engages first Certified Laboratory Partner for Testing and Piloting its Glycine Leaching Process (2018). URL: <https://www.mpsinnovation.com.au/home/uncategorized/>
 7. Dry M. A Preliminary Evaluation of Alkaline Glycine as an Alternative to Cyanide for Gold Extraction – Proceedings of ALTA 2016 Gold-PM Sessions, 26-27 May 2016, Perth, Australia, pp. 152–164, ALTA Metallurgical Services Publications
 8. Jin Chan. Environmental-friendly Gold Dressing Agent [электронный ресурс]. URL: http://www.gxshgk.com/senhe_en/index.php/content/index/pid/15.html
 9. Beyuo M., Abaka-Wood G. B., Asamoah R. K., Kabenlah A., Amankwah R. K. A Comparative Study of Sodium Cyanide and Jinchan™ Leaching Reagents: A Case Study at Goldfields Ghana Limited // 4th UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference. 2018. P. 195-199
 10. Hongruifu Jinchan environmental ore dressing gold leaching agent. URL: <https://russian.alibaba.com/product-detail/hongruifu-jinchan-environmental-ore-dressing-gold-leaching-agent-for-gold-extraction-62110704752.html>
 11. Лихникевич Е.Г., Курков А.В., Ануфриева С.И., Рогожин А.А. Гидрометаллургические процессы селективного вскрытия минерального сырья // Цветные металлы, 2020, № 3, С. 27–31.
 12. Лихникевич Е.Г., Курков А.В., Пермякова Н.А. и др. Новая гидрометаллургическая технология комплексной переработки золото-сурьмяных руд // Сборник докладов 2-ой научно-практической конференции «Минерально-сырьевая база металлов высоких технологий. Освоение, воспроизводство, использование». 7–8 декабря 2021 г., Москва. С. 201–206.
 13. Абдурахманов С.А., Артыкбаев Т.Ж., Валиев Х.Р. и др. Выщелачивание сурьмы из сульфидных концентратов щелочно-глицериновым раствором // Известия вузов. Цветная металлургия. 1990. № 6. С. 46–50.
 14. Сусс А.Г., Кувыркина А.М. Изучение влияния структуры гидроалюмосиликатов на эффективность процесса регенерации щелочи // Металлург. - 2008. - № 11. - С. 78–82.
 15. Ысманов Э.М., Абдалиев У.К. Получение металлической сурьмы из промышленного отхода Кадамжайского сурьмяного комбината с помощью электролиза // Наука. Образование. Техника. – 2016. – № 2. – С. 144-151.
 16. Авдонин Г.И., Салтыков А.С., Прозорова М.В. Особенности изменения минералов под воздействием водных растворов глицина. Разведка и охрана недр 2022, №5, С. 38-49.
-

Development of hydrometallurgical technologies based on the use of polyatic alcohols and amino acids

Kurkov A.V., Anufrieva S.I., Likhnikovich E.G., Avdonin G.I.

The results of the improvement of hydrometallurgical processes with the use of environmentally friendly solvents: amino acid-glycine are presented, and polyhydric alcohol glycerol on the example of gold-bearing, gold-antimony and uranium ores. The technological mode of leaching of gold-bearing ores using a combination of glycine and Jinchan Environmental-friendly Gold Dressing Agent (JGD), which is an alternative to the GlyCat process with the addition of cyanide, is proposed. A two-stage technology for leaching of gold-antimony ores has been developed, including leaching of antimony with glycerol at the first stage and leaching of gold from antimony cake at the second stage using a combination of glycine and a reagent (JGD). It is shown that glycinate solutions in the process of leaching uranium ores can contribute to the destruction of ore material, and also be a nutrient medium for the growth of fungal biomass, which exhibits the properties of a uranium biosorbent.

**НОВЫЕ ХЕЛАТООБРАЗУЮЩИЕ РЕАГЕНТЫ
ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ
МЕТАЛЛОВ ИЗ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД***

Т.Н. Матвеева

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук» (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация,
e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Рассмотрены новые хелатирующие реагенты и изучен механизм их физико-химического воздействия на минеральные комплексы с целью извлечения минералов цветных и благородных металлов из труднообогащаемых комплексных руд. Исследование выполнено при поддержке гранта РНФ No 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

Ухудшение качества поступающего в переработку минерального сырья, в том числе снижение содержания ценных металлов, увеличение количества трудно извлекаемых минералов, тонкое взаимное прорастание рудных минералов и вмещающих пород требует разработки новых высокоэффективных технологий, отвечающих современным требованиям к качеству получаемых концентратов, природоохранным мероприятиям и снижению потерь ценных компонентов с отвальными продуктами.

Большинство труднообогащаемых руд цветных и благородных металлов перерабатываются по комбинированным технологическим схемам, в которых флотационные процессы играют одну из ключевых ролей.

Применение традиционных реагентных режимов не всегда обеспечивают эффективное извлечение ценных компонентов из таких руд, что приводит к высоким (20-30 % и более) потерям металлов с отвальными продуктами. В то же время, отечественные предприятия крайне редко используют новые селективные собиратели и модификаторы, применение которых способно сократить безвозвратные потери и повысить качество получаемых концентратов.

В связи с этим, расширение ассортимента отечественных флотационных реагентов избирательного действия является актуальной задачей.

В последние годы наблюдается возросший интерес российских химических компаний к выпуску реагентов для горной промышленности, и в частности, флотационным реагентам. Наряду с крупнейшим российским производителем ООО «Волжский Оргсинтез» (ксантогенаты и дитиокарбаматы), расширяют производство ООО «Квалитет» (дитиофостаты, тионокарбаматы), Квадрат Плюс (дитиофосфатов), МБИ-синтез (дитиофостаты, тионокарбаматы), Оргхим (сосновое масло) и другие, продукция которых проходит тестирование и в ряде случаев внедрение на обогатительных фабриках горно-металлургических компаний.

Однако переход на современные отечественные реагенты в силу разных причин все ещё носит ограниченный и на отечественных обогатительных фабриках самым широко применяемым собирателем остаётся бутиловый ксантогенат, реже дитиофосфаты и тионокарбамат.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

Разработка новых эффективных реагентов возможна исключительно на базе новейших достижений фундаментальных исследований механизма их физико-химического воздействия на минеральные комплексы.

Практическое применение полученных новых знаний позволит разработать реагентные режимы, отвечающие повышенным требованиям к качеству флотационных концентратов и снижению потерь целевых металлов с хвостами обогащения.

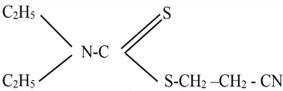
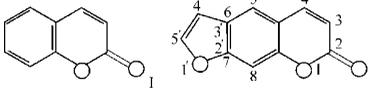
Вопросам подбора селективных собирателей и выяснению механизма их действия уделяется все большее внимание как в России, так и за рубежом. В ИПКОН РАН, НИТУ «МИСиС», «Гинцветмет», ВИМС, АО «Иргиредмет», СФУ, ГоИ КНЦ РАН и др. проводятся целенаправленные исследования по поиску и экспериментальному обоснованию новых селективных собирателей к золоту и цветным металлам [1-9].

В ИПКОН РАН в рамках научной школы академика В.А. Чантурия выполнен комплекс теоретических и экспериментальных исследований по исследованию, разработке и апробации новых классов комплексообразующих реагентов-собирателей и модификаторов для флотационного извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых золотосодержащих руд [8-11].

Исследования адсорбционного слоя реагентов на минералах проводятся с применением комплекса современных методов микроскопии - сканирующей электронной (LEO 1420VP, Carl Zeiss) и лазерной микроскопии (KEYNCE VK- 9700, Shimadzu), а также рентгенофлуоресцентной спектроскопии (ARL ADVANT'X), ICP – MS (Agilent 725 ICP-OES, Agilent Technologies), рентгеновской дифрактометрии (ДРОН-2.0, XRD 7000, Shimadzu), потенциометрии, титриметрического анализа, методов математической статистики. Совершенствуются методики получения образцов минеральных комплексов, имитирующих природные сульфиды, содержащие «невидимое» или субмикронное золото.

Целью данного исследования является получение новых научных данных о механизме воздействия новых хелатообразующих реагентов - растительных экстрактов (ЭБ) и производных дитиокарбаматов (МДТК, ЦЭДТК) на минералы цветных и благородных металлов с целью их флотационного извлечения из поликомпонентных труднообогатимых руд (таблица).

Таблица. Структурные формулы хелатообразующих реагентов

№ п/п	Руда	Хелатообразующие реагенты
1	Au руда	<div style="display: flex; align-items: center;"> <div style="border: 1px solid black; padding: 2px; margin-right: 10px;">МДТК</div>  </div>
2	Au руда Cu-Ag хвосты	<div style="display: flex; align-items: center;"> <div style="border: 1px solid black; padding: 2px; margin-right: 10px;">ЦЭДЭТК</div>  </div>
3	Au руда	 <p>Кумарины в составе растительных экстрактов</p>

Производные диалкилдитиокарбаматов, в молекулах которых карбодитиовая группа связана с атомом азота N-C(S)SH, более селективны по сравнению с ксантогенатом в отношении целевых минералов благодаря наличию в структуре молекулы функциональных групп атомов, способных образовывать устойчивые соединения и повышать гидрофобные свойства поверхности в условиях флотации [1, 2, 8-11]. В аналитической химии МДТК и ЦЭДЭТК применяются для группового концентрирования р- и d-элементов, образующих сульфиды, экстракционного разделения близких по химическим свойствам элементов этой группы, избирательного и чувствительного определения отдельных ионов экстракционно-фотометрическими, электрохимическими, радиометрическими и другими методами [12].

Химический состав зелёной массы борщевика богат углеводами, сахарами, белками, аминокислотами, танином, эфирными маслами, кумаринами и другими макро- и микроэлементами [10]. Водные экстракты зелёной массы содержат пектиновые полисахариды, растительные белки и кумарины, способные образовывать комплексные соединения с переходными металлами, и могут быть использованы в качестве модификаторов поверхности минералов при флотации поликомпонентных руд.

Количественная оценка состава низкоразмерных минеральных комплексов, морфологическая характеристика зёрен и другие структурные свойства напрямую влияют на раскрытие рудных минералов в процессах измельчения, которое в свою очередь определяет возможность селективного выделения минеральных компонентов во флотационные концентраты в результате эффективного закрепления новых хелатообразующих реагентов на межзёрренных границах с наиболее нарушенными атомными связями, дислокациями граничного окисления.

Комплексная оценка характера вкраплённости рудных минералов и низкоразмерных минеральных комплексов в изучаемых минеральных объектах – рудах и хвостах обогащения позволяет сформировать представление о типах минеральных ассоциаций, составе руд, морфологической характеристике зёрен и других структурных свойствах, напрямую влияющих на раскрытие рудных минералов.

Учитывая тонкую вкраплённость рудных минералов в породной составляющей и тесное взаимное прораствание сульфидных минералов в поликомпонентных рудах особое внимание уделено изучению характера вкраплённости рудных минералов. На примере аншлифов руды Малиновского месторождения, природно обогащённых сульфидными минералами, с применением анализатора фрагментов микроструктуры твёрдых тел «Минерал С7» (Анализатор «Минерал С7») на базе оптического микроскопа Olympus, выполнен количественный оптико-геометрический анализ.

Идентификация рудных минералов выполнена по цветовым и текстурным характеристикам с цветовой кодировкой идентифицированных минералов на изображениях, полученных в отражённом свете, нерудных минералов на изображениях, полученных в проходящем свете. Программным обеспечением SIAMS проведено автоматическое определение размеров и площадей зёрен каждого минерала, расчёт весовых процентов с учётом объёмного веса и степени раскрытия. Установлено, что около половины площади поверхности аншлифа занято халькопиритом, около 30 % пиритом, 18 % арсенопиритом и около 4 % шеелитом.

Методом УФ-спектроскопии показана возможность образования хелатных комплексов новых реагентов с Au и Cu (рисунок 1), определена концентрация реагента

в жидкой фазе минеральной суспензии и рассчитано количество адсорбированного реагента на поверхности отдельных минералов. Установлено различная величина адсорбции МДТК: на халькопирите – 80 %, пирите -60 %, арсенопирите – 2 % [8, 9, 11].

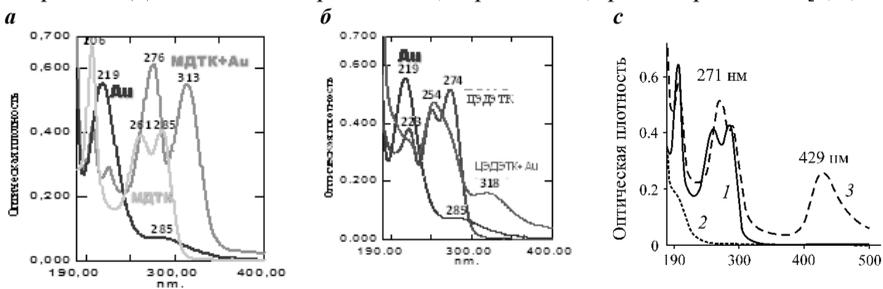


Рисунок 1. УФ-спектры растворов МДТК (1а), ЦЭДЭТК (1б), золота (2), CuSO_4 (2с) МДТК с золотом (3а), ЦЭДЭТК с золотом (3б), МДТК с Cu (3с)

Аналитической сканирующей электронной и лазерной микроскопией получены изображения адсорбционного слоя реагентов МДТК и ЭБ на поверхности минералов, входящих в состав рудного аншлафа. Как видно из рисунка 2, характер закрепления реагентов различен для разных минералов: на халькопирите «рваная» коричневая плёнка реагента МДТК на всей поверхности минерала, на пирите – кристаллоподобные темно-коричневые формирования, на других рудных минералах МДТК не закрепился.

Бледно-голубая плёнка растительного экстракта ЭБ закрепилась «поверх» МДТК на халькопирите и пирите. Энергодисперсионный спектр плёнки ЭБ на минералах идентичен спектру исходного экстракта.

Ранее, на аншлафах индивидуальных минералов также был установлен индивидуальных характер формирования адсорбционного слоя хелатообразующих реагентов. Устойчивое закрепление реагента на минерале подтверждено сохранением новообразований при многократной отмывке аншлафа.

Количественная оценка адсорбционного слоя ЦЭДЭТК на поверхности минералов выполненная по авторской методике [9] на основе анализа площади участков, занятых реагентом, позволяет оценить степень покрытия минерала реагентом.

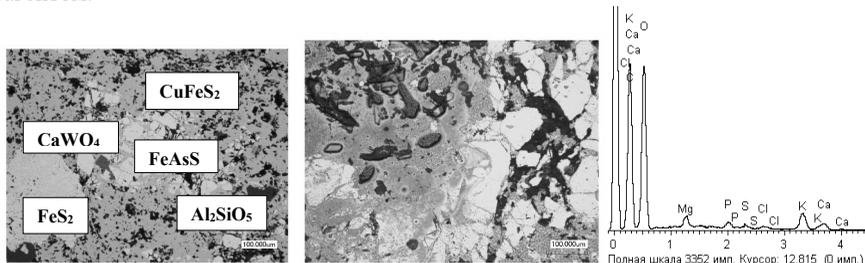


Рисунок 2. Изображение поверхности рудного аншлафа Машиновского месторождения (без реагентов), после контакта с растворами МДТК и ЭБ (KEYENCE VK-9700)

Установлено, что в одинаковых условиях эксперимента данная величина различна для разных минералов и может служить обоснованием возможности их селективного разделения при флотации.

Комплексная оценка характера вкраплённости рудных минералов и низкоразмерных минеральных комплексов в изучаемых минеральных объектах позволила сформировать представление о типах минеральных ассоциаций, морфологической характеристике зёрен и количественной оценке адсорбционного слоя хелатообразующих реагентов (производных дитиокарбаматов и растительных экстрактов), оказывающих определяющее влияние на контрастность флотационных свойств минеральных комплексов в присутствии новых реагентов.

На примере флотации упорной золотосодержащей руды с низкоразмерным золотом и средним содержанием в руде Au 2,4 г/т установлено, частичная или полная замена бутилового ксантогената на дибутилдитиокарбамат приводит к повышению качества концентрата по содержанию золота в 1,5–1,7 раза при увеличении извлечения на 1,5 %. При этом снижается выход концентрата и растёт степень концентрирования Au.

В условиях постоянно растущих потребностей высокотехнологичных производств в промышленно ценных металлах, с одной стороны, поиск и научно-практическое обоснование применимости новых флотационных хелатообразующих реагентов позволит достичь необходимых технологических показателей, сократить потери цветных и благородных металлов с хвостами переработки и повысить комплексность использования минерального сырья.

Автор выражает глубокую признательность научным сотрудникам ИПКОН РАН Н.К. Громовой и Л.Б. Ланцовой, кандидатам геол.-минерал. наук Е.В. Копорулиной и В.А. Минаеву за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. Tijsseling L.T., Dehaine Q., Rollinson G.K. ect. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // Minerals Engineering. V.138, July 2019, P. 246 – 256.
2. Priyanka Dhar, Thornhill M., Hanumantha Rao Kota. Investigation of Copper Recovery from a New Copper Deposit (Nussir) in Northern-Norway: Thionocarbamates and Xanthate-Thionocarbamate Blend as Collectors. Minerals, 2019, vol. 9. Iss. 2. 118.
3. Chanturiya V.A., Kondratiev S.A. Contemporary Understanding and Developments in the Flotation Theory of Non-Ferrous Ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2019. Vol. 40, № 6. pp. 390-401.
4. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады академии наук РАН. 2016. Т. 466. № 5. С. 599-562.
5. Рябой В.И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горный журнал. 2011. № 2. С. 49-53.
6. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л. Основные направления решения проблем комплексной переработки пиритных хвостов флотации медно-цинковых руд // Цветные металлы. 2011. № 12. С. 20-26.
7. Yushina T.I., Purev B., D'Elia Yanes K.S., Malofeeva P.R. Improvement of porphyry copper flotation efficiency with auxiliary collecting agents based on acetylene alcohols // Eurasian Mining. 2019. №1.
8. Матвеева Т.Н., Чантурия В.А., Громова Н.К. и др. Новые композиции реагентов для извлечения тонкого золота из отходов обогащения // Горный журнал. – 2019. – № 11.

9. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенипирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. 2018. № 7. С. 27 – 32.
 10. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Адсорбция компонентов растительных экстрактов на сульфидных минералах при флотации комплексных золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2017. № 8. С. 113-120.
 11. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. и др. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2022. №4.
 12. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. - М.: Наука, 1984. - 342 с.
-

New chelated reagents for flotation extraction of non-ferrous and noble metals from hard-to-beneficiate ores

Matveeva T.N.

New chelating reagents are considered and the mechanism of their physical and chemical effect on mineral complexes is studied in order to extract non-ferrous and precious metal minerals from hard-to-beneficiate complex ores. The study is supported by the Russian Science Foundation grant №22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

**СОСТОЯНИЕ И РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПНЫХ И ТЕХНОГЕННЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

С.А. Прокопьев

ФГБУН «Институт земной коры» СО РАН; ООО НПК «Спирит», г. Иркутск,
Российская Федерация, e-mail: psa@spirit-irk.ru

В статье рассмотрено состояние технологии обогащения россыпных и техногенных месторождений золота. Автором обоснована необходимость совершенствования технологии обогащения россыпей и разработана новая модель винтового сепаратора типа «Каскад», предназначенного для переработки россыпных и техногенных песков.

В настоящее время при отработке золотосодержащих россыпей основным обогатительным оборудованием являются прямоточные шлюзы глубокого и мелкого наполнения с жёстким улавливающим покрытием. Шлюзы применяются на драгах, промывочных приборах и установках. Доводка сполоска шлюзов осуществляется на концентрационных столах, вашгердах и лотках. Шлюзовая технология отработки россыпей не меняется уже много десятилетий.

При несомненных достоинствах – простота конструкции, низкая энергоёмкость и пр., шлюз обладает рядом недостатков:

- на шлюзе достаточно полно улавливается золото до крупности 0,5 мм, золото крупностью от 0,5 до 0,2 мм улавливается наполовину, а золото мельче 0,2 мм всего 10–20 % [6].

- шлюз является аппаратом периодического действия и требует обновления улавливающей поверхности по мере заполнения минералами тяжёлой фракции межтрафаретного пространства. Наилучшие результаты по извлечению золота получаются при сполоске каждые 4 часа [2]. На практике сполоск шлюзов производится 1 раз в сутки, причём производится вручную, что приводит к дополнительным потерям не только золота, но времени. Потери золота при отработке россыпей весьма значительны и составляют в некоторых случаях 50 % и более.

В прошлом веке, когда обрабатывались месторождения с высоким содержанием крупного золота и не было проблем с минерально-сырьевой базой россыпного золота, использование только шлюзов было, в какой-то мере оправдано. Однако, в настоящее время резко ухудшилось качество минерально-сырьевой базы и горно-геологические условия отработки месторождений. Как следствие, возникла необходимость вовлечения в повторную отработку техногенных месторождений с преимущественно, мелким золотом.

Следовательно, весьма актуальным является вопрос совершенствования технологии обогащения россыпей с целью повышения извлечения золота. Одной из перспективных технологий извлечения золота из россыпных месторождений является винтовая сепарация.

Впервые работы по винтовой сепарации на россыпном золоте проводил Иргиредмет на первых отечественных винтовых сепараторах. Винтовые сепараторы устанавливались на драгах.

В процессе работы сравнивались две технологии – отсадочная и винтовая. Применение винтовых сепараторов на драгах взамен отсадочных машин повышает извлечение золота на 5-10 %, позволяет ликвидировать простой драги из-за поломок обогатительного узла, понижает расход напорной воды на 35-40 %, снижает стоимость обработки 1 м³ песков на 25-60 % и, в итоге, повышает производительность драги на 50-60 % выше проектной [1, 5].

Научно-производственная компания «Спирит» на протяжении многих лет проводит работы по совершенствованию технологии обогащения россыпей. Работы проводились на месторождениях Бодайбинского района Иркутской области, Якутии (Саха), Магаданской области, Красноярского края и других регионов и включали в себя исследования вещественного состава, оценку обогатимости, разработку схем обогащения и доводки черновых концентратов.

Специально для переработки материала россыпных месторождений разработан винтовой сепаратор типа «Каскад». Характерной особенностью сепаратора является то, что он совмещает основную, контрольную и перечистную операции, тем самым, исключается операция перекачки продуктов обогащения, что снижает эксплуатационные затраты процесса обогащения. На сепараторе эффективно извлекается золото до крупности 0.05 мм.

На основе сепараторов «Каскад» разработаны и внедряются обогатительные модули для доизвлечения золота из текущих хвостов действующих промприборов производительностью до 3000 м³ в сутки. Хвосты шлюза поступают на неподвижный дуговой грохот с размером отверстий 2-3 мм. Подрешетный продукт направляется на винтовые сепараторы, а надрешетный в отвал. Полученный черновой концентрат перечищается на концентрационном столе или на перечистном винтовом сепараторе.

Содержание золота в черновом концентрате на уровне 5-7 %, что уже является исходным продуктом для гидрометаллургии. В зависимости от наличия в песках магнетита, используется магнитный сепаратор с постоянными магнитами. Методом магнитной сепарации производится первичный цикл доводки. Окончательная доводка осуществляется на концентрационных столах с режимами – амплитуда – 3-5 мм, частота качаний – 350-450 (режим извлечения мелкого золота). В процессе доводки на концентрационном столе получается два продукта – «золотая головка» и промпродукт с содержанием золота до 80 г/т, готового для переработки методом гидрометаллургии. Распределение золота в материал «золотой головки» и промпродукт приблизительно 60 % и 40 %, соответственно. Эти показатели находятся в прямой зависимости от характеристики находящегося в песках золота [3].

Опыт работы модулей в промышленности показывает возможность доизвлечения золота из текущих хвостов шлюзового промприбора до 30 % к золоту, полученному на шлюзе.

Разработана и внедрена на техногенном месторождении «Джульетта» в Магаданской области технология винтовой сепарации. Исходное содержание золота в материале составило 1,2-2,1 г/т. Содержание золота в концентрате – 223-500 г/т, извлечение золота в концентрат около 60 % [4].

Результаты применения технологии винтовой сепарации при переработке золотосодержащих и техногенных месторождений показывают перспективность данного направления. Применение обогатительных комплексов, модулей и установок с винтовыми сепараторами позволит значительно повысить эффективность россыпной золотодобычи, начать массовую переработку техногенных месторождений.

Список использованных источников

1. Аникин М.Ф., Замятин О.В. Винтовые сепараторы //Бюллетень «Золотодобыча», Иргиредмет. 1999. № 3.
2. Благов И.С., Коткин А.М., Фоменко Т.Г. Гравитационные процессы обогащения. - М: ГНТИ, 1993. – 614 с.
3. Мовчан А.Ф., Болотин М.Л., Кадесников И.В Опыт отработки техногенных (эфельных) отвалов россыпного месторождения Юрское, Республика Саха (Якутия) //Бюллетень «Золотодобыча», Иргиредмет, 2020. № 265.
4. Рашин А.Г., Прокопьев Е.С., Патрин С.А. Результаты опытно-промышленной переработки лежалых хвостов ЗИФ рудника «Джульетта» с применением технологии винтовой сепарации // Бюллетень «Золотодобыча» Иргиредмет. 2019. № 253.
5. Соломин К.В. Обогащение песков россыпных месторождений полезных ископаемых. - М: ГНТИ, 1961. – 394 с.
6. Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения. М: Недра, 1993. 400 с.

Condition and development of enrichment technologies for gold alluvial deposits

Prokopiev S.A.

The article deals with the condition of technology for the enrichment of placer and technogenic gold deposits. The author argues the need to improve the placer enrichment technology and developed a new model spiral separator «Cascade» designed for the processing of placer and technogenic sands.

**РЕШЕНИЕ КРИТИЧЕСКИХ ЗАДАЧ РЕСУРСООБЕСПЕЧЕНИЯ ЗА СЧЁТ
ГЛУБОКОЙ И КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ**

И.В. Шадрунова¹, Е.В. Зелинская², Н.Н. Орехова³

¹ ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук», Москва, Российская Федерация

² ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация

³ ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация

Рассмотрены ресурсные проблемы и задачи технологической трансформации производств для глубокой и комплексной переработки горнопромышленных отходов. Показано, что техногенное сырье всегда является минералогически и технологически сложным объектом для разделения и требует особых технологических решений и приёмов интергранулярного разрушения и селективного извлечения с получением товарных продуктов. Показаны новые методы и приёмы вовлечения в эксплуатацию горнопромышленных отходов, разработанные в ИПКОН РАН, ИрНИТУ и МГТУ им Г.И. Носова.

Рост промышленного производства в России, развитие наукоёмких отраслей, задача полного внутреннего обеспечения страны продукцией собственного производства ставит ключевую задачу поиска новых сырьевых источников.

Важным сырьевым резервом является огромное количество промышленных отходов, сосредоточенных на территории нашей страны, в том числе горнопромышленных отходов, представляющих несомненный интерес в качестве вторичного минерального сырья. Ежегодно в России в добывающей промышленности образуется более 3 млрд. т отходов. Вскрышные и вмещающие породы составляют по разным оценкам от 50 до 80 %, отходы обогащения от 15 до 40 %, отходы глубокой переработки от 5 до 10 %.

Суммарная ценность металлов, накопленных в горнопромышленных отходах России и извлекаемых технологически, в 4 раза превышает стоимость известных запасов их в недрах [1]. Под складирование горнопромышленных отходов, в целом по России, занято свыше 500 тыс. га земель, а негативное воздействие отходов на окружающую среду проявляется на территории, превышающей эту площадь в 10–15 раз [2].

Спектр возможного применения горнопромышленных отходов весьма широк. При этом опыт реального вовлечения их в производство до сих пор весьма незначителен. Использование этого колоссального потенциала для доизвлечения ценных компонентов, получения строительных материалов, включения в состав рекультивационного слоя при проведении землевосстановительных работ, в состав дорожной одежды при строительстве технологических дорог – а это далеко не полный перечень направлений их использования – позволит не менее, чем на 20 - 30 % заменить первичное минеральное сырье.

С начала XXI века в Российской Федерации произошли существенные изменения в законодательной сфере, связанные как с появлением Федерального закона от 27.12.2002 № 184-ФЗ «О техническом регулировании», так и с повышением требований

к ресурсосберегающему обращению с отходами производства и потребления. Разработан новый проект государственного стандарта «Ресурсосбережение. Обращение с отходами. Этапы технологического цикла отходов».

Направления государственной политики в области обращения с отходами являются приоритетными в следующей последовательности: максимальное использование исходных сырья и материалов; предотвращение образования отходов; сокращение образования отходов и снижение класса опасности отходов в источниках их образования; обработка отходов; утилизация отходов; обезвреживание отходов.

Ресурсные аспекты обращения с отходами представляют собой комплекс нормативно-правовых, методических и организационно-технических мероприятий не только по оценке их объемов, ресурсного потенциала и воздействию на окружающую среду, но и по созданию технологических решений для увеличения сырьевых, энергетических ресурсов и товарной продукции за счёт экологически безопасной утилизации объектов и отходов со строительством новых и дозагрузкой имеющихся мощностей действующих объектов работами по экономичному и безопасному обращению с отходами.

Большое значение имеет социальная направленность мероприятий по обращению с отходами, которая состоит в том, что они сразу или в перспективе позволяют: снизить негативное воздействие отходов на людей и окружающую среду; повысить занятость населения при выполнении названных работ и мероприятий; обеспечить безопасность, ресурсосбережение при обращении с отходами; содействовать росту ресурсного, товарного и рыночного потенциалов регионов и страны в целом. При комплексной оценке затрат и выгод от данного направления ресурсообеспечения производства минеральным сырьём в масштабах страны необходимо учитывать не только чисто экономический профицит, но и положительные социальные и экологические последствия.

В настоящее время в Российской Федерации, как на федеральном, так и на региональных уровнях активно реализуется ряд программ и проектов, направленных на снижение образования отходов, а также утилизацию уже образованных отходов и ликвидацию экологических последствий их как санкционированного, так и несанкционированного размещения.

В качестве примера можно привести программу: «Ликвидация накопленного экологического ущерба» на 2014 – 2025 годы». Одна из её задач – экологическая реабилитация территорий, подверженных негативному воздействию объектов накопленного экологического ущерба в результате прошлой хозяйственной деятельности добывающей и горно-обогатительной промышленности. При этом основным методом решения данной задачи в рамках Программы предполагалось проведение рекультивационных работ. Дальнейшим шагом должна стать оценка ресурсного потенциала горнопромышленных отходов в рамках отдельных регионов и страны в целом для обоснования перспектив вовлечения отходов в хозяйственную деятельность.

На наш взгляд, необходимым условием перевода этого пока ещё по большей части потенциального минерального сырья в активно эксплуатируемое должна стать технологическая трансформация производств. Важным для выполнения данной задачи является разработка эффективных технологий вовлечения данного вида сырья в тот или иной технологический процесс. Необходимость разработки новых технологий

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

вызвана значительной вариабельностью свойств и характеристик вторичного минерального сырья, что обусловлено природными и техногенными факторами воздействия на него. Но при этом необходимо учитывать, что техногенное сырьё всегда является минералогически и технологически сложным объектом для разделения и требует особого подхода и поиска новых технологических решений и приёмов.

Отходы обогатительного и металлургического переделов по своему вещественному составу, строению и технологическим свойствам в большинстве случаев отличаются от природных объектов и друг от друга. Техногенное сырьё, как правило, не может эффективно перерабатываться с помощью традиционных технологий, основанных на разделительных признаках и на контрастности свойств минералов, поскольку может содержать минеральные агрегаты, которые невозможно разделить на минеральные фазы, а, следовательно, невозможно обогатить.

Учитывая сложный вещественный состав горнопромышленных отходов, обусловленный генезисом и процессами выветривания, технологии должны основываться на комбинировании физико-химических способов обогащения (флотация, электрохимия и т.д.) с химико-металлургическими методами (пиро- и гидрометаллургия, автоклавное выщелачивание, биологическое окисление). Особое внимание уделяется селективной дезинтеграции для минимизации энергозатрат и исключения переизмельчения материалов.

С учётом высокого содержания нерудных компонентов в техногенном сырьё практически обязательным условием его вовлечения в переработку является получение дополнительной готовой продукции из нерудной части отходов добычи и переработки для вторичного использования.

При развитии научно-методических основ управления отходами важно обоснование принципов создания информационных технологий работы с большими массивами, технологической и цифровой трансформации горно-обогатительных и металлургических предприятий, обеспечивающейся появлением нового программного обеспечения и ростом возможностей моделирования сложных систем.

Технологическая трансформация позволяет выйти на новый уровень комплексности использования техногенных минеральных ресурсов, что вполне соответствует двенадцатой цели устойчивого развития: «Обеспечение рациональных моделей потребления и производства» [2] за счёт формирования новых процессов и аппаратов разделительных процессов, адаптивных к техногенному сырьё, обеспечивающих интергранулярное разрушение и селективное извлечение с получением товарных продуктов; увеличения экспрессности оценки технологических свойств техногенного сырья; расширения возможностей количественных методов минералогического анализа; роста качества прогноза обогатимости различных видов техногенного сырья; расширения возможностей минералого-технологической оценки физических, химических и механических свойств геоматериалов на наноуровне; современного методического и метрологического обеспечение всех видов измерений и определений; предельно возможного снижения экологической нагрузки на окружающую среду при выщелачивании за счёт новых технологий формирования массивов, снижения агрессивности и повышения селективности выщелачивающих растворов.

В 2021 году Правительство утвердило «Стратегию социально-экономического развития России с низким уровнем выбросов парниковых газов до 2050 года». В рамках

целевого сценария предполагается, что к 2050 году парниковые выбросы будут сокращены на 60 % от уровня 2019 года и на 80 % от уровня 1990 года, такие показатели возможно обеспечить одновременно с ростом экономики. Предполагается, что дальнейшая реализация этого сценария позволит России достичь углеродной нейтральности к 2060 году. Глобальные антропогенные выбросы оцениваются в $57 \cdot 10^9$ т эквивалент CO_2 в год [3]. Основными источниками выбросов являются угольные электростанции, крупные промышленные предприятия и сельское хозяйство. По данным Международного энергетического агентства, наибольшая доля выбросов углекислого газа приходится на предприятия чёрной металлургии (30 % или $17 \cdot 10^9$ т эквивалент CO_2) и цементной промышленности (26 % или $14 \cdot 10^9$ т эквивалент CO_2) [4].

Технологии улавливания и захоронения углерода признаны критически важными для сдерживания роста температуры на планете. При выборе сырья для минеральной карбонизации важными параметрами являются массовая доля катионов, участвующих в реакциях карбонизации, эффективность и скорость протекания реакций. Процесс минеральной карбонизации потребует 1,6–3,7 тонн чистых природных силикатов для связывания 1 тонны CO_2 [5].

Наиболее перспективным сырьём для минеральной карбонизации являются металлургические шлаки и шламы, золошлаки угольных ТЭС, а также шлаки от сжигания твёрдых бытовых отходов [6].

Одной из критически важных задач ресурсообеспечения за счёт техногенных отходов является технологический аспект возможности их использования, разработка новых, комплексных методов их переработки и утилизации. Исследование обогатимости техногенного сырья с целями его использования и утилизации становится приоритетным научным направлением на кафедре обогащения полезных ископаемых Магнитогорского государственного технического университета. Работы ведутся при поддержке РФФИ и в рамках хозяйственных работ.

Перспективным сырьём для получения востребованного чешуйчатого графита, потребность в котором только на 1/3 обеспечиваются собственной сырьевой базой, могут быть металлургические графитсодержащие пыли (спель), которые, по сути, являются возобновляемым сырьём киш-графита. Киш-графит (КГ), осадок избыточного углерода, образующийся при охлаждении расплавленного чугуна, является одним из побочных продуктов, связанных с плавильным производством. По данным World Steel Association (WSA, Всемирная ассоциация производителей стали) производство стали в России в 2022 году составило 71,5 млн тонн. По данным маркетингового исследования рынка чугуна (Компания TK Solutions) в 2022 году российскими предприятиями было выпущено 51 606 тыс. т зеркального и передельного чугуна. Пересчёт по средним показателям удельного выделения графитизированной пыли на тонну чугуна позволяет оценить ежегодное количество образующихся графитизированных пылей в 20 тыс.т.

Разработанная комбинированная технология переработки спелей, включающая сухое измельчение в мельнице центробежно-ударного действия, пневмокласификацию, флотационное разделение с использованием новых реагентов комплексного действия [7], кислотную и ультразвуковую обработку, позволяет получить концентрат чешуйчатого графита с массовой долей углерода более 95 % и железосодержащий продукт с массовой долей железа не менее 40 %. Исследования

показали, что кроме этих продуктов целесообразно выделение третьего продукта – магнитного графитового, на основе которого в лабораторных условиях уже получены терморасширенные сорбенты, обладающие магнитными свойствами.

В условиях санкционного давления, нарушения логистических связей и потери Магнитогорским металлургическим комбинатом традиционной сырьевой базы на территории сопредельной страны, особенно востребованным стало такое техногенное сырье, как шламовые хвосты обогащения, заскладированные на территории предприятия в гидроотвалах. Различия минерального состава шламов разных гидроотвалов приводит к необходимости корректировки не только режимов обогащения, но и технологической схемы. Текущие исследования показали, что для хвостов из недавно разрабатываемой карты гидроотвала необходима дезинтеграция в шаровой, а не в стержневой мельнице с обесшламливанием в начале технологической цепочки в гидроциклонах, последующим стадийным магнитным извлечением магнетита и гематита. Такое изменение схемы позволяет получить кондиционный железный концентрат без гравитационной доводки, как это было при обогащении шламовых хвостов предыдущей карты.

Изучена возможность получения продуктов, удовлетворяющих требованиям металлургического передела из шлаков ООО «Златоустовского металлургического завода». С применением магнитной сепарации на барабанном сепараторе для крупности 100-40 мм и сепарации во взвешенном состоянии для крупности 40-0 мм получены продукты: железный концентрат с массовой долей железа 81,7-90,1 % и никельсодержащий продукт с массовой долей никеля 3,4-9,3 %, который является перспективным сырьём для получения никелевого концентрата. Для выделения никелевого концентрата предложено термомагнитное обогащение [8].

Изучение минерального и фазового состава лежалого клинкера вельцевания цинковых кеков комплексированием методов оптико- и электрономикроскопического, химического и рентгенофазового анализов позволило обосновать необходимость комбинации магнитного и гравитационного обогащения для получения углеродсодержащего концентрата и более полного концентрирования железа и меди в промежуточный продукт, поступающий на флотацию. Использование потенциметрической диагностики процессов, проходящих в пульпе, позволило выявить причины низкой селективности флотации и совершенствовать реагентный режим разделения клинкера вельцевания цинковых кеков. В результате достигнут приrost извлечения меди в медьсодержащий продукт на 4-7 % при повышении массовой доли меди до 14,2 %. Разработанная технология позволяет получить в качестве хвостов обогащения железосодержащий продукт, который может быть возвращён в производство.

Для целей быстрой прогнозной оценки, позволяющей сделать обоснованный выбор способа мелкого дробления обеспечивающего наибольшую селективность дезинтеграции на основании интегративного критерия, наиболее подходящим инструментом является балльная оценка, в результате которой по сумме баллов можно определить категорию техногенного сырья по раскрываемости для конкретного способа дезинтеграции. Такая оценка является актуальной в связи с вовлечением в переработку относительно небольших в сравнении с природным сырьём партий горно-металлургических отходов, значительно отличающихся по структурно-технологическим, физико-механическим и химическим свойствам. Колодежной Е.В.,

Горловой О.Е. предложен простой метод критериальной оценки возможности селективной дезинтеграции, то есть разрушения сростков с обособлением отдельных по химическому составу фаз техногенного сырья в дробилках центробежно ударного способа разрушения.

На основании теоретического анализа и результатов многолетних исследований минералогических, структурно-текстурных особенностей и закономерностей дезинтеграции металлургических отходов предложена система критериев балльной оценки, состав ключевых показателей структурно-технологических параметров техногенных объектов, предопределяющих эффективность их дезинтеграции в центробежно-ударных дробилках, присвоены баллы относительного влияния, предложена шкала оценки и оценочные интервалы для интерпретации значения интегративного критерия.

Проведена оценка параметров шлаков чёрной и цветной металлургии, определены значения интегративного критерия селективности дезинтеграции.

Огромный потенциал использования отходов горно-обогатительного, металлургического, энергетического производства становится все более востребованным в новых условиях задачи ресурсообеспечения за счёт собственного сырья. В Иркутском национальном исследовательском техническом университете проводятся исследования по определению возможности и способов вовлечения в производство большого спектра минеральных отходов: отвалов горных пород; хвостов обогатительных фабрик; пылей, смета металлургического производства; золошлаков теплоэнергетики; попутно вскрывающихся высокоминерализованных рассолов нефтегазовых месторождений.

Значительное внимание в последние годы уделяется разработке проектов рекультивации выработанных пространств горных предприятий, а также земель, занятых отходами. ИРНИТУ выполняет в настоящее время серию проектов по рекультивации территорий, нарушенных горными работами и занятых отвалами горных пород на горно-обогатительных предприятиях, хвостохранилищах ЗИФ, полигонах и свалок отходов. Кроме решения технических задач при рекультивации встаёт необходимость обеспечения значительным объёмом чистого грунта, как для планировки территории, так и для создания потенциально-плодородного слоя. Так, для соблюдения требований нормативных документов по созданию изолирующего слоя при рекультивации полигонов, требуется нанесение рекультивационных слоёв различного назначения из природных грунтов высотой не менее 2,5 метров, в том числе: защитный экран основания (геологический барьер) в качестве которого могут служить естественные суглинки и глины с коэффициентом фильтрации грунтов не более 10–5 см/с при минимальной мощности не менее 1 м; выравнивающий слой грунта, представленный, например, суглинками лёгкими, мощностью 0,5 м; гидроизоляционный слой на основе глинистых материалов мощностью 0,5 м; слой минерального песчаного или песчано-гравийного материала мощностью 0,2 м; слоя суглинка лёгкого песчанистого в качестве потенциально-плодородного слоя и плодородного грунта мощность 0,2 м каждый. Таким образом, удельный расход грунта для рекультивации свалки или полигона отходов с поправкой на коэффициент уплотнения даже без учёта геологического барьера составляет на 1 га не менее 20 000 м³ чистого природного материала.

В связи с этим при выполнении проектов рекультивации встаёт задача не просто разработать технологию технического и биологического этапов, а решить задачу ресурсосбережения путём возможной замены природных грунтов на минеральные отходы. Причём выполнить это необходимо в рамках современного законодательства с учётом всех экологических требований и ограничений.

Таким образом поиск потенциально пригодных и транспортнодоступных отходов, отвечающих условиям применимости в качестве элементов рекультивационного, в том числе, изолирующего слоя, становится важной задачей в общей концепции ресурсосбережения.

Рекультивация площадей горных работ позволяет зачастую использовать для вертикальной планировки материал отвалов горных пород, но территории обычно так велики, что недостаток все равно приходится покрывать за счёт внешних ресурсов. Так реализованный в 2022-2023 гг. ИРНТУ проект рекультивации земель, нарушенных горными работами в Черемховском угольном бассейне, охватывал площадь более 1200 га. Объем работ по рекультивации составит более 50 млн м³. земляных работ. При этом результаты исследования качества грунта на рекультивируемой территории показали, что согласно требованиям СанПиН 2.1.3684-21 использование грунта ограничено под отсыпки выемок и котлованов с перекрытием слоем чистого грунта не менее 0,5 м. При вышеуказанных площадях это требует колоссального количество чистого природного минерального грунта.

Таким образом, природоохранное по своей сути мероприятие по рекультивации, становится настолько ресурсоёмким с точки зрения использования природных ресурсов, что требует, как поиска и обоснования новых возможных источников материалов для замены природных грунтов техногенными, так и, по-видимому, корректировки нормативной базы.

Создание научно-технологического задела для реализации инновационных многоцелевых комплексных программ по решению региональных и федеральных экологических проблем при ликвидации последствий освоения минерально-сырьевой базы, по нашему мнению [9, 10], приведёт к техническому перевооружению горно-перерабатывающей отрасли страны, повышению конкурентоспособности продукции и технологий отечественного минерально-сырьевого комплекса, формированию новых подходов к переработке и/или утилизации техногенного минерального сырья на основе технологических процессов, позволяющих эффективно, экономично снизить экологическую нагрузку на окружающую среду с дополнительным обеспечением современных потребности страны в твёрдых полезных ископаемых и чистой воде.

Список использованных источников

1. Прогрессивные технологии комплексной переработки минерального сырья //Под. ред. акад. В.А. Чантурия. М.: Издательский дом «Руда и Металлы», 2008.
2. Каплунов Д.Р., Рыльникова М.В. Развитие научно-методических основ устойчивости функционирования горнотехнических систем в условиях внедрения нового технологического уклада //Известия Тульского государственного университета. Науки о земле. 2020. №. 4. С. 24-39.
3. Special Report «Global warming by 1.5°C»: summary for policy makers. Intergovernmental Panel on Climate Change. 2018. Available via DIALOG URL: <https://www.ipcc.ch/sr15/chapter/spm/> Special Report «Global warming by 1.5°C» Accessed 15 October 2021.

4. Annual report of the International Energy Agency «On the prospects of World Energy up to 2050» (World Energy Outlook 2022). Available via DIALOG URL: <https://in.minenergo.gov.ru/knowledge-base/analytics/perspektivy-mirovoy-energetiki-do-2050-goda> Download file: World Energy Outlook2022.pdf Accessed 20 December 2022.
 5. Улавливание и хранение двуокиси углерод (Специальный доклад МГЭИК) стр. 4, рис.РП.3. https://www.ipcc.ch/site/assets/uploads/2018/03/srces_spm_ts_ru-1.pdf.
 6. Колодежная Е.В., Шадрунова И.В., Гаркави М.С. Потенциал использования шлаков мусоросжигательных установок для связывания углекислого газа //Экология и промышленность России. 2022. Т.26. №3. С. 40-45.
 7. Орехова Н.Н., Фадеева Н.В., Ефимова Ю.Ю. и др. Исследование влияния способа дезинтеграции графитовой спели на ее дисперсный состав, форму частиц и показатели флотации //Обогащение руд. 2022. № 6. С. 44-51.
 8. Шавакулева, О.П., Сединкина, Н.А., Гмызина, Н.В. и др. Разработка технологии комплексной переработки шлаков Златоустовского металлургического завода //Устойчивое развитие горных территорий, 2022. Т.14. №1. С. 87-95.
 9. Zelinskaya E., Tolmachova N., Pronin S. ect. Theoretical Aspects Of Disposal Of Liquid Mineral Waste //Procedia Environmental Science, Engineering and Management. 2021. Т.8. №1. – С. 125-135.
 10. Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н. и др. ESG-трансформации в сфере переработки техногенного минерального сырья //Горная промышленность. 2023. №1. – С. 71-78.
-

The resolution of critical resource provisioning tasks through deep and comprehensive processing of mining and industrial waste

Shadrunova I.V., Zelinskaya E.V., Orekhova N.N.

The solution of critical resource provisioning tasks through deep and comprehensive processing of mining and industrial waste has been examined. It is demonstrated that technogenic raw materials are always mineralogically and technologically complex substances, requiring special technological solutions and techniques for intergranular destruction and selective extraction to obtain marketable products. New methods and techniques for the utilization of mining and industrial waste, developed at the Institute of Comprehensive Exploitation of Mineral Resources Russian Academy of Sciences, Irkutsk National Research Technical University, and Magnitogorsk State Technical University, are showcased.

**СЕКЦИЯ "СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В
ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ"**



**ЦИФРОВОЙ ДВОЙНИК ПРОЦЕССА ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

К.В. Федотов, Р.В. Кононенко

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: fedotov@istu.edu, kononenkorv@istu.edu

В работе рассмотрены вопросы применения цифровых двойников в процессах переработки минерального сырья и их отличие от традиционных математических моделей.

В последнее время у исследователей, занимающихся математическим моделированием технологических процессов, появилось понятие «цифровой двойник» [1]. Цифровой двойник — это анализ совокупности математических моделей различных технологических процессов, реализованных на ЭВМ. Разница между цифровым двойником и математической моделью в основном заключается в масштабе их аналитического решения.

Математическая модель изучает один конкретный процесс, цифровой двойник запускает любое количество полезных математических моделей для изучения множества процессов [2].

Основное преимущество цифрового двойника заключается в возможности моделирования поведения реального объекта на основе анализа большого количества вводимых данных. Работа с цифровым двойником позволяет значительно упростить и ускорить процесс обработки вводимых в него параметров и проводить испытания в безрисковой цифровой среде. Любое изменение параметров технологического процесса должно приводить к перестройке состояния цифрового двойника.

Математическое моделирование технологических процессов обогащения руды и последующая работа с моделями значительно снижает технологические и экономические проблемы производства. Качественное решение математической модели зависит от большого количества внесённых в неё параметров. Модель динамично работает при постоянном получении изменяемых параметров. Чем больше данных получено о процессе, тем сложнее оценить их влияние и выдать правильное решение.

Работа направлена на создание цифрового двойника множества операций при обогащении минерального сырья, который позволит найти эффективное решение большого количества математических моделей, описывающих весь процесс сепарации.

Созданный цифровой двойник позволит выявить ключевые параметры, изменение которых влияет на эффективность работы всего горно-обогатительного комбината.

Список использованных источников

1. Negri E., Berardi S., Fumagalli L. et al. MES-Integrated Digital Twin Frameworks //J. Manuf. Syst. 2020, 56, 58–71.
2. What is a digital twin? [Электронный ресурс] – Режим доступа: <https://www.ibm.com/topics/what-is-a-digital-twin>.

Digital twin of the technological process of deep processing of mineral raw materials

Fedotov K.V., Kononenko R.V.

The paper considers the issues of using digital twins in the processing of mineral raw materials and their difference from traditional mathematical models.

ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В УСЛОВИЯХ АРКТИКИ

Е.М. Ключникова, Д.В. Макаров, В.А. Маслобоев

Институт проблем промышленной экологии Севера Кольского научного центра Российской академии наук (ИППЭС КНЦ РАН), г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: e.klyuchnikova@ksc.ru, d.maksrov@ksc.ru, v.masloboev@ksc.ru

В статье представлено обоснование использования междисциплинарного подхода, интегрирующего науки о Земле, химическую технологию, биологию, экономику и социальные науки для решения задач реализации федерального проекта Экономика замкнутого цикла. Для этого необходимо использовать сформулированные принципы технологий замкнутого цикла для переработки минерального сырья и одновременно создавать рынки для таких технологий и получаемой продукции.

В настоящее время осуществляется трансформация системы хозяйства. Страна переходит на экономику замкнутого цикла [1-4], стремится к углеродному переходу [5], крупные компании внедряют международные стандарты (GRI, ESG и др.), на основе наилучших доступных технологий [6] разрабатывают планы реконструкции для получения комплексных экологических разрешений. Данные процессы стимулируют спрос горнопромышленных предприятий на новые технологии переработки минерального сырья, более энерго- и ресурсоэффективные, с минимальными выбросами загрязняющих веществ вообще и парниковых газов в частности. Научное сообщество оперативно реагирует на происходящие перемены [7, 8] и предлагает подходы, приемлемые в современных условиях. Задачей представленного в докладе исследования является разработка граничных условий и подходов к созданию технологий переработки минерального сырья в арктических условиях в рамках концепции замкнутого цикла.

В рамках перехода на экономику замкнутого цикла Правительство ставит цель к 2030 г. добиться, чтобы отходы недропользования стали вторичным материальным ресурсом с помощью применения соответствующих технологий (<http://government.ru/news/44337/>). Таким образом, подтверждаются выдвинутые в 2018 году предположения [9] о необходимости разработки рекомендаций по созданию внутреннего рынка экономики замкнутого цикла для продукции горнопромышленного комплекса, разработки природоподобных (с замкнутыми петлями потоков ресурсов и энергии) технологий переработки минерального сырья и отходов горнопромышленного комплекса (ГПК), создания схем промышленного симбиоза.

Для реализации поставленных задач используется междисциплинарный подход, интегрирующий науки о Земле, химическую технологию, биологию, экономику и

социальные науки. С использованием междисциплинарного подхода в ИППЭС КНЦ РАН в настоящее время разрабатываются: технологии очистки сточных вод с помощью биоплато; методы геотехнологической переработки некондиционного сульфидного рудного материала, содержащего цветные металлы и железо; технологии создания искусственных геохимических барьеров для очистки сточных вод от тяжелых металлов и нефтепродуктов, использования биотехнологий (сульфатредуцирующие бактерии) для очистки сточных вод горных предприятий с одновременным выделением концентратов металлов для их последующей переработки.

Для развития существующих подходов целесообразно адаптировать мировой опыт по внедрению принципов гидрометаллургии замкнутого цикла при создании технологий переработки минерального сырья в Арктике [10].

В процессе длительной эксплуатации месторождений минерального сырья в Российской Арктике произошло изменение компонентного состава (ухудшение качества) руд, что делает необходимым комбинирование классических технологий обогащения и переработки с гидрометаллургическими методами.

Особенно целесообразно использование гидрометаллургических технологий при переработке техногенного сырья, что напрямую способствует достижению целей федерального проекта Экономика замкнутого цикла. Например, применение сухой магнитной сепарации позволяет обогащать руды техногенного месторождения медно-никелевых руд «Отвалы Аллареченского месторождения» и получить концентрат с содержаниями Ni 2.0-3.7 % и Cu 1,5-2,2 % и Co 0,03-0,08 %, который в дальнейшем может быть переработан гидрометаллургическими методами – кучным или чановым биовыщелачиванием. Для достижения экономической рентабельности и обеспечения современных экологических стандартов технологий переработки техногенного сырья необходимо организовывать получение товарной продукции из силикатной его части.

Одним из перспективных направлений использования отходов ГПК является получение строительных материалов, в частности, керамических: стеновых, облицовочных и тротуарных изделий, конструкционных и теплоизоляционных пеностёкол и пенокерамики, гиперпрессованных изделий.

Разработанные в КНЦ РАН пеностекла и пенокерамики обладают хорошими теплоизолирующими характеристиками, что особенно ценно в рамках перехода РФ к низкоуглеродному развитию. Получены образцы керамики с морозостойкостью более 200 циклов, что важно при использовании материалов в северных регионах.

Гидрометаллургия замкнутого цикла базируется на разработке энерго- и ресурсоэффективных технологических схем и процессов, которые потребляют минимальное количество реагентов и приводят к минимальному количеству отходов. При переработке как первичных, так и вторичных ресурсов упор должен быть сделан на регенерацию и повторное использование каждого реагента, использованного в процессе. Это относится к кислотам и основаниям, используемым для выщелачивания или контроля pH, а также к любым восстановителям, окислителям и другим вспомогательным реагентам. Потребление воды и энергии должно быть сведено к абсолютному минимуму.

Концепция гидрометаллургических схем замкнутого цикла основывается на двенадцати принципах, повышающих устойчивость, соответствующих мировым стандартам (ESG и др.) и способствующих достижению стратегических целей РФ по переходу к экономике замкнутого цикла. Этими принципами являются: регенерация

реагентов; замкнутые водные контуры; предотвращение или минимизация образования отходов; максимальная эффективность массы, энергии, пространства и времени; интеграция материальных и энергетических потоков; безопасное извлечение потенциально опасных элементов (загрязняющих веществ); снижение энергии активации; электрификация процессов везде, где это возможно; использование неопасных химических веществ; использование минимального ассортимента химических соединений; внедрение цифровых технологий управления процессами; сочетание гидрометаллургии замкнутого цикла с безотходной добычей полезных ископаемых.

Таким образом, предстоит, используя междисциплинарный подход, внедрить принципы замкнутого цикла в создаваемые технологии переработки минерального, в том числе техногенного, сырья. Однако без запроса промышленности, ориентирующейся на развитие рынка сбыта, даже лучшие технологии могут не найти применения. Поэтому одновременно с разработкой технологий переработки необходимо создавать рынки сбыта, как для технологий, так и для новой продукции. И здесь необходимо задействовать возможности экономических и социальных наук.

Таким образом, развивается междисциплинарный подход, который лучше всего отвечает стоящим перед страной задачам в рамках реализации федерального проекта «Экономика замкнутого цикла».

Список использованных источников

1. Распоряжение Правительства РФ от 6 октября 2021 г. № 2816-р «Об утверждении перечня инициатив социально-экономического развития Российской Федерации до 2030 года». <http://static.government.ru/media/files/jwsYsyJKWGGQQAaCSMGrd7q82RQ5xECo3.pdf>
2. Паспорт федерального проекта «Экономика замкнутого цикла». Электронный ресурс URL: https://news.solidwaste.ru/wp-content/uploads/2022/07/EZTs_pasport.pdf
3. Министерство экономического развития РФ. Экономика замкнутого цикла: обзор международных подходов // Электронный ресурс <https://www.economy.gov.ru/material/file/55fc716c49b06e62a652d101b1be8442/220414.pdf>
4. Постановление Правительства Российской Федерации от 05.10.2022 № 1762 «Об утверждении Правил предоставления из федерального бюджета субсидии в виде имущественного взноса на обеспечение достижения отдельных результатов федерального проекта «Экономика замкнутого цикла» публично-правовой компании по формированию комплексной системы обращения с твёрдыми коммунальными отходами «Российский экологический оператор».
5. Федеральный закон «Об ограничении выбросов парниковых газов» от 02.07.2021 №296-ФЗ
6. Федеральный закон «Об охране окружающей среды» от 10.01.2002 №7-ФЗ, Глава V. Нормирование в области охраны окружающей среды, Ст. 28.1. Наилучшие доступные технологии.
7. Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н. Технологическая трансформация как ключевой драйвер развития сферы переработки техногенного сырья //Сб.: Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения, г. Владивосток, 04-07 октября 2022 г. С. 63-69.
8. Шумилова Л.В., Хатькова А.Н. Технология переработки хвостов флотационного обогащения с золотосодержащими углистыми включениями на основе экологических принципов наилучших доступных технологий //Сб.: Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022), г. Владивосток, 04-07 октября 2022 г. С. 403-406

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

-
9. Ключникова Е.М., Макаров Д.В., Маслобоев В.А. Концептуальная основа стратегии минимизации влияния отходов горной промышленности на окружающую среду в Арктике // Сб.: Север и Арктика в новой парадигме мирового развития. Лузинские чтения–2018. С.40.
 10. Binnemans K., Jones P.T. The Twelve Principles of Circular Hydrometallurgy // Journal of Sustainable Metallurgy. 2023. 9:1-25. <https://doi.org/10.1007/s40831-022-00636-3>
-

Processing of modern mineral raw materials technologies development: an interdisciplinary approach

Klyuchnikova E.M., Makarov D.V., Masloboev V.A.

The article presents the rationale for the use of an interdisciplinary approach that combines chemistry-biology-technology-economics-social sciences to solve the problems of implementing the federal project "Circular Economy". To do this, it is necessary to use the formulated principles of closed-loop technologies for the processing of mineral raw materials and at the same time creating markets for such technologies and the resulting products.

НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ СОЗДАНИЯ ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ DRI-ПРОЦЕССОВ МЕТАЛЛУРГИИ

А.С. Опалев

Горный институт - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра "Кольский научный центр Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.opalev@ksc.ru

В данной работе рассмотрены вопросы повышения качества железорудной продукции отрасли, необходимого для широкого перевода металлургии на DRI-процессы, с использованием современного обогащательного оборудования. Для создания эффективных технологий получения магнетитовых концентратов с содержанием железа более 71 % предложены научно-методические основы решения проблем, существующих сегодня на предприятиях России и стран СНГ.

Современная горно-металлургическая промышленность все чаще сталкивается с необходимостью вовлечения в переработку минерального сырья с низким содержанием полезных компонентов и тонкой вкрапленностью рудных минералов. Содержание железа, вредных и шлакообразующих примесей в железорудных концентратах (ЖРК) непосредственно сказывается на технико-экономических показателях металлургического производства, где главными составляющими себестоимости являются затраты на сырье и топливно-энергетические ресурсы. Помимо экономического эффекта использование высококачественных концентратов (ВКК) позволяет металлургическим комбинатам уменьшить количество отходов и использовать технологии с более низкой "углеродной нагрузкой" на окружающую среду. Основной экологической проблемой металлургии является выделение в больших объемах оксидов углерода в процессе восстановления рудных минералов.

Богатые железорудные концентраты с массовой долей железа 69 % и более, с низкой массовой долей кремнезёма и вредных примесей, позволяют использовать перспективные технологии производства железа прямого восстановления, так называемые DRI-процессы. Продукция таких металлургических процессов выпускается в виде горячебрикетированного железа HBI (Hot Briquetted Iron) или в форме металлизированных окатышей DRI (Direct Reduced Iron), применение которых для получения стали позволяет заменить лом худшего качества и получить более качественный и чистый металл, решить проблему загрязнения стали примесями цветных металлов.

В мире многими крупными горнодобывающими и металлургическими предприятиями разработаны программы по декарбонизации и анонсированы проекты, направленные на увеличение объемов выпуска железа прямого восстановления, а также на замену доменных мощностей электродуговыми. В России анонсированы новые проекты по строительству комплексов для производства горячебрикетированного железа с помощью наиболее распространённой технологии Midrex. К ним относятся: Михайловский ГБЖ, проектной мощностью 2,08 млн т металлизированных окатышей в год (запуск намечен на 1 полугодие 2024 г.) и ЦГБЖ-4 на Лебединском ГОКе, аналогичной производственной мощностью (запуск намечен на 1 квартал 2025 г.), оба предприятия принадлежат компании "Металлоинвест" [1]. Также одним из центральных проектов стратегии 2030 ПАО "НЛМК" является строительство горно-металлургического комплекса на базе Стойленского ГОКа «Зелёный горизонт», который включает развитие нескольких производственных переделов с освоением новой для компании продукции – HDI. Планируемая мощность обогатительного производства - 10 млн т концентрата, фабрики окомкования - 9 млн т окатышей и цеха по производству HDI - 2,5 млн т [2].

Типовые схемы переработки сильномагнитных (магнетитовых) железных руд базируются на стадийном выводе хвостов (немагнитной фракции), после каждой стадии измельчения и мокрой магнитной сепарации в слабом поле, с получением готового концентрата только в последней стадии обогащения [3]. Количество стадий измельчения зависит от прочностных свойств руды и характера вкрапленности рудных минералов и её структуры, определяющих раскрытие этих минералов.

В результате при переработке магнетитовых руд возникают следующие проблемы:

- традиционные серийные барабанные магнитные сепараторы не обеспечивают селективного разделения частиц, явление магнитной флокуляции магнетита снижает качество получаемого готового концентрата из-за захвата мелких немагнитных частиц и слабомагнитных сростков;
- высокие циркуляционные нагрузки замкнутого цикла измельчения приводят к переизмельчению рудных минералов и низкой степени раскрытия сростковой фракций, что влечёт за собой увеличение потерь тонких классов магнетита;
- увеличение числа перечисток в традиционных магнитных методах обогащения, приводит к тому, что прирост массовой доли железа в промпродукте уменьшается, а в хвостах наоборот увеличивается. К тому же снижается эффективность обогащения по мере уменьшения крупности обогащаемого материала. Известно, что при размере зёрен магнетита менее 20 мкм удельная магнитная восприимчивость и удельная остаточная намагниченность заметно падают, а коэрцитивная сила возрастает;

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- электростатическое закрепление субмикронных частиц кварца на поверхности магнетита при мокром измельчении руды снижает эффективность последующих сепарационных процессах [4];
- для дальнейшего повышения качества магнетитовых ЖРК до уровня 69,5-70,5 % содержания массовой доли общего железа необходимо внедрение современного эффективного оборудования, инновационных технических и технологических решений, а также совершенствования автоматизации как отдельных процессов, так и всего производства в целом [5].

Одним из первых перспективных направлений повышения качества ЖРК стало применение тонкого вибрационного грохочения в циклах измельчения-классификации вместо гидроциклонов и спиральных классификаторов, позволяющее снизить циркуляционную нагрузку, повысить производительность секции, уменьшить расход мелющих тел и футеровок, снизить удельное энергопотребление на тонну измельчённого продукта, а также потери металла с хвостами [6]. Благодаря освоению выпуска ситовых панелей с малым размером ячеек (до 45 мкм) тонкое грохочение может использоваться и как операция обогащения, способная поднять качество черного магнетитового концентрата.

Применение измельчающих валков высокого давления (ИВВД) для снижения крупности мелкодроблёной руды после дробления повышает эффективность последующих операций рудоподготовки и увеличивает пропускную способность первой стадии измельчения. Применение ИВВД в комплексе с сухой магнитной сепарацией, являющейся операцией предконцентрации, позволяет оптимизировать технологические схемы обогащения. Возможность переработки руд с содержанием влаги до 10 % даёт возможность применять пресс-валки для доизмельчения готового концентрата после обезвоживания с целью получения требуемой для процесса окомкования удельной поверхности.

Для дораскрытия магнетита из сростковой фракции и дальнейшего более полного извлечения полезного компонента в концентрат в начале XXI века получили распространение мельницы тонкого и сверхтонкого измельчения, характеризующиеся перемешиванием мелющей среды. Одной из первых была внедрена вертикальная мельница тонкого измельчения Vertimill компании Metso Minerals [7]. Разработаны и выпускаются также различные виды мельниц для сверхтонкого измельчения - SMD, VXPmill, HIGmill, горизонтальные мельницы Isamill, которые по сравнению со стандартными барабанными мельницами имеют большую энергоэффективность и широко используются для тонкого помола и доизмельчения концентратов.

В мировой практике для дообогащения рядовых концентратов и получения высококачественных концентратов (содержащих 70 % $Fe_{общ}$ и более) применяют флотацию, позволяющую достичь высоких технологических показателей. Существуют схемы с дополнительным измельчением рядового концентрата для дораскрытия магнетита и лучшего удаления диоксида кремния и вредных примесей с последующей флотационной или магнитно-флотационной доводкой. Наиболее распространена обратная катионная флотация с использованием крахмала в качестве депрессора минералов железа и аминов в качестве коллектора кремнезёма [8]. Из стран СНГ флотация используется на Ингулецком и Полтавском ГОКах (Украина), в России применяется для доводки магнетитового концентрата на предприятиях компании "Металлоинвест" (Михайловский ГОК). Однако флотационный метод малоэффективен

по разделению тонких частиц, которые адсорбируют на себя непропорционально большое количество реагентов из-за большей удельной поверхности, образуют агрегаты, попадающие не в "свой" продукт. В мировой практике для уменьшения влияния тонких частиц перед флотацией используют обесшламливание в сгустителях или гидроциклонах по классу крупности -20 мкм.

Решением данной проблемы является использование технологии стадийного вывода готового концентрата, обеспечивающей снижение циркуляционных нагрузок по перелу обогащения и уменьшение переизмельчения магнетита.

Получение грубозернистых концентратов позволит поднять производительность оборудования в процессах обезвоживания и благоприятно сказывается на процессах пылеулавливания и очистки сточных вод. Установлено, что часть раскрытого рудного материала можно вывести из процесса обогащения не только уже после первой стадии измельчения, но и из мелкодроблённой руды. Данный подход лежит в основе инновационной энергосберегающей технология стадийного вывода готового концентрата, позволяющей повысить технологические показатели обогащения, рационально используя при этом энергию измельчающей среды [9]. Прежде широкое внедрение и использование данной технологии сдерживалось неспособностью серийно выпускаемого обогатительного оборудования селективно разделять раскрытые зерна магнетита и его сростки с породообразующими минералами (из-за близких их магнитных свойств, малой разности коэффициентов равнопадаемости и т.д.) или малой производительностью таких аппаратов. Решением данной проблемы стало внедрение и применение на ряде предприятий РФ и стран СНГ магнитно-гравитационной сепарации, обеспечивающей селективное разделение раскрытых зёрен магнетита и их сростков с породообразующими минералами.

Высокая селективность процесса разделения в аппаратах данного типа достигается благодаря движению массопотоков под воздействием центробежно-восходящего водного потока в условиях однородного магнитного поля низкой напряжённости, что позволяет сепарировать частицы не только по их магнитным свойствам, но и по размерам, форме и плотности. Внедрению промышленного образца МГС-2.0 на предприятия отрасли предшествовала разработка в Горном институте КНЦ РАН аналогичных моделей сепараторов лабораторного и полупромышленного типа, для проведения соответствующих исследований и испытаний, результаты которых подтвердили возможность использования МГС, как эффективного оборудования для повышения качества ЖРК и положили начало их промышленного освоения.

Вместе с тем, если говорить о повышении эффективности получения высококачественных железорудных концентратов в целом, то перечисленные выше инновации, разработанные и реализованные в виде промышленного оборудования в странах с развитым машиностроением и высоким уровнем научно-технического потенциала, в настоящее время стали малодоступными из-за санкционных ограничений. Поиск других подходов к решению вопросов импортозамещения и развитие собственной машиностроительной базы для производства отечественного высокоэффективного оборудования становится необходимым условием промышленного развития горнодобывающей отрасли.

Одним из реальных путей повышения эффективности производства высококачественных железорудных концентратов на ГОКах России и стран СНГ является внедрение технологии стадийного вывода готового концентрата, которая успешно

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

реализована на предприятиях ПАО «Северсталь», внедряется на АО «ССГПО» (Казахстан) [10] и ведутся исследования для ряда других предприятий отрасли. Научно-методические основы создания эффективных технологий получения высококачественного железорудного сырья для ДРИ производства заключаются в следующем:

- совершенствование процессов рудоподготовки для обеспечения максимальной эффективности последующих сепарационных процессов на базе углублённого исследования закономерностей измельчения и классификации, в том числе с применением информационных технологий;
- развитие теоретических основ разделения частиц с близкими физическими свойствами на основе изучения магнитных взаимодействий и гидродинамики массопотоков в объёме магнитно стабилизированной оживленной ферросуспензии;
- разработка и научное обоснование технических и технологических решений по повышению эффективности процессов разделения магнетитсодержащих руд методами магнитно-гравитационной сепарации и обратной катионной флотации и изучению возможности их совместного применения;
- разработка систем управления технологическими схемами процесса обогащения при получении высококачественных железорудных концентратов из руд переменного вещественного состава на базе цифровых двойников с использованием современных достижений информационных технологий.

Эффективная технология получения магнетитовых концентратов с содержанием железа общего 71-72 %, базирующаяся на стадийном выводе готового концентрата и его флотационной доводке с минимальным фронтом флотации, позволит при максимальном извлечении общего и магнитного железа и минимальных удельных энергетических расходах получать грубозернистые железорудные ВКК. Для подготовки их к процессу окомкования необходимо использовать измельчение валками высокого давления после обезвоживания на дисковых вакуум-фильтрах с тканевой фильтрующей поверхностью.

Дальнейшее повышение эффективности технологии получения качественного железорудного концентрата и достижения её максимума невозможно без разработки цифрового двойника обогатительного передела, связывающего все обогатительные процессы в единую модель производства концентрата, управляющую технологией стадийного вывода в on-line режиме.

Список используемых источников

1. Отчёт об устойчивом развитии 2021 ПАО "Металлоинвест". URL: https://www.metallinvest.com/upload/iblock/880/metallinvest_csr_2021.pdf (дата обращения: 27.10.2022)
2. Годовой отчет НЛМК за 2021 год. URL: https://nlmk.com/upload/iblock/469/NLMK_AR2021_RUS.pdf (дата обращения: 27.10.2022)
3. Пелевин А.Е. Сытых Н.А. Стадийное выделение железного концентрата с помощью барабанного магнитного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. №4. С. 10-15
4. Гзогян С.Р. Исследование состояния поверхности магнетита и кварца в ферромагнитной суспензии // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. №5. С. 189–199
5. Пелевин А.Е. Пути повышения эффективности технологии обогащения железорудного сырья // Черная металлургия. 2019. - Т. 75. №2. С. 137-146.

6. Исмагилов Р.И., Козуб А.В., Гридасов И.Н. и др. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов на примере АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» // Горная промышленность. 2020(4). С. 98–103
 7. Sebastian Villalobos Vertimill as the definitive step before concentration. MetsoOutotec. 2019. URL:https://www.researchgate.net/publication/332275239_Vertimill_as_the_definitive_step_before_concentration (дата обращения: 28.10.2022)
 8. Xiaolong Zhang, Xiaotian Gu, Yuxin Han et. Flotation of Iron Ores: Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2019. - 31 p.
 9. Опалев А.С., Щербаков А.В. Разработка и внедрение инновационной энергосберегающей технологии обогащения железистых кварцитов на АО «ОЛКОН» //Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья: VI Уральский горнопромышленный форум. Екатеринбург: УГГУ. 2015. С. 125–132.
 10. Гриненко В.И., Опалев А.С. и др. Повышение качества железорудного концентрата на АО "ССГПО" методом магнитно-гравитационной сепарации //Горный журнал. №10. 2021. С. 81-86.
-

Scientific and methodological basis for creating an effective technology for obtaining high-quality iron ore raw for DRI–metallurgy processes

Opalev A.S.

This paper discusses the issues of improving the quality of the iron ore products of the industry, which is necessary for the widespread transfer of metallurgy to DRI processes using modern enrichment equipment. To create effective technologies for producing magnetite concentrates with an iron content of more than 71 %, scientific and methodological foundations are proposed aimed at solving the problems that exist today at enterprises in Russia and the CIS countries.

ОПТИМИЗАЦИЯ КОНФИГУРАЦИИ ОБОГАТИТЕЛЬНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА НОРИЛЬСКОГО ДИВИЗИОНА

Н.Н. Уткин, В.А. Любезных, Л.С. Лесникова, М.С. Дациев, И.В. Дзанолов

ПАО «Горно-Металлургическая Компания «Норильский никель», Заполярный филиал,
г. Норильск, Российская Федерация, e-mail: cisp@nornik.ru

В статье приведены обобщённые результаты по использованию отвального малоникелистого пирротинового продукта Талнахской обогатительной фабрики в качестве дополнительного сырьевого источника с целью повышения комплексности использования сырья Норильского промышленного района

Талнахская обогатительная фабрика (ТОФ) перерабатывает шихту богатых медно-никелевых, медистых и вкрапленных медно-никелевых руд Талнахского и Октябрьского месторождений.

С 2016 года в рамках масштабной реконфигурации обогатительно-металлургического производства произведена реконструкция ТОФ и внедрена новая технология обогащения с получением медного и никель-пирротинового концентратов.

Также к этому времени был модернизирован пирометаллургический передел (ПМП) Надеждинского металлургического завода имени Б.И. Колесникова (далее –

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

НМЗ), что позволило сконцентрировать переработку всего никельсодержащего сырья Норильского промышленного района на НМЗ и закрыть производство на Никелевом заводе.

Гидрометаллургический передел (ГМП) НМЗ также подлежал закрытию в связи с отсутствием сырья - по новой технологии на ТОФ пирротиновый концентрат не выделяется в виде самостоятельного продукта.

Отвальные хвосты согласно проектной технологической схеме представлены двумя составляющими: породные хвосты, отделяемые в «голове» процесса на стадии коллективной флотации и малоникелистый пирротиновый продукт, образующийся на конечной стадии обогащения.

Пирротин является преобладающим минералом в перерабатываемых на ТОФ рудах и определяющей задачей новой технологии обогащения был максимальный вывод в отвальную продукцию пирротина с низким содержанием никеля.

Реализация задачи позволила исключить его избыточное количество в никель-пирротиновом концентрате и значительно сократить объёмы выброса диоксида серы в воздушный бассейн при его пирометаллургической переработке.

В малоникелистом пирротиновом продукте пирротин содержит не более 0,4 % никеля в виде примеси. С другой стороны, особенностью «норильских» разновидностей пирротина является наличие изоморфно включённых металлов платиновой группы и присутствие в зёрнах пирротина пламенеvidных включений ценного минерала пентландита (содержащего 30-35 % никеля), что делает малоникелистый пирротиновый продукт (МНПП) потенциально ресурсно-ценным сырьём.

С 1 квартала 2017 года для загрузки высвобожденного и подлежащего закрытию гидрометаллургического передела НМЗ и получения дополнительной товарной продукции часть отвального малоникелистого пирротина с ТОФ направлялась на НМЗ, но это оказалось низкорентабельным ввиду больших затрат материально-технических ресурсов в процессе автоклавно-окислительного выщелачивания (АОВ). Основная причина низкой рентабельности – высокое содержание пустой породы (достигает 40 %) и низкое содержание никеля ~ 0,6 %.

С целью повышения комплексности использования сырья и повышения потребительских свойств материала, направляемого на ГМП НМЗ, с 2018 года на ТОФ осуществляется дообогащение малоникелистого пирротинового продукта с получением концентрата с содержанием никеля в 2 раза выше исходного (1-1,2 %).

Мероприятия по оптимизации процесса АОВ на ГМП НМЗ в условиях переработки бедного сырья позволяют получать дополнительную товарную продукцию (до 4000 т никеля, 1600 т меди и 650 кг металлов платиновой группы в год) с достаточным уровнем прибыльной нормы. При этом важным фактором осуществлённого репрофилирования производства также является сохранение производственных мощностей ГМП НМЗ и компетенций персонала.

После модернизации ТОФ и увеличения мощности с 7,5 до 10 млн. тонн в год значительно сократился объём руд Талнахского рудного узла (ТРУ), направляемый на Норильскую обогатительную фабрику (НОФ).

Основным рудным сырьём НОФ являются вкрапленные руды месторождения Норильск-1 и вкрапленные и медистые руды ТРУ. Отличительной особенностью данных типов руд является низкое содержание пирротина и высокая флотоактивность минералов вмещающей пустой породы.

В результате получаемый на НОФ в процессе обогащения никелевый концентрат характеризуется низким содержанием серы (15-17 %) и является низкоэнергетическим сырьём.

При окислительной плавке во взвешенном состоянии никелевого концентрата (НК) НОФ выделяется недостаточное для обеспечения теплового баланса печи количество тепла, что компенсируется высокими энергетическими характеристиками никель-пирротинового концентрата ТОФ при их совместной плавке.

Тем не менее существует некоторый резерв повышения извлечения никеля в никелевый концентрат НОФ при увеличении его выхода и закономерного снижения качества (в т.ч. по содержанию серы).

С целью повышения энергетических характеристик никелевого концентрата НОФ с 2021 года реализована схема передачи части хвостов дообогащения малоникелистого пирротинового продукта (металлосодержащий продукт) ТОФ для получения обогащённого пирротинном концентрата и подшихтовки его к НК НОФ (таблица) для увеличения в нём количества пирротина.

Реализация мероприятия также позволяет получать дополнительную товарную продукцию (до 800 т никеля, 600 т меди и 350 кг металлов платиновой группы в год).

Таблица. Получение обогащённого продукта из металлосодержащего продукта ТОФ на площадях НОФ

Наименование продуктов	Выход	Содержание, %			Масса металлов, т		
	т/сут	Ni	Cu	S	Ni	Cu	S
<i>Расчёт на 1000 т перерабатываемого МСП ТОФ</i>							
Исходный металлосодержащий продукт ТОФ	1000	0,52	0,16	15,2	5,20	1,60	152,3
Обогащённый продукт	180	1,05	0,21	26,2	1,89	0,38	47,2
<i>Справочно:</i>							
Собственный НК НОФ (за 2022 г)		3,40	2,36	17,4			

Схема обогащения ТОФ и реализованные изменения по перенаправлению потоков представлены на рисунке.

Помимо прочего на ТОФ и НОФ, как и на других предприятиях Компании, осуществляется постоянное совершенствование технологических процессов: проводятся исследования по подбору новых реагентов, оптимизации режимов в том числе с применением инструментов управления на основе алгоритмов машинного обучения.

Ведутся разработки альтернативных приёмов обработки коллективного концентрата перед его разделением, исследования по применению магнитных методов обогащения малоникелистого пирротинового продукта, интенсификации флотации пирротина ионами меди с применением побочных продуктов гидрометаллургического производства Медного завода (МЗ).

В целом Компания ответственно подходит к вопросам комплексного и рационального использования недр, помимо совершенствования действующих технологий постоянно проводит работу по вовлечению лежалых и техногенных материалов, так, к концу прошлого десятилетия полностью выработаны большие объёмы заскладированного лежалого пирротинового концентрата, в 2020 г организовано флотационное разделение никелевого шлака Медного завода.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

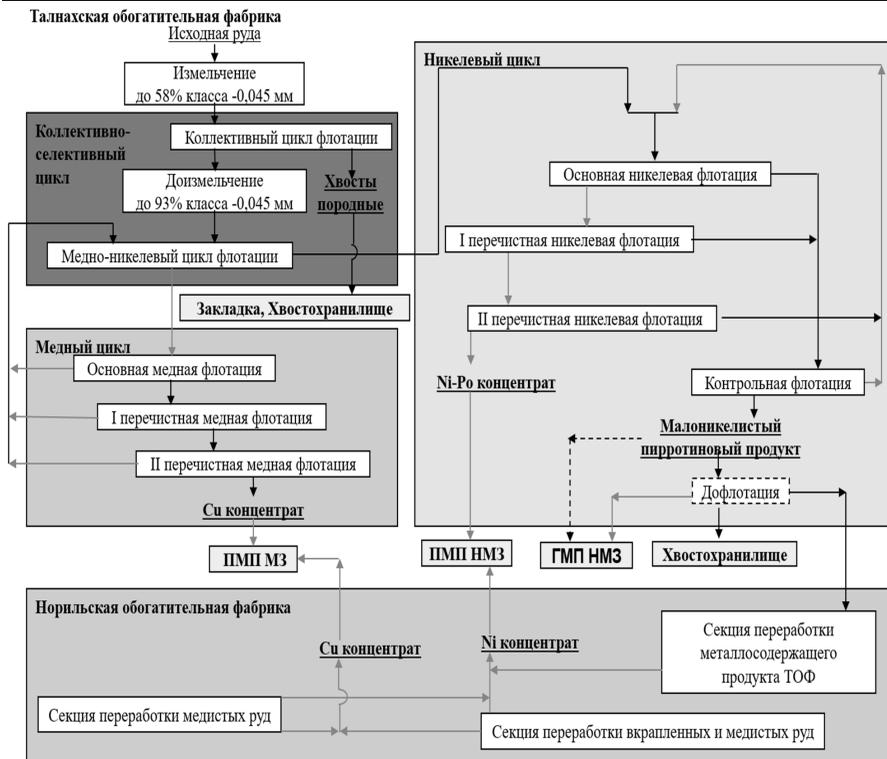


Рисунок. Технология обогащения ТОФ (с 2016 г), 2017 г – направление части МНПП на ГМП НМЗ, 2018 г – ввод цикла дофлотации МНПП, 2021 г – направление части хвостов дофлотации на НОФ

Также проводится постоянная реализация политики Компании по внедрению экологически чистых технологий – во втором полугодии 2023 будет реализован проект «Серной программы», который позволит улавливать не менее 99 процентов диоксида серы из отходящих газов основных плавильных агрегатов НМЗ.

Optimization of the configuration of the processing and metallurgical complex of the Norilsk division

Utkin N.N., Lyubeznykh V.A., Lesnikova L.S., Datsiev M.S., Dzansolov I.V

The article summarizes the results on the use waste pyrrhotite product of Talnakh Concentrator as an additional raw material source in order to increase the comprehensive use of raw materials of the Norilsk industrial Region

РАЗВИТИЕ ТЕХНОЛОГИИ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ КАЛИЙНЫХ РУД

*С.Н. Титков¹, Е.И. Афонина¹, А.В. Конобеевских¹,
С.Н. Алиферова², И.Ю. Тупицин², А.Л. Мосунов²*

¹АО ВНИИ Галургии, Санкт Петербург, Российская Федерация,
e-mail: Stanislav.Titkov@uralkali.com

² ПАО «Уралкалий» г. Березники, Российская Федерация

Приведены результаты укрупнённых лабораторных и промышленных исследований применения колонных флотомашин для обесшламливания калийных руд. Технология принята для проектирования модернизации флотационных калийных фабрик ПАО «Уралкалий».

Калийные руды являются основным сырьём для многотоннажного производства различных видов калийных удобрений. В связи с необходимостью применения калийных удобрений для повышения урожайности различных видов сельскохозяйственных культур возрастает потребность в удобрениях для обеспечения поставок как внутри страны, так и на экспорт.

В связи с необходимостью обеспечения конкурентоспособности отечественных калийных удобрений на мировом рынке и создания условий интенсивного применения калийных удобрений внутри страны с учётом существующего ценообразования, важнейшей задачей обогащения калийных руд является уменьшение затрат на их производство.

Основным осложняющим фактором осуществления флотационного обогащения калийных руд является наличие в руде водонерастворимых примесей, представленных силикатными, карбонатными минералами и ангидритом (нерастворимый остаток – н.о.), легкошламуемыми в процессе измельчения руды и активно сорбирующими алифатические амины, применяемые в качестве реагента собирателя сильвина.

Необходимо отметить, что в условиях проведения флотации калийных руд в насыщенных солевых растворах хлоридов калия и натрия (маточный раствор) сорбция алифатических аминов на силикатно-карбонатных шламах значительно выше чем в воде. В связи с этим технологические схемы флотационной переработки калийных руд предусматривают предварительное обесшламливание руды с направлением выделенного шламового продукта в шламохранилище.

В настоящее время на флотационных фабриках ПАО «Уралкалий» при переработке руд с содержанием н.о. 3–5 % обесшламливание руды осуществляют по многостадийным схемам, предусматривающим последовательное выделение шламов гидромеханическим способом в гидроциклонах и гидросепараторах, а затем флотационным способом в механических флотомашинах (рисунок 1). При содержании н.о в руде 1,0-2,5 % обесшламливание осуществляется в многокамерных механических флотомашинах. Применяемые схемы обесшламливания характеризуются многоступенчатостью, большим количеством устанавливаемого оборудования, большим количеством циркулирующих в схеме суспензий, увеличенными потерями хлористого калия со шламовым продуктом, что обуславливает значительные затраты на переработку калийных руд.

В институте ВНИИ Галургии совместно с ПАО «Уралкалий» проведён комплекс исследований в укрупнённых лабораторных и промышленных условиях по применению колонных флотомашин для обогащения калийных руд различного состава.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

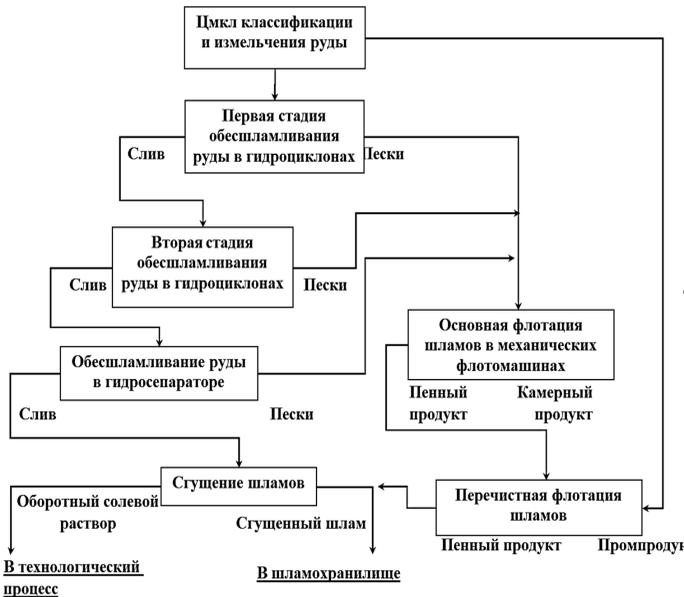


Рисунок 1. Схема обесшламливания с применением гидромеханического и флотационного методов выделения шламов

Колонные флотомашины позволяют значительно уменьшить площади размещения оборудования и осуществлять флотацию минералов в ламинизированном восходящем потоке пузырьков воздуха с минимальным механическим воздействием на комплекс минеральная частица – пузырёк воздуха.

Возможность регулирования высоты пенного слоя с его орошением (промывкой) маточным раствором значительно увеличивает селективность процесса флотации. В связи с проведением флотации в насыщенных солевых растворах при проведении исследований особое внимание было обращено на разработку требований к конструкции аэрационного узла флотационной колонны, предотвращающей закристаллизацию аэраторов.

Исследования на опытно-лабораторной установке (рисунок 2) были проведены при крупности питания колонной флотомашин 0,4 мм и 0,7 мм и содержании н.о. в питании флотации шламов 2 и 5 %. Для сравнения были проведены опыты по флотации шламов в механической флотомашине (таблица 1).

Результаты исследований показали возможность осуществления флотации шламов во флотационной колонне с более высокой эффективностью и селективностью по сравнению с обесшламливанием руды в механических флотомашин. Более высокая селективность процесса флотации уменьшает содержание хлористого калия в пенном продукте и соответственно потери хлористого калия со шламовым продуктом. Промывка пенного слоя уменьшает извлечение частиц силивина в пенный продукт. Для флотации шламов необходима предварительная их флокуляция. Более низкое гидромеханическое воздействие на флокулы шламов в колонной машине уменьшает оптимальный расход флокулянта в 2 раза.

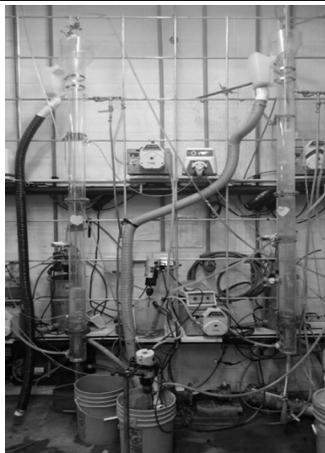


Рисунок 2. Опытно-лабораторная установка флотационной колонной флотомашины

Таблица 1. Результаты флотации шламов в механической и колонной флотомашине из руды различной крупности с различным содержанием нерастворимых примесей в питании флотации

Реагенты	Расход, г/т	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
				KCl	н.о.	KCl	н.о.
Содержание н.о. в питании колонной флотомашины ~ 2 %							
Флотация шламов в механической флотомашине							
Крупность питания флотации – 0,4 + 0 мм							
Флокулянт	10	Питание	100,00	26,9	1,8	100,00	100,00
Собиратель шламов	15	Пенный продукт	8,6	28,4	12,12	8,54	59,92
		Камерный продукт	91,4	26,9	0,8	91,46	40,08
Флотация шламов в колонной флотомашине							
Крупность питания флотации – 0,4 + 0 мм							
Флокулянт	5	Питание	100,00	29,6	2,2	100,00	100,00
Собиратель шламов	15	Пенный продукт	2,43	3,9	66,4	0,73	73,64
		Камерный продукт	97,57	30,2	0,6	99,27	26,36
Крупность питания флотации – 0,7 + 0 мм							
Флокулянт	5	Питание	100,00	30,3	2,1	100,00	100,00
Собиратель шламов	15	Пенный продукт	1,94	6,7	71,2	0,43	66,09
		Камерный продукт	98,06	30,8	0,7	99,57	33,91
Содержание н.о. в питании колонной флотомашины ~ 5 %							
Крупность питания флотации – 0,4 + 0 мм							
Без промывки пенного слоя							
Флокулянт	10	Питание	100,00	30,0	4,8	100,00	100,00
Собиратель шламов	60	Пенный продукт	4,68	9,6	64,1	1,49	62,14
		Камерный продукт	95,32	31,0	1,9	98,51	37,86
С промывкой пенного слоя							
Флокулянт	10	Питание	100,00	29,4	5,1	100,00	100,00
Собиратель шламов	60	Пенный продукт	5,41	1,9	61,5	0,36	64,94
		Камерный продукт	94,59	31,0	1,9	99,64	35,06

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Опыты по флотации сильвина из обесшламленного камерного продукта колонной флотомашины также показали возможность высокоселективной и эффективной последующей сильвиновой флотации.

На основании результатов укрупнённых лабораторных исследований на одной из фабрик ПАО «Уралкалий» была смонтирована промышленная установка колонной флотации шламов (рисунок 3).



Рисунок 3. Колонная флотомашина

Испытания подтвердили эффективность и селективность флотации шламов в флотационной колонне и показали, что в промышленных условиях возможно увеличение крупности питания колонной флотомашины до 1,6 мм (таблица 2).

Таблица 2. Результаты опытно-промышленных испытаний флотации шламов в колонной флотомашине из руды крупностью 1,6 мм

Реагенты	Расход, г/т	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
				KCl	н.о.	KCl	н.о.
<i>Основная флотация шламов</i>							
Флокулянт	2,4	Питание	100,00	29,20	3,75	100,00	100,00
Собиратель шламов	8,0	Пенный продукт	3,90	14,40	64,20	1,92	66,68
		Камерный продукт	96,10	29,80	1,30	98,08	33,32
<i>Перечистная флотация шламов</i>							
		Пенный продукт		5,42	86,45		

Возможность эффективной основной флотации шламов из исходной измельчённой руды без дополнительного обесшламливания в гидроциклонах и гидросепараторах позволяет значительно упростить аппаратную схему обесшламливания, исключив из неё стадии гидромеханического обесшламливания (рисунок 4).

В настоящее время ведётся проектирование модернизации флотационных фабрик ПАО «Уралкалий» с применением колонных флотомашин.



Рисунок 4. Усовершенствованная схема обесшламливания руды

Выводы

В укрупнённых опытно-лабораторных и промышленных условиях проведены исследования по обогащению калийных руд Верхнекамского месторождения с применением колонной флотации.

Проведение флотационного обесшламливания калийных руд в колонных флотомашинках обеспечивает эффективное и селективное выделение шламов, уменьшает расход флокуланта.

Показана возможность эффективного и селективного флотационного обесшламливания калийных руд крупностью 1,6 мм в колонной флотомашине, что значительно упрощает аппаратную схему цикла обесшламливания руды, исключив из неё операции гидромеханического обесшламливания в гидроциклонах и гидросепараторах.

Development of technology for flotation concentration of potash ores

Titkov S.N., Aphonina E.I., Konobeevsky A.V.

The results of integrated laboratory and industrial studies of the use of column flotation machines for desliming potash ores are presented. The technology was adopted for designing the modernization of the flotation potash plants of JSC Uralkali.

ПОДХОДЫ К РАЗРАБОТКЕ АДАПТИВНЫХ МОДЕЛЕЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Р.М. Никитин¹, В.В. Бирюков¹, С.В. Пильгаев²

¹ Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: remnik@yandex.ru

² Полярный геофизический институт г. Апатиты, Российская Федерация

В работе рассмотрены подходы к разработке адаптивных моделей технологических схем переработки полезных ископаемых. Подходы основаны на использовании элементов аналитического и статистического моделирования и нейронных сетей и реализованы в машинном коде.

Современные представления об оптимизации технологических схем процессов переработки полезных ископаемых неразрывно связаны с совершенствованием, собственно, технологии процессов обогатительного цикла и цифровизацией производства. Применительно к обогащению полезных ископаемых, понятие цифровизации весьма ёмко. И технолог, и руководитель предприятия оперируют необходимой по уровню компетенции информацией. Информация должна быть получена, структурирована, представлена в требуемом виде, аккумулирована и использована для принятия управленческого решения или непосредственного управляющего воздействия на исполнительные устройства. Поскольку количество входных и выходных параметров любого обогатительного процесса значительно, любая информационная система, претендующая на роль цифрового двойника, должна позволять получать и оценивать их значения, формулировать прогноз развития процесса и решения о воздействии на процесс.

Таким образом, эта информационная система должна одновременно обрабатывать многомерный вектор входных данных и преобразовывать его в многомерный вектор выходных данных. Причём, важным атрибутом цифровизации производства является адаптивность моделей, то есть их способность откликаться на объективно меняющиеся условия осуществления технологического процесса.

Примером может являться моделирование процесса измельчения.

К основным входным параметрам здесь можно отнести производительность, влажность руды, её гранулометрический и минералогический состав, физико-механические свойства, состояние футеровки, характеристики загрузки мелющих тел, особенности шихтовки дроблёной руды, поступающей на обогащение, как правило, с нескольких рудников. К основным выходным параметрам измельчения относятся изменённый гранулометрический состав и перераспределение в сродковых формах классов крупности содержания полезного компонента (минерала). В работе показана возможность совместного использования для моделирования дезинтеграции минералов статистических распределений Гаусса - Лапласа и В(бета) распределения.

Для разработки аналитической модели функционирования магнитно гравитационного сепаратора, на лабораторном сепараторе периодического действия была проведена серия лабораторных экспериментов по магнитно гравитационному разделению подрешетного продукта классификатора StackSizer™ 2S648-1STK дробильно-обогатительной фабрики (ДОФ) АО «Олкон». В результате анализа результатов экспериментов получены интерполирующие функциональные зависимости величин технологических показателей продуктов разделения от значений управляющих параметров магнитно гравитационной сепарации - напряжённости магнитного поля и скорости восходящего потока, которые положены в основу имитационной модели магнитно гравитационного сепаратора.

Созданная имитационная модель сегмента секции обогащения железистых кварцитов базируется на результатах обработки массива информации, полученной при проведении опробования действующей схемы обогащения секции № 9 ДОФ "Олкон". Полученный результат состоит в установлении математических зависимостей между показателями последовательных технологических операций, которые выполняются в режиме реального времени, обеспечивая поддержание материального баланса по технологической схеме. В работе установлены возможности сопряжения модели с системой мониторинга технологических процессов предприятия для оценки

вероятности отклонения работы секции от заданного режима работы, выдачи пооперационного прогноза технологических показателей и рекомендаций принятия решений либо непосредственного управляющего воздействия на технологическое оборудование. Развитие модели предполагает её дополнение, помимо функций учёта гранулометрического состава, функциями учёта распределения минерального состава продуктов каждой технологической операции.

Задачи разработки многофункциональных многопараметрических моделей обогатительных процессов с неограниченным числом входных и выходных параметров повышают требования к точности расчётов, возможности поиска оптимальных режимов, качеству управления моделируемых процессов. Поэтому одним из основных методов моделирования сегодня становится использование алгоритмов нейронных сетей. В частности, задача моделирования таких объектов как, например, обогатительная секция, решена с использованием разработанной для этой цели нейронной сети. Отличительной особенностью такого подхода является универсальность разработанного программного обеспечения, его быстродействие, возможность интегрирования в SCADA системы, адаптивность. Последнее, с точки зрения, обогащения полезных ископаемых наиболее актуально, так как позволяет учитывать ситуацию, обусловленную изменениями качественного состава минерального сырья в результате интенсивной отработки месторождений полезных ископаемых.

Approaches to the development of adaptive models of technological schemes of mineral processing

Nikitin R.M., Birukov V.V., Pilgaev S.V.

The paper considers approaches to the development of adaptive models of technological schemes for processing minerals. The approaches are based on the use of elements of analytical and statistical modeling and neural networks and are implemented in machine code.

РАЗРАБОТКА И АПРОБАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СЛАБО И АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ*

В.В. Морозов, Е.Л. Чантурия, Ю.А. Подкаменный

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: dchmggu@mail.ru

Разработан режим обработки алмаз-кимберлитовых продуктов люминофорсодержащими реагентами-модификаторами спектрально-кинетических характеристик слабо и аномально люминесцентных алмазов для повышения их извлечения в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 21-17-00020, <https://rscf.ru/project/21-17-00020/>

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Перспективным направлением повышения извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов и обеспечения существенного роста эффективности алмазоизвлекающих предприятий является использование современных технологий модифицирования спектральных характеристик алмазов, в т.ч. с применением люминофорсодержащих композиций. Технология обработки алмазосодержащего материала основана на использовании специально подобранных композиций люминофоров и органической жидкости, селективно закрепляющейся на поверхности алмазов и приближающих их спектрально-кинетические характеристики к необходимым для извлечения при стандартных настройках рентгенолюминесцентных сепараторов.

Сульфиды и арсениды цинка и кадмия являются самой представительной группой люминофоров. Люминофоры обладают кристаллической решёткой сфалерита и вюртцита и за счёт активирования медью или серебром характеризуются зелёным, голубым и синим свечением. В рассматриваемые образцы также включён люминофор ФЛ-530, представляющий собой ортосиликат цинка, активированный марганцем. Люминофоры группы сульфидов цинка и кадмия и ортосиликат цинка характеризуются приемлемыми спектральными характеристиками и высокой яркостью люминесценции (таблица 1).

Таблица 1. Спектральные характеристики исследованных люминофоров

№	Марка	Состав	Длина волны максимума, нм	Интенсивность свечения, $\mu\text{W}/\text{cm}^2/\text{nm}$
1	ЭЛ 570М	ZnS,ZnSe:Cu,Ag	563	0,077
2	ФК-110	ZnS:Cu	465, 510,545	0,122
3	Р-530	ZnS,CdS:Ag	534	0,308
4	ФС-4	ZnS:Ag	474	0,204
5	РС-424	ZnS:Ag	563	0,058
6	ФК-1	ZnS:Ag	484	0,152
7	ФК-2	ZnS:Ag	527	0,200
8	Э-455-115	ZnS: Cu	515	0,194
9	Э-515-115	ZnS:Cu	515	0,118
10	ФЛ-530	ZnSiO ₄ :Mn	530, 544, 575	0,109

Выбранные люминофоры находятся в средней области рабочего диапазона детекторов, используемых в сепараторах. Значения спектрально-кинетических характеристик сигнала рентгенолюминесценции (свёртки сигнала S_v , постоянной времени затухания τ_z , амплитуд быстрой и медленной компонент $A_{Бк}$ и $A_{Мк}$, а также их соотношения тоже лежат в пределах разрешённых диапазонов.

Сравнительный анализ позволил провести предварительный отбор и выбрать наиболее близкие к форме сигнала природного алмаза люминофоры: ЭЛ-570, ФК-110, Р-530, ФС-4, ФК-1, ФК-2, и Э-515-115. Данные люминофоры могут применяться без добавок других люминофоров. В рекомендуемые образцы также был включён люминофор ФЛ-530, характеристики которого приближаются к требуемым при добавках люминофоров или органических жидкостей, со значительной $A_{Мк}$.

Для повышения олеофильности выбранной группы люминофоров был применён процесс гидрофобизации их поверхности. Гидрофобизирующая обработка позволяет увеличить извлечение алмазов с 20 % до 60–80 %. Так, гидрофобизация люминофора

бутиловым ксантогенатом калия существенно повышает интенсивность его закрепления на поверхности алмазов и позволяет повысить извлечение аномально и слабо люминесцирующих алмазов в рентгенолюминесцентной сепарации до 80 % (таблица 2).

Таблица 2. Влияние гидрофобизации люминофора Э-515 на спектрально-кинетические характеристики аномально люминесцирующих алмазов и эффективность сепарации

№	Режим применения люминофора	Минерал	Sv	τ, мс	А _{мк} , мВ	А _{бк} -А _в , мВ	К _а	Извлечение, %
1	Без использования люминофоров	алмаз	Не изм.	0,1	Менее 50	1022	≥50	20
		кимберлит	Не изм.	Не изм.	Менее 50	Менее 50	Не изм.	0,5
2	Э-515-115 в дизельном топливе	алмаз	0,11	0,4	159	1332	9,3	60
		кимберлит	Не изм.	Не изм.	Менее 50	Менее 50	Не изм.	0,6
3	Гидрофобизированный Э-515-115 в дизельном топливе	алмаз	0,17	0,6	167	1499	10,0	80
		кимберлит	Не изм.	Не изм.	Менее 50	Менее 50	Не изм.	0,6

Примечание: Не изм. – не измеряется детектором (за пределами чувствительности детектора)

Основным условием эффективности реагента-модификатора является правильный выбор органического коллектора, основной задачей которого является образование устойчивого агрегата люминофор – органическая жидкость – алмаз.

Другим требованием к органическому коллектору является обладание им приемлемыми спектральными характеристиками, не препятствующими достижению задачи модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов за счёт закрепившихся люминофоров.

Анализ кривых спектрального распределения мощности люминесцентного излучения показал, что максимум излучения органических жидкостей – продуктов переработки нефти лежит в диапазоне длин волн 470–600 нм и практически полностью соответствует разрешённому диапазону (350-550 нм) светового излучения в рентгенолюминесцентных сепараторах.

Органические коллекторы выбирали по их экстракционной способности к люминофорам и адгезионной активности к алмазам. Методика экспериментов предусматривала обработку люминофоров в водных растворах и их извлечение масляной фазой в результате закрепления на границе раздела фаз масло-вода.

Комплексную оценку эффективности коллекторов проводили по величине коэффициента K_3 , рассчитываемого как сумма извлечения природных алмазов (ε_A) и среднего извлечения исследованных люминофоров (ε_L) за минусом извлечения кимберлита (ε_K), умноженного на коэффициент, учитывающий влияние извлекаемого кимберлита на затраты на доводку концентрата ($K_3 = 1,5$):

$$K_3 = \varepsilon_A + \varepsilon_L - K_3 * \varepsilon_K$$

По результатам проведённых исследований выбраны следующие коллекторы: дизельная техническая фракция (ДТФ), тяжёлый газойль каталитического крекинга (ТГКК), компаунд ТГКК+ДТФ (таблица 3, K_3 более 140).

Эксперименты на пробах алмазов и кимберлита с использованием сепаратора «Полус-М» показали, что форма сигнала рентгенолюминесценции композиции неорганических люминофоров Э-515 и ФЛ-530 с органическим коллектором на основе тяжёлого газойля каталитического крекинга близка к форме сигнала природного алмаза. Выбранные для обработки реагенты-модификаторы апробированы на смеси слабо и

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

аномально люминесцирующих алмазов (выборка по 20 кристаллов) с кимберлитом. Исследования проводили на окрашенных алмазах со слабой люминесценцией, а также на кристаллах с малой амплитудой медленной компоненты.

Таблица 3. Извлечение алмазов и кимберлита органическими коллекторами и значения критерия эффективности

№	Коллекторы↓	Извлечение, %			Критерий эффективности К _з
		Люминофоры (среднее)	Алмазы	Кимберлит	
1	ДТФ	71,1	76,1	2,8	143,0
2	ТГКК	73,3	77,5	3,0	146,3
3	ТГКК+ДТФ	74,5	79,5	3,1	149,3
4	Машинное масло	65,0	73,2	3,7	132,6
5	Флотский мазут Ф-5	75,0	85,5	3,3	155,5
6	Керосин	55,6	57,8	1,9	110,5
7	Дизельное топливо	69,2	64,5	2,6	129,8
8	Вакуумный газойль	71,0	84,4	3,2	150,6

Результаты измерений показали, что применение реагентов-модификаторов с рекомендованными люминофорами и органическими коллекторами обеспечивает приобретение слабо и аномально люминесцирующими алмазами характеристик, достаточных для их извлечения в концентрат рентгенолюминесцентной сепарации (таблица 4).

Таблица 4. Результаты тестирования реагентов – модификаторов с гидрофобизированными люминофорами для обработки слабо (сл) и аномально (а) люминесцирующих алмазов

№	Марка и состав композиции	Минерал	Sv	τ _з , мс	А _{мк} , мВ	А _{БК} - А _в , мВ	К _д	Извлечение, %
1	Без использования люминофоров	Алмаз (сл)	0,15	4,3	120	564	5,7	40
		Алмаз (а)	-	0,1	Не изм.	1022	≥50	20
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,5
2	Э-515-115 + ДТФ	Алмаз (сл)	0,25	2,4	231	1345	7,7	75
		Алмаз (а)	0,11	0,4	59	1332	13,8	60
		Кимберлит	-	-	Не изм.	156	-	0,6
3	МЛА-1 (ФЛ-530-Г3 + ТГКК + ДТФ)	Алмаз (сл)	0,22	1,6	329	1216	4,7	80
		Алмаз (а)	0,17	0,6	275	1469	6,3	90
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,9
4	МЛА-2 (ФЛ-530-Г3 + антрацен + ДТФ)	Алмаз (сл)	0,22	1,6	296	1336	5,5	60
		Алмаз (а)	0,11	0,4	209	1332	7,4	85
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,7
5	МЛА-3 (Э-515-115-Г5 + ТГКК + ДТФ)	Алмаз (сл)	0,25	2,4	275	1122	5,1	90
		Алмаз (а)	0,17	0,6	167	1499	10,0	85
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,7

Примечание: Ав - амплитуда быстрой компоненты воздуха (фон)

По результатам совокупности исследований предложены составы реагентов-модификаторов, предназначенных для улучшения спектрально-кинетических характеристик алмазов различных типов. Реагенты МЛА-1 и МЛА-2 на основе

гидрофобизированного люминофора ФЛ-530-Г3 предназначены для модифицирования характеристик аномально-люминесцирующих алмазов за счёт существенного усиления медленной компоненты сигнала рентгенолюминесценции. Реагент МЛА-3 на основе гидрофобизированного люминофора Э-515-115-Г5 эффективен для модифицирования характеристик слабо люминесцирующих алмазов.

При обработке рудного материала с близкими долями алмазов обоих типов выбор марки реагента модификатора может быть проведён по результатам дополнительных технологических исследований.

Важным условием эффективности разрабатываемой технологии является создание условий для селективного закрепления люминофорсодержащих композиций на алмазах. Для оценки селективности закрепления использовали метод визиометрического анализа покрытия поверхности минералов люминофорами.

Измерение поверхностной концентрации люминофоров на алмазах и кимберлите проводили в ультрафиолетовом свете с последующей обработкой изображений специализированной программой, рассчитывающей долю участков изображений с заданными цветовыми характеристиками.

Результаты измерений поверхностной концентрации люминофоров сравнивали с извлечением алмазов и кимберлита в лабораторном рентгенолюминесцентном сепараторе «Полус-М».

Анализ результатов исследований показал, что высокая селективность процесса рентгенолюминесцентной сепарации достигается при поверхностной концентрации люминофора на алмазах не менее 15 % и поверхностной концентрации люминофоров на минералах кимберлита не более 3 %. При соблюдении этих условий слабо люминесцирующие алмазы и кимберлит будут эффективно разделяться с высоким извлечением алмазов в качественный концентрат.

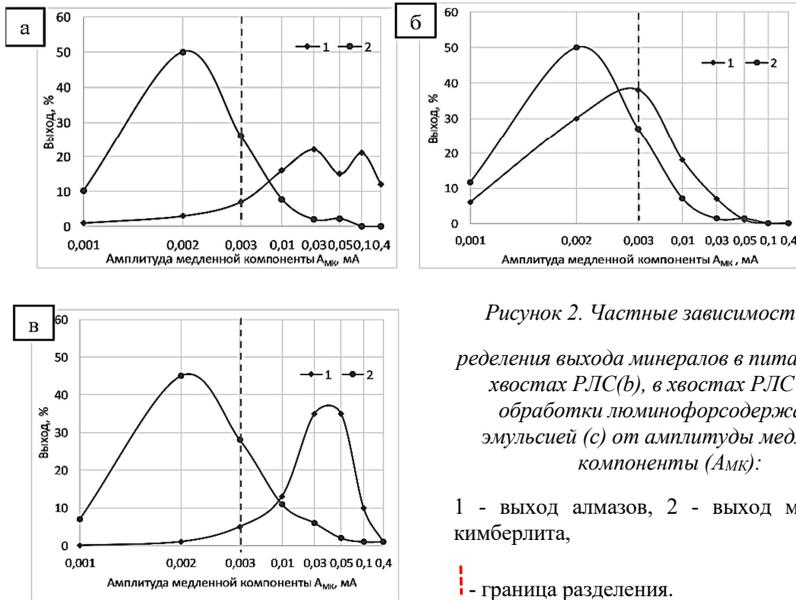
Для достижения максимальной селективности закрепления люминофорсодержащих композиций на алмазах применяли добавки реагентов – диспергаторов в водную фазу эмульсии. Для оценки эффективности закрепления люминофоров на минералах также использовали визиометрический анализ в ультрафиолетовом освещении, позволяющий определить степень покрытия поверхности минералов люминофором.

Результаты исследований показали, что наибольшей способностью предотвращать закрепление люминофоров на поверхности зёрен кимберлита в слабоминерализованных водных системах обладают гексаметафосфат натрия, сульфонат, карбоксиметилцеллюлоза и жидкое стекло. Эти реагенты в слабоминерализованной воде обеспечивают снижение покрытия поверхности зёрен кимберлита люминофорами с 18 до 0,5 %.

Проверка выбранных составов реагентов – модификаторов спектрально-кинетических характеристик алмазов показала возможность добиться восстановления необходимой контрастности спектральных характеристик обработанных алмазов и минералов кимберлита (рисунок 2).

После обработки алмазосодержащего продукта люминофорсодержащей эмульсией происходит сдвиг распределения алмазов по величине разделительного признака ($A_{мк}$ в «коллективном» режиме или совокупности спектрально кинетических характеристик при «селективном» режиме), и задача извлечения алмазов при минимальном выходе минералов кимберлита становится снова достижимой (рисунок 2 в).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"



*Рисунок 2. Частные зависимости рас-
пределения выхода минералов в питании (а), в
хвостах РЛС(б), в хвостах РЛС после
обработки люминофорсодержащей
эмульсией (с) от амплитуды медленной
компоненты (А_{мк}):*

1 - выход алмазов, 2 - выход минералов
кимберлита,

- - - граница разделения.

Тестовые исследования выбранного режима подготовки алмазосодержащего материала с применением обработки люминофорсодержащими эмульсиями, проведённые на сепараторе ЛС-Д-4-03Н показали, что после обработки из пробы были извлечены все алмазы выборки, в т.ч. кристаллы, ранее не обнаруженные системой регистрации сепаратора ЛС-Д-4-03Н при диагностике этой же пробы в контрольном опыте.

Прирост извлечения алмазов составил 5 % в первой и 4,7 % во второй сериях. Данный прирост соответствует доле слабо и аномально люминесцирующих алмазов в исходном питании, из чего можно сделать вывод, что именно эти алмазы удалось дополнительно извлечь. Одновременно подтверждено, что реагенты-модификаторы не оказывают отрицательного влияния на природные алмазы с нормальной люминесценцией. Таким образом, полученные результаты подтвердили эффективность выбранных составов и приёмов повышения интенсивности закрепления люминофоров на поверхности алмазов и разрабатываемой технологии в целом.

Development and testing of technology for extraction of weakly and abnormally luminescent diamonds using lumino-phore-containing reagents-modifiers

Morozov V.V., Chanturia E.L., Podkamenny Yu.A.

A mode of processing diamond-kimberlite products with phosphor containing reagents-modifiers of the spectral-kinetic characteristics of weakly and abnormally luminescent diamonds has been developed to increase their extraction during X-ray luminescent separation.

РАЗРАБОТКА КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ КОМПЛЕКСНЫХ МЕДНЫХ РУД*

А.В. Афанасова, В.А. Люблянова

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург,
Российская Федерация, e-mail: afanasoovaop-10@yandex.ru

В работе приведены результаты разработки комбинированной технологии переработки комплексных медных руд с применением флотационного обогащения и выщелачивания. Исследование минералогических и технологических особенностей руды позволило установить фазовый состав медных минералов, обосновать реагентный режим для флотационного обогащения и параметры процесса выщелачивания.

Актуальность работы обусловлена необходимостью разработки комбинированных технологий для переработки комплексных медных руд, характеризующихся сложным и непостоянным составом, присутствием различных минеральных фаз меди, в том числе сульфидной, окисленной свободно и связанной, а также тонкой вкрапленностью медных минералов в пустую породу и тесной ассоциацией друг с другом, ввиду вовлечения их в переработку.

Целью работы являлось создание технологии переработки медной руды на основе комбинирования флотационного обогащения и выщелачивания. Объектом исследования в представленной работе выбрана медная руда с содержанием меди в ней 1,4 %, а также образцы мономинералов: халькопирита, азурита, малахита и хризоколлы.

Для исследования минералогических и технологических особенностей сырья были использованы: методика фазового анализа меди с применением йодометрического титрования, методика определения элементного состава меди с применением рентгенофлуоресцентного анализатора Shimadzu EDX 7000, методика минералогического исследования образцов в виде шлифов и аншлифов с применением поляризационного микроскопа Zeiss Axio Imager A2m, методика флотационного обогащения руды и мономинеральных образцов с применением флотационной машины Laarmann Flotation Bench Test Machine, методика проведения опытов по выщелачиванию с применением йодометрического титрования для определения перехода меди в жидкую фазу.

Интерпретация результатов фазового анализа медной руды позволила установить наличие в руде водорастворимой меди (0,67 %), меди первичных и вторичных сульфидов (37,93 %), окисленной свободной меди (27,66 %) и окисленной связанной меди (33,74 %). Исследования флотационного обогащения на мономинеральных фракциях минералов меди позволили обосновать реагентный режим для флотационного обогащения комплексных медных руд, содержащих медь в сульфидной и окисленной (свободной и связанной) формах. Флотационные опыты, проведённые на хризоколле, подтвердили невозможность флотационного извлечения минералов окисленной связанной меди.

Результаты флотационного обогащения халькопирита и азурита с малахитом показали низкие значения извлечения меди в концентрат при использовании

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда (проект № 19-17-00096)

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

оксигидрильного собирателя: 75 % при флотации халькопирита и менее 50 % процентов при флотации азурита и малахита.

Наибольшее извлечение меди для сульфидных минералов (более 90 %) получено при использовании бутилового ксантогената калия.

Наибольшее извлечение меди при флотации азурита и малахита получены с применением БКК (расход 100 г/т) с предварительной сульфидизацией сернистым натрием (расход 90 г/т).

Опыты флотационного обогащения на исследуемой руде, проведённые с использованием сульфидизатора и сульфгидрильного собирателя показали, что извлечение меди в концентрат составляет 76,7 %, основные потери при этом связаны с нефлотируемыми медными минералами.

Для установления влияния различных медных минералов на извлечение меди в концентрат был составлен план трёхфакторного эксперимента, где в качестве факторов были выбраны содержание халькопирита (X_1), азурита с малахитом (X_2) и хризоколлы (X_3). По трём уровням варьирования -1; 0 и 1 были, соответственно, выбраны значения содержаний минералов в руде: 0; 0,5 и 1 %. Графическая интерпретация результатов представлены на рисунке 1.

Интерпретация результатов, представленных на рисунке 1, позволяет обосновать потери меди с хвостами флотации, связанные с присутствием в руде силикатов меди, на примере хризоколлы.

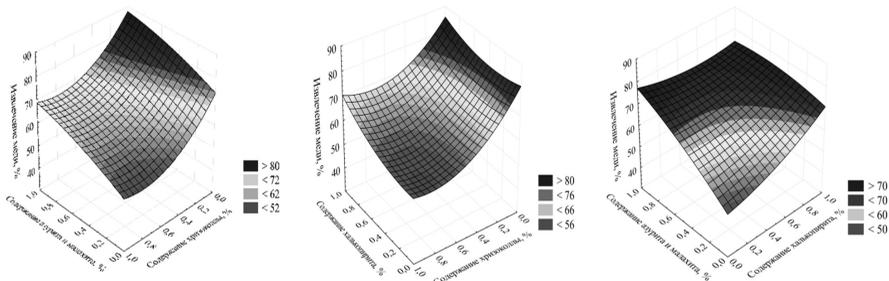


Рисунок 1. Графическая интерпретация полученной зависимости извлечения меди от содержания хризоколлы, халькопирита и азурита с малахитом

Получена математическая модель, позволяющая прогнозировать извлечение меди в концентрат при используемом реагентом режиме, в зависимости от содержания и формы медных минералов в руде:

$$\varepsilon_{Cu} = 67,74 + 8,55 \cdot X_1 + 0,35 \cdot X_1^2 + 27,28 \cdot X_2 - 10,04 \cdot X_2^2 - 7,24 \cdot X_3 - 10,278 \cdot X_3^2.$$

Проверка адекватности полученной математической модели проведена по критерию Фишера.

На образцах мономинеральных фаз меди были проведены опыты по выщелачиванию с применением различных реагентов. В качестве реагентов для выщелачивания были исследованы: дистиллированная вода, растворы щелочи, серной и соляной кислот, перекись водорода.

Анализ полученных данных позволяет установить возможность выщелачивания оксидов меди, а также сульфидных минералов меди с применением серной кислоты и перекиси водорода.

Интерпретация полученных данных позволяет обосновать выбор комбинированной технологии для переработки комплексных медных руд, содержащих медь в сульфидной и окисленной (свободной и связанной) формах, включающей: измельчение руды до крупности 60 % класса -71 мкм, аэрацию в присутствии аэрофлота для снятия медной головки; флотацию окисленной формы свободной меди с предварительной сульфидизацией с обоснованными расходами и выщелачивание хвостов флотационного обогащения.

Представленная комбинированная технология позволяет повысить извлечение меди на 20 %, по сравнению с флотационной технологией.

Development of combined processing technology for complex copper ores

Afanasova A.V., Lyublyanova V.A.

Results of development of combine technology for processing complex copper ore by using flotation and leaching are presented in this work. Investigation of the mineralogical and technological characteristics of the ore made it possible to determine the phase composition of the copper minerals and to substantiate the reagent regime for flotation and the parameters of the leaching process.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИМЕНЯЕМЫХ ДЛЯ ДЕТОКСИКАЦИИ ЦИАНИДСОДЕРЖАЩИХ ОТХОДОВ ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Е.П. Ольберг, С.В. Петров, М.П. Непомнящих, А.В. Бывальцев, А.Ю. Чикин

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: OlbergE@irgiredmet.ru

Предложена экологичная и экономически приемлемая технология обезвреживания цианидсодержащих отходов на основе их противоточно-декантационной отмывки с последующим озонированием промывных вод. Годовая экономия от применения предложенной технологии по сравнению с технологией противоточно-декантационной отмывки с последующим хлорированием промывных вод составит 278,2 млн.руб в год при сроке окупаемости 3 года.

В результате деятельности предприятий золотодобывающей промышленности образуются цианидсодержащие отходы, для обезвреживания которых на территории России широко применяется метод хлорирования. Данный метод позволяет эффективно окислять токсичные соединения, но приводит к вторичному загрязнению вод хлоридами и солями жёсткости.

Таким образом балластные соединения снижают экологический эффект детоксикации отходов, а также приводят к образованию коррозионно-агрессивных вод, применение которых в оборотном водоснабжении требует дополнительных методов водоподготовки. Кроме того, гипохлорит кальция является довольно дорогостоящим реагентом, производится и поставляется в основном из-за рубежа. Поэтому поиск новых

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

экологических и экономически выгодных технологий, приемлемых для детоксикации отходов в настоящее время является одной из приоритетных задач золотодобывающей промышленности.

Объектом исследований являлись хвосты цианирования, полученные в результате гидрометаллургического передела руды месторождения, расположенного в республике Башкортостан. Жидкая фаза отходов в основном содержала тиоцианаты (134,6 мг/л).

С целью определения экологичной и экономически приемлемой технологии были проведены исследования с применением методов: озонирования, перекисидирования, кислоты каро, ионного обмена, микробиологической очистки.

В таблице 1 представлены результаты прямой обработки пульпы. Установлено, что прямая обработка пульпы пергидролем, несмотря на значительный расход реагента, не эффективна.

Таблица 1. Результаты исследований при прямой обработке пульпы

Расходные коэффициенты реагентов, кг/т	Хлорирование	Озонирование	Перекисидирование	Ионообменная очистка	Биологическая очистка
«Активный хлор» (100 %)	3,04	-	-	0,95	-
СаО (100 %)	0,97	6,2	-	0,26	-
Озон (100 %)	-	1,95	-	-	-
Перекись водорода (100 %)	-	-	11	-	-
Сульфат меди (100 %)	-	-	-	-	-
Аммофос	-	-	-	-	0,05
(NH ₄) ₂ SO ₄	-	-	-	-	0,895
КОН	-	-	-	-	0,013
Сахароза	-	-	-	-	0,263
Na ₃ PO ₄ ×12H ₂ O	-	-	-	-	0,8
K ₂ SO ₄	-	-	-	-	0,2
Продолжительность	-	1,0 ч.	-	2,0 ч	28 сут
Остаточная концентрация CNS ⁻ , мг/л	2,8	0,34	134	0,15	0,1

Хлорирование не позволяет достигнуть требуемой глубины детоксикации отходов. Кроме того, твёрдая фаза хвостов цианирования проявляет значительную хлороемкость 57,2 % и озоноемкость 48,7 %, что обусловлено высоким содержанием соединений серы 25,5 %.

Для исключения контакта твёрдой фазы с окислителем и снижения нецелевого расхода реагентов, для детоксикации исследуемой пробы была применена технология противоточной декантационной отмывки (ПДО) с последующим обезвреживанием промывных вод, принципиальная схема приведена на рисунке 1. Результаты представлены в таблице 2.

Введение косвенного метода ПДО позволяет значительно снизить расход реагентов и улучшить показатели обезвреживания. Для технико-экономического сравнения (ТЭС) были выбраны технологии по следующим критериям: наименьшие расходные показатели, эффективность детоксикации, а также продолжительность процесса.

В результате были выбраны несколько вариантов технологий:

- вариант 1. ПДО с обезвреживанием промвод методом хлорирования;
- вариант 2. Прямая обработка пульпы озоном;
- вариант 3. ПДО с обезвреживанием промвод методом озонирования;

Международная конференция «Плаксинские чтения – 2023»
г. Москва, 02-05 октября 2023 г.

- вариант 4. ПДО с обезвреживанием промвод методом перексидирования;
- вариант 5. Ионнообменное обезвреживание хвостовой пульпы;
- вариант 6. ПДО с обезвреживанием промвод кислотой Каро.

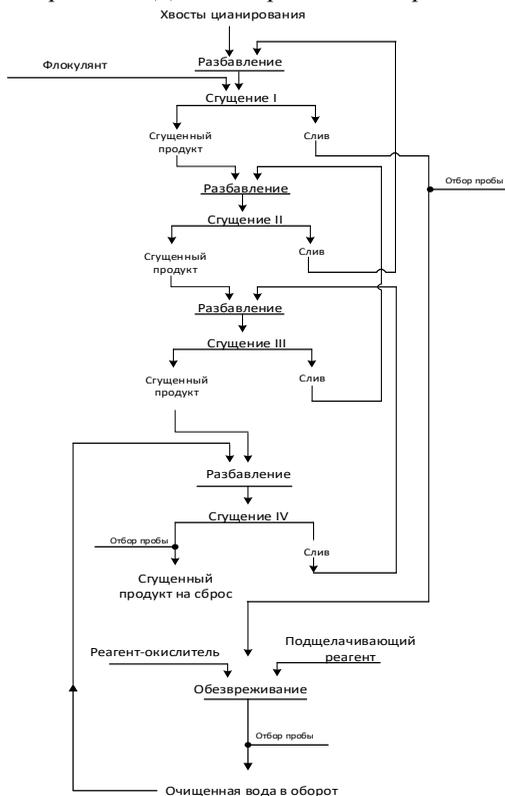


Рисунок 1. Принципиальная схема процесса декантационной отмывки с последующим обезвреживанием промывных вод

Таблица 2. Результаты исследований с применением технологии ПДО с последующим обезвреживанием промывных вод

Расходные коэффициенты реагентов, кг/т	Хлорирование	Озонирование	Перексидирование		Кислота Каро
			лето	зима	
«Активный хлор» (100 %)	1,3	-	-	-	
СаО (100 %)	0,12	1,1	0,015	0,2	
Озон (100 %)	-	1	-	-	
Перекись водорода (100 %)	-	-	1,4	1,4	3,5
Серная кислота (100 %)	-	-	0,025	0,31	10,2
Продолжительность реагентной обработки	0,2 ч	0,4 ч	30 сут	60 сут	1,0 ч
Остаточная концентрация CNS ⁻ , мг/л	0,13	0,07	0,13	0,12	0,15

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Глубина удаления тиоцианатов из хвостов цианирования для всех вариантов была практически одинаковая (таблица 3).

Таблица 3. Химический состав жидкой фазы хвостов цианирования до и после детоксикации

Определяемые компоненты	Исходный состав	Концентрация, мг/л					
		Вариант 1	Вариант 2	Вариант 3	Вариант 4	Вариант 5	Вариант 6
Кальций	850,0	2025,0	120,0	788,0	144,0	1130	570,0
Хлориды	108,0	3124,0	108,0	118,0	41,9	1850,0	13,5
Сульфаты	2150,0	1628,0	7203,0	3344,0	524,0	735,0	920,0
Цианиды	< 0,02	< 0,02	0,34	0,07	-	0,15	< 0,02
Тиоцианаты	134,6	0,13	0,213		0,2		0,26

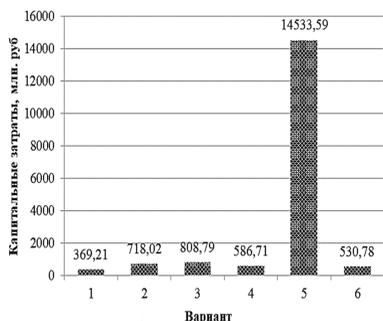


Рисунок 2. Капитальные затраты

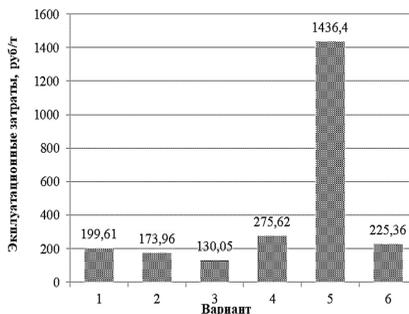


Рисунок 3. Эксплуатационные затраты

С точки зрения общего качества очистки, метод, включающий озонирование, более предпочтителен (варианты 2 и 3).

При обработке озоном не происходит вторичного загрязнения продуктами распада реагентов, в первую очередь хлоридами. ТЭС по укрупнённым показателям представленных вариантов позволило сделать окончательный выбор более экономичной технологии (рисунок 2, 3).

Наименьшие капитальные вложения 369,2 млн. руб. установлены у Варианта 1 ПДО с последующим хлорированием промывных вод. Минимальные эксплуатационные затраты 130,05 руб/т определены у технологии ПДО с последующим озонированием промывных вод (Вариант 3).

Несмотря на значительные капитальные затраты, годовая экономия от применения технологии противоточно-декантационной отмывки с последующим озонированием промвод по сравнению с ПДО с последующим хлорированием промывных вод составит 278,2 млн руб в год. При этом срок окупаемости технологии составит 3 года.

Комплексный подход позволил выбрать оптимальную технологию обезвреживания отходов цианирования, отвечающую показателям экологичности и экономичности, ПДО с последующим озонированием промывных вод.

**Environmental and economic aspects of modern technologies used for detoxification
of cyanide-containing waste from the gold mining industry**

Olberg E.P., Petrov S.V., Nepomnyashchikh M.P., Byvaltsev A.V., Chikin A.Yu.

An environmentally friendly and economically acceptable technology for the neutralization of cyanide-containing waste based on their countercurrent decantation washing with subsequent ozonation of washing waters is proposed. The annual savings from the use of the proposed technology compared with the technology of countercurrent decantation washing with subsequent chlorination of washing waters will amount to 278.2 million rubles per year with a payback period of 3 years.

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ ПРОЦЕССОВ ДОВОДКИ КОНЦЕНТРАТОВ
ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ И НАПРАВЛЕНИЯ ИХ РЕШЕНИЯ В
УСЛОВИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ ТРУДНОБОГАТИМОЙ
АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕЙ РОССЫПИ НЮРБИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

Ю.Н. Никитина¹, Г.П. Двойченкова², А.С. Тимофеев²

¹ Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация,
e-mail: nikitinayn@alrosa.ru

² ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Экспериментально обоснован способ повышения качества черного концентрата тяжелосредной сепарации алмазосодержащих песков крупностью -6+1 мм за счёт удаления сидерита на 95,8 % методом магнитной сепарации.

В настоящее время в Нюрбинском улусе Республики Саха Якутия ведётся добыча алмазосодержащих песков россыпи Нерчинская.

При обработке песков данного типа отмечается повышенный выход концентрата тяжелосредной сепарации, что негативным образом сказывается на последующих обогатительных операциях, приводит к снижению производительности технологической схемы и, соответственно, является серьёзной проблемой.

Согласно прогнозному календарю обработки песков россыпи Нерчинская, на период с 2021 по 2034 год в рассматриваемом сырье ожидается увеличение содержания минералов тяжёлой фракции (рисунок).

Для решения обозначенной проблемы выполнен комплекс исследований с целью обоснования и разработки способа сокращения выхода черного концентрата тяжелосредной сепарации рассматриваемого типа алмазосодержащего сырья.

В период переработки песков россыпи Нюрбинская на обогатительной фабрике № 15 (ОФ № 15) Мирнинско-Нюрбинского горно-обогатительного комбината (ГОК) были отобраны пробы концентрата тяжелосредной сепарации (ТСС) для проведения запланированных исследований.

Согласно *гранулометрической характеристике* (таблица 1), концентрат ТСС на 12,6 % представлен зернистым материалом крупностью -25+6 мм и на 87,4 % - крупностью -6 мм. Отмечено достаточно высокое содержание материала крупностью -1 мм (46,7 %).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

В лаборатории института ИПКОН РАН выполнен комплекс исследований отобранных проб кимберлитового материала крупностью -6+1 мм.

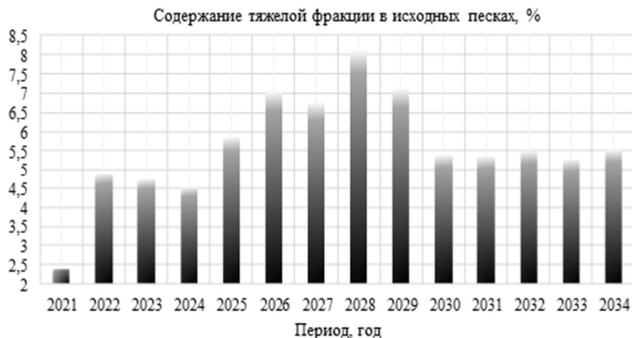


Рисунок. Прогнозный календарь обработки песков россыпи Нюрбинская

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика концентрата ТСС при обработке песков россыпи Нюрбинская

Наименование продуктов	Гранулометрическая характеристика, % по классам крупности, мм							
	+25	-25+13	-13+6	-6+3	-3+1	-1+0,5	-0,5	Итого
Концентрат ТСС	-	5,5	7,1	5,9	34,8	44,9	1,8	100,0

Исследованиями *минерального состава* кимберлитового материала россыпи Нюрбинская (таблица 2) определено содержание основных магнитных и немагнитных минералов.

Таблица 2. Результаты минерального анализа кимберлитового материала концентрата ТСС алмазосодержащих Нюрбинских россыпей

Наименование продукта	Содержание основных минералов, %							
	кварц 2,5-2,65 г/см ³	магнетит 5,0-5,2 г/см ³	пирит 5,0 г/см ³	сидерит 3,96 г/см ³	доломит 2,84 г/см ³	кальцит 2,7 г/см ³	анортит 2,76 г/см ³	прочие
Концентрат ТСС -6+3 мм	14,52	0,03	1,79	70,96	0,38	0,16	7,03	5,13
Концентрат ТСС -3+1 мм	11,99	0,003	0,31	85,06	0,09	0,09	0,05	2,407
Концентрат ТСС -6+1 мм	12,50	0,01	0,61	82,22	0,15	0,10	1,46	2,95

Концентрат ТСС -6+1 мм характеризуется высоким содержанием слабомагнитного минерала - сидерита (82,22 %) в присутствии сильномагнитного минерала - магнетита (0,01 %). Основные немагнитные минералы представлены кварцем (12,5 %) и пиритом (0,61 %).

Выполнен магнитный анализ исследуемых кимберлитовых проб концентратов ТСС алмазосодержащих россыпей Нюрбинского месторождения с использованием магнитных полей различной напряжённости (таблица 3).

Международная конференция «Плаксинские чтения – 2023»
г. Москва, 02-05 октября 2023 г.

Таблица 3. Результаты магнитного анализа, полученные при разной напряжённости магнитного поля

Наименование продукта	Выход, %	Наименование минерала, содержание, %									
		сидерит	кварц	магнетит	пирит	анортит	авгит	биотит	роговая обманка	ильменит	другие
концентрат ТСС -6+3 мм (выход класса 20,12 %)											
Магнитный 1100 Э	0,28	13,8	9,4	1,8	0,6	50	11,2	2,9	2,6	4,3	3,4
Магнитный 2000 Э	2,59	12,5	9,7	1	0,3	48,1	11,7	5,8	4,1	4,4	2,4
Магнитный 10000 Э	89,60	76,4	12,1	-	0,5	6,3	-	2,2	-	-	2,5
Немагнитный	7,53	28,5	45,1	-	17,7	-	-	-	-	-	8,7
концентрат ТСС -3+1 мм (выход класса 79,88 %)											
Магнитный 1100 Э	0,08	13,7	12,7	3,3	1,8	41,2	11,3	1,4	2,4	8,6	3,6
Магнитный 2000 Э	0,04	3,7	11,6	2,1	0,9	50,5	14,1	0,8	2,3	9,8	4,2
Магнитный 14000 Э	96,49	86,3	11,3	-	-	-	-	-	-	-	2,4
Немагнитный	3,39	52,6	31,7	-	9,2	-	-	-	-	-	6,5
концентрат ТСС -6+1 мм (выход класса 100 %)											
Магнитный 1100 Э	0,12	13,72	12,04	3,00	1,56	42,97	11,28	1,70	2,44	7,73	3,56
Магнитный 2000 Э	0,56	5,47	11,22	1,88	0,78	50,02	13,62	1,81	2,66	8,71	3,84
Магнитный 14000 Э	95,10	84,31	11,46	-	0,10	1,27	-	0,44	-	-	2,42
Немагнитный	4,22	47,75	34,40	-	10,91	-	-	-	-	-	6,94

Результатами выполненного анализа установлено содержание в слабомагнитном продукте класса крупности -6+1 мм, богатых сростков сидерита (84,31 %) с кварцем (11,46 %).

Немагнитный продукт класса крупности -6+1 мм представлен бедными сростками сидерита (47,75 %) с кварцем (34,4 %) и пиритом (10,91 %).

На основании экспериментальных исследований для повышения эффективности переработки алмазосодержащих россыпей Нюрбинского месторождения предлагается внедрение двухстадиального цикла магнитной сепарации концентрата ТСС класса -6+1 мм, включающего:

- магнитную сепарацию в слабом магнитном поле (до 2000 Э);
- магнитную сепарацию в сильном магнитном поле (до 14000 Э).

Применение данной межцикловой операции позволит сократить выход концентрата ТСС ОФ № 15 крупностью -6+1 мм на 95,78 % за счёт удаления сильномагнитной фракции (магнетита) на 0,68 % и слабомагнитной фракции (сидерита) на 95,1 %.

Modern problems of the processes of fine-tuning concentrates of heavy-medium separation and directions for their solution in the conditions of processing of refractory diamond-bearing placer of the Nyurbinskoye deposit

Nikitina Y.N., Dvoychenkova G.P., Timofeev A.S.

A method for improving the quality of rough concentrate of heavy-medium separation of diamond-containing sands with a size of -6+1 mm by removing siderite by 95.8 % by magnetic separation is experimentally substantiated.

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ ОРГАНИЗАЦИИ ЗАМКНУТОГО
ВОДОБОРОТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ САПОНИТСОДЕРЖАЩИХ
АЛМАЗОНОСНЫХ КИМБЕРЛИТОВ И НАПРАВЛЕНИЯ ИХ РЕШЕНИЯ
В УСЛОВИЯХ ОФ АО «СЕВЕРАЛМАЗ»**

А.М. Тюрин¹, А.Ю. Масанов², Г.П. Двойченкова^{3,4}, В.Г. Миненко³

¹ АО «Севералмаз» г. Архангельск, Российская Федерация

² Центр инноваций и технологий АК «АЛРОСА» (ПАО), Москва, Российская Федерация

³ ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: masanovayu@alrosa.ru

⁴ Мирнинский политехнический институт (филиал) Северо-Восточного федерального
университета им. М.К. Аммосова Мирный, Российская Федерация

Результатами выполненных исследований обоснована комбинированная технология осветления сапонитсодержащей оборотной воды хвостохранилища обогатительной фабрики АО «Севералмаз» с использованием метода ее криогенной обработки, обеспечивающая содержание шламов до 10 г/л с выделением сапонита в отдельный продукт.

Одной из отличительных особенностей кимберлитовых пород месторождения алмазов им. М.В. Ломоносова является их масштабная сапонитизация.

В процессе промышленной отработки запасов алмазосодержащих кимберлитовых пород гигроскопичный сапонит находится в водной среде в виде постоянно увеличивающейся вследствие природных свойств суспензии, затрудняя осветление оборотной воды для нужд обогатительной фабрики. Высокое содержание трудно осаждаемых частиц глинистых минералов группы смектитов, рост их концентрации в оборотной воде как за счет естественного прироста из массы перерабатываемой руды, так и за счет собственного «разбухания» в водной среде, обусловленного их специфическими физическими свойствами, приводит к ежегодному ухудшению качества оборотного водоснабжения.

При увеличении количества взвешенных частиц в водной фазе, особенно в зимний период, возникает недостаток качественной оборотной воды, подаваемой в процесс переработки кимберлитовых руд:

- вместо необходимого объема – 2200 м³/час при содержании взвешенных частиц не более 20 г/л;
- фактическая подача воды составляет 1600-1650 м³/час при содержании взвешенных частиц в диапазоне 150-250 г/л.

Опытом работы обогатительного комплекса установлено значительное снижение эффективности работы технологической схемы измельчения и последующего обогащения на оборотной воде с содержанием твёрдого более 20 г/л. В эти периоды для сохранения работоспособности и требуемых технологических показателей обогатительная фабрика вынуждена добавлять недостающую чистую воду из системы карьерного водоотлива.

Поступление дополнительного объема воды и отсутствие свободной ёмкости хвостохранилища приводит к нарушению безопасной эксплуатации ГТС из-за превышения скорости подъёма уровня воды над темпом намыва противотрационного экрана (пляжей).

С целью соблюдения требований безопасной эксплуатации хвостохранилища и обеспечения требуемых технологических показателей обогащения необходимо разработать методы и оптимальные технические решения для их применения в технологии подготовки оборотной воды после складирования твёрдой фазы хвостов на пляжи хвостохранилища и отстаивания их в ложе хвостохранилища.

Сапонит является одним из компонентов отхода V класса опасности «Отходы промывки песка при добыче алмазов», так как представляет собой хвостовые продукты обогащения обогатительной фабрики на месторождении алмазов имени М.В. Ломоносова.

Вместе с тем, сапонит является продуктом, обладающим большими перспективами для использования в качестве дополнительной товарной продукции. Утилизация отходов производства путём извлечения и использования сапонита с одной стороны может привести к существенному повышению качества оборотного водоснабжения, а с другой, улучшить рентабельность разработки месторождения в целом за счёт реализации дополнительной продукции.

Для организации качественного оборотного водоснабжения, обеспечивающего требуемые технологические показатели процессов обогащения алмазосодержащего сырья, необходима технология эффективного осветления сапонитсодержащей хвостовой пульпы, позволяющая удалить тонкие глинистые частицы с выделением их в отдельный продукт

Целенаправленное модифицирование свойств сапонитовых глин обеспечивает:

- интенсификацию процесса их осаждения и, соответственно, существенное повышение качества оборотного водоснабжения;
- повышение рентабельности разработки месторождения в целом за счёт реализации дополнительной продукции, свойства которой по основным показателям будут соответствовать требованиям Потребителей.

Специалистами АО «Севералмаз» с привлечением сотрудников ЦИТ АК «АЛРОСА» и ИПКОН РАН выполнен комплекс экспериментальных исследований на пробах оборотной сапонитсодержащей воды, отобранных по площади (на глубине 1 м) и различной глубине (1, 2, 3 м) хвостохранилища.

Результатами комплексного анализа установлено; что исследуемые пробы характеризуются содержанием твёрдой фазы от 140 до 494 г/л, плотностью от 1,08 до 1,34 г/л и вязкостью от 52 до 122 мПа*с, обуславливающей низкую скорость осаждения сапонитовых частиц.

Результаты изучения гранулометрического состава проб с использованием ситового анализа и лазерной дифрактометрии показали, что материал проб на 80–86,3 % состоит из частиц класса крупности -80 мкм и представлен преимущественно тонкодисперсными частицами крупностью от 7,3 до 9,9 мкм, практически не оседающими в оборотной воде при её движении от выпускной трубы до заборных колодцев.

Результатами минералогического анализа определено:

- в качестве основного минерала твёрдой фазы сапонитсодержащих суспензий до 73–84 % диагностированы группы смектитов, содержащие сапонит, монтмориллонит и смешанослойный вермикулит;
- песковая фракция сапонитсодержащих суспензий представлена в основном кварцем – 2,5–8,5 % и серпентином – 3-6 %;

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- в незначительных количествах присутствуют: серицит (1,5-8 %), омфацит (1-3 %), перовскит, апатит, доломит, кальцит, тальк и амфибол (0,5-2,5 %);
- с увеличением глубины отбора проб содержание минералов группы смектитов снижается незначительно (с 75 до 73 %), а содержание кварца возрастает в 1,7 раза (с 5 до 8,5 %).

На основании анализа проб сапонитсодержащей оборотной воды определены возможные методы её осветления и выполнена их лабораторная апробация. Исследованы гравитационные методы, метод электрохимической сепарации, метод вымораживания, как в самостоятельном применении, так и в условиях комбинированного использования.

Результатами экспериментальных исследований гравитационных методов осаждения установлено:

- средняя скорость естественного осаждения твёрдых частиц составляет 92 мм/год, что не позволяет эффективно осуществлять процесс замкнутого водооборота на обогатительной фабрике без дополнительных методов интенсификации процесса осаждения твёрдой фазы в условиях хвостохранилища;
- использование коагулянтов и флокулянтов в диапазоне рабочих расходов (до 200 г/т) на исходных пробах оборотной воды не приводит к образованию осветлённого слива;
- разбавление исходной пробы чистой водой (в 5-20 раз) приводит к снижению содержания твёрдого в суспензии (до 6-10 г/л) и обеспечивает процесс флокуляции твёрдых частиц в рабочих диапазонах реагента. Однако выход осветлённого слива с содержанием твёрдого <10 г/л составляет не более 15 %;
- увеличение расхода флокулянтов до 800-1000 г/т обеспечивает флокуляцию твёрдых частиц исходных (не разбавленных) проб с выходом 65 % осветлённого слива при содержании твёрдого <10 г/л.
- повышение расходов реагентов увеличивает динамическую вязкость оборотной воды в 2,3-3,2 раза (с 57 до 130-180 мПа*с), что, в свою очередь снижает возможность осаждения в этой суспензии частиц твёрдой фазы.

Присутствие в исследуемых пробах около 20 % достаточно крупной песковой фракции послужило основанием для апробации метода центрифугирования с целью выделения крупного материала и оценки возможности частичного выделения сапонита.

Экспериментальными исследованиями установлены оптимальные параметры центрифугирования в заданных условиях: частота вращения – 2358,6 об/мин и продолжительность процесса 73 секунды, при которых обеспечивается выход осветлённого слива 89 % при содержании твёрдой фазы в осветлённом сливе 56,6 г/л и при удельном расходе электроэнергии 2 кВт*ч/м³.

Твёрдая фаза слива центрифуги содержит в основном тонкие (менее 80 мкм) частицы смектитовых минералов (в том числе сапонита), практически не переходящих в песковую фракцию, для выделения которых дополнительно использована электрохимическая сепарация.

Использование процесса электрохимической сепарации сапонитсодержащих оборотных вод в комбинировании с предварительным их центрифугированием в установленных оптимальных параметрах (сила тока -2,1 А и время обработки-145,5 с), позволяет получить выход осветлённого слива в среднем 85 % при среднем содержании в нем твёрдого 35 г/л и затратах электроэнергии 4,8 кВт*ч/м³.

При этом экспериментально установлена возможность увеличения производительности аппарата за счёт изменения конструкции и, соответственно, снижения расхода электроэнергии до значений менее $2.82 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{м}^3$.

Метод вымораживания сапонитсодержащих суспензий с целью их осветления является новой разработкой, что подтверждается результатами патентного поиска. Экспериментальными исследованиями в лабораторных условиях определены скорость и глубина вымораживания проб оборотной воды:

- за первые 4 часа скорость замораживания для оборотной воды в лабораторных условиях составляет $3,5 \text{ мм}/\text{ч}$;
- увеличение продолжительности обработки до 8 часов повышает скорость замораживания до $4,0 \text{ мм}/\text{ч}$;
- после 8-12 часов скорость замораживания составляет $4,9 \text{ мм}/\text{ч}$.

Экспериментальными исследованиями с использованием исходной оборотной воды для криогенной обработки, и использованием слива центрифугирования исходной пробы для последующей криогенной обработки с изменением последовательности применения методов замораживания и центрифугирования установлено:

- процесс прямой заморозки/размораживания оборотной воды является в данной серии экспериментов наиболее эффективным и позволяет получить осветлённый слив с содержанием твёрдого менее $10 \text{ г}/\text{л}$, при выходе более 50% .
- повышение содержания твёрдых частиц в пробах с 140 до $494 \text{ г}/\text{л}$ снижает выход осветлённого слива в $1,9$ раза с 50 до 26% , при этом содержание твёрдых частиц в сливе остаётся практически неизменным – менее $10 \text{ г}/\text{л}$.

Выполнены укрупнённые расчёты основных предполагаемых затрат на реализацию предложенных методов в условиях хвостохранилища с оценкой их технологической эффективности, обуславливающей возможность создания оборотного водоснабжения требуемого качества.

Учитывая результаты экспериментальных данных и теоретических исследований на данном этапе для проведения опытно-промышленных испытаний рекомендован метод вымораживания-размораживания.

Для отработки технологии выделения сапонита в отдельный продукт при осветлении сапонитсодержащей воды хвостохранилища рекомендуется проведение опытно-промышленных испытаний комбинированной схемы (центрифугирование + электрохимическая сепарация).

Modern problems of organizing a closed water circulation during the enrichment of saponite-bearing diamond-bearing kimberlites and ways to solve them in the conditions of the enrichment plant JSC «Severalmaz»

Tyurin A.M., Masanov A.Yu., Dvoychenkova G.P., Minenko V.G.

The results of the studies performed substantiated a combined technology for clarification of saponite-containing recycled water from the tailings of the enrichment plant of Severalmaz JSC using the method of its cryogenic treatment, providing a sludge content of up to $10 \text{ g}/\text{l}$ with the release of saponite into a separate product.

**ВОВЛЕЧЕНИЕ В ПЕРЕРАБОТКУ ЛЕЖАЛЫХ ОТВАЛОВ – ЭФФЕКТИВНЫЙ
СПОСОБ ВОСПОЛНЕНИЯ СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ПРЕДПРИЯТИЙ
ЗОЛОТОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ**

С.В. Груба¹, Г.М. Панченко¹, С.С. Тимофеева²

¹ АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: svk@jirgiredmet.ru

² Иркутский национальный исследовательский технический университет,
г. Иркутск, Российская Федерация

В статье обозначены возможные перспективы использования техногенных отвалов ЗИФ с целью извлечения золота. Проведены исследования вещественного состава и представлены результаты технологического решения. Вовлечение в переработку отвальных хвостов может являться одним из способов снижения потерь металла на производстве.

В последние годы на самом высоком уровне руководства нашей страны поднимаются вопросы о предотвращении кризисных явлений в ресурсно-сырьевой сфере и решении сопутствующих экологических проблем.

«Стратегия экологической безопасности Российской Федерации на период до 2025 года, которая была утверждена Указом Президента РФ №176 от 19 апреля 2017 года акцентирует внимание на мерах обеспечения экологической безопасности путём переработки отходов, в том числе в горнодобывающей отрасли.

Минприроды РФ с Росприроднадзором и региональными министерствами природных ресурсов разрабатывают перечень мероприятий, направленных на сохранение животного и растительного мира на участках пользования недрами, согласно программам по сохранению природного наследия России и поправкам к ст. 8 и ст. 22 ФЗ «О недрах».

Освоение месторождений рудного золота должно идти одновременно с внедрением технологий, позволяющих эффективно доизвлекать золото из накопленных в большом количестве лежалых отвалов, что позволит расширить сырьевую базу предприятий и одновременно улучшит экологическую обстановку в промышленных частях регионов нашей страны. Так, для изучения вещественного состава и рассмотрения возможности внедрить флотационный передел поступила проба лежалых хвостов гравитации одного из предприятий Иркутской области.

Содержание золота в хвостах по результатам прямого пробирного анализа находится на уровне 0,6 г/т.

Из данных granulометрического анализа следует (таблица 1), что наиболее высокое содержание золота сосредоточено в классе крупности минус 0,1 мм плюс 0,071 мм (1,06 г/т), а в исследуемом продукте преобладает массовая доля класса минус 0,071 мм и составляет 80 %.

Минералогический анализ позволил установить, что проба на 90 % состоит из порообразующих минералов, из которых преобладают кварц (36,3 %) и слюда (30,0 %).

Доля сульфидов составила 2,2 %, углистого вещества – 1,8 %.

Для определения размерности золотин на хвостах выполнен сцинтилляционный анализ, в результате которого установлено: 100 % золота от общего содержания металла

в пробе хвостов находится в интервале крупности 3–25 мкм. Это логично объясняет его потери при проведении гравитационного процесса и скопление в хвостовом отвальном продукте.

Таблица 1. Гранулометрическая характеристика лежалых хвостов с распределением золота по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание золота, г/т	Распределение золота, %
+0,5	0,10	0,34	1,3
-0,5+0,315	0,24		
-0,315+0,2	2,13		
-0,2+0,1	11,86	0,52	9,3
-0,1+0,071	5,71	1,06	9,2
-0,071	79,96	0,66	80,2
Итого по балансу	100,0	0,66	100,0

Для более полной картины проведён и рациональный анализ на золото исследуемых лежалых хвостов.

При доизмельчении хвостов до крупности 96 % класса минус 0,071 мм доля металла в свободном виде составила 15,3 %, в сростках с рудными и породобразующими компонентами – 69,5 %, таким образом, в цианируемой форме суммарно находится 84,8 % золота.

В упорной форме сосредоточено 15,2 % металла, что в основном связано ассоциацией золота с вторичными минералами железа, карбонатами, хлоритами и сульфидами.

За основу при проведении опытов по флотации лежалых хвостов был принят режим и схема, разработанная для флотации хвостов гравитации руды. После проведения опытов, которые позволили уточнить оптимальный расход реагентов и продолжительность операций, проведён опыт в замкнутом цикле на пяти навесках хвостов.

Условия и результаты опыта проиллюстрированы на рисунке и в таблице 2.

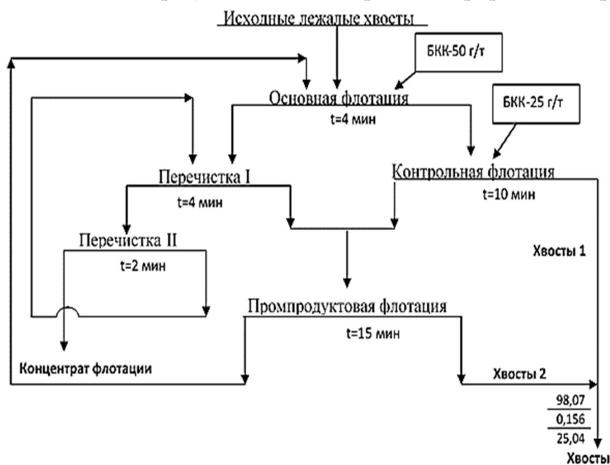


Рисунок. Режимные условия и показатели флотации лежалых хвостов по схеме замкнутого цикла

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таблица 2. Баланс металла по конечным продуктам флотации лежалых хвостов

Наименование продуктов	Выход		Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
	г	%		
Концентрат флотации	18,7	1,93	23,7	75,0
Хвосты флотации, в т.ч.:	948,2	98,07	0,156	25,0
Хвосты 1	764,4	79,06	0,15	19,4
Хвосты 2	183,8	19,01	0,18	5,6
Исходный продукт (хвосты)	966,9	100,0	0,61	100,0

На наработанном концентрате проведён тестовый опыт по его цианированию. В режиме сорбционного выщелачивания с добавкой активного угля извлечение золота составило 97,9 % при содержании золота в хвостах сорбции 0,7 г/т.

Показатели и условия по цианированию флотоконцентрата из лежалых хвостов сопоставимы с результатами выполненных исследований по переработке флотоконцентрата, полученного из хвостов гравитации текущей добычи.

Полученные результаты лабораторных исследований по изучению вещественного состава лежалых хвостов, флотационному обогащению, а также показатели по сорбционному цианированию флотоконцентрата свидетельствуют о возможности вовлекать в переработку лежалые хвосты совместно с исходной рудной массой. Это позволит доизвлечь 74,4 % золота, которое ранее перешло в хвосты.

Involvement in the processing of long-term dumps is an effective way to replenish the resource base of gold mining enterprises

Gruba S.V., Panchenko G.M., Timofeeva C.C.

The article is devoted to the possible prospects of the use of technogenic dumps with the purpose of extraction of gold. Studies of the material composition. The results of the technological solution are presented. One of varieties tracks lowering loss is use to contents of tailing storage.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУРАНДЫ В КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКЕ ФЛОТАЦИОННЫМИ СПОСОБАМИ

А.К. Кожонов, К.А. Ногаева, Э.С. Молдобаев, А. Турарбек кызы

Кыргызский государственный технический университет имени И. Раззакова, Кыргызский
горно-металлургический институт имени У. Асаналиева, г. Бишкек, Кыргызская Республика
e-mail: kozhonov@mail.ru; knogaeva@yahoo.com; ernis58@mail.ru; lunajanka@mail.ru

Переработка руд месторождения Куранды затруднена окисленностью минералов золота. Установлен эффективный реагентный режим с добавлением реагентов Oxfloat, NaHS, амиллового ксантогената и вспенивателя MIBC. Применение флотационного реагента Oxfloat H88L обеспечивает повышение качества концентрата и извлечения золота в концентрат.

Золоторудное месторождение Куранды находится в Кеминском районе Чуйской области Кыргызской Республики, на северных склонах восточного окончания

Киргизского хребта, в 105 км от г. Бишкек. Основной промышленно-ценный минерал представлен золотом, концентратом которого является пирит и псевдоморфно замещающие его гидроксиды железа. Содержание пирита в пробе 6-7 %, в сумме с гидроксидами 13 %. Медьсодержащие минералы – халькопирит, медь самородная, блеклая руда, ковеллин. Встречаются в знаковых значениях, галенит, арсенопирит и сфалерит.

Проведены опыты по флотационному обогащению окисленных руд и исследования по влиянию реагентов на показатели флотации окисленной руды. Для опытов по флотации использовалась навеска руды с определённой шихтой, предварительно измельчённая до класса -0,074 мм 82-85 % [1-6].

Процесс флотации проведён на лабораторной флотационной машине “Metso” с объёмом 3,5 л, при плотности пульпы 28-30 %. Продолжительность основной флотации - 10 мин, контрольной флотации - 8 мин, перечистной флотации – 2 мин. Оптимальные условия опытов были определены по результатам открытого цикла флотации.

Опыт №1 проведён с добавлением реагентов Oxflo и NaHS: Oxflo – 150 г/т, NaHS - 100 г/т, ксантогенат амиловый - 75 г/т, МИБК - 120 г/т.

Опыт №2 проведён с подачей реагента Oxflo - 150 г/т: ксантогенат амиловый - 75 г/т, МИБК – 120 г/т.

Опыты №3 и №4 проведены с реагентом NaHS при расходах 500 г/т и 700 г/т с ксантогенатом амиловым - 75 г/т, МИБК – 120 г/т.

Опыт №5 проведён с добавлением реагентов NaHS и дибутилдитиофосфат аммония (коллектор) $(C_4H_9O)_2PSSNH_4$ – 50 г/т, NaHS - 100 г/т, ксантогенат амиловый - 75 г/т, МИБК – 60 г/т.

Опыт №6 проведён с целью выявления влияния высокой температуры пульпы 18°C на показатели обогащения.

Данные по испытаниям разделены на две категории, а именно:

- Экспериментальный режим - OXFLO (красная линия) - представляет показатели с использованием реагентов Oxflo и NaHS;
- Стандартный режим (синяя линия) представляет стандартный реагентный режим (ксантогенат при подаче ~150 г/т и МИБК при подаче ~40 г/т).

На рисунке 1 видно, что увеличение содержания окисленной меди (или увеличенная шихта окисленной/сульфидной руд) оказывает существенный отрицательный эффект на извлечение меди.

Также наблюдается значительное падение линейной функции технологических показателей Стандартного режима при увеличении процентного содержания окисленной меди. Хорошие показатели извлечения меди могут быть получены при шихте руды 50:50 (или же ~20 % окисленности) с использованием экспериментального режима реагента oxflo.

На рисунке 2 видны положительные технологические показатели экспериментального режима реагента Oxflo по золоту, в сравнении со стандартным режимом, при увеличении процентного содержания окисленной меди.

Экспериментальный режим реагента Oxflo удерживает технологические показатели по извлечению золота при возрастающем процентном содержании окисленной меди, и создаёт экономически эффективные условия для обогащения окисленной руды в шихте.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

В результате исследований установлено, что при флотации окисленной руды в опытах №1 и №2 получены следующие результаты:

- в опыте №1 при расходе Охфло – 150 г/т, NaHS – 100 г/т содержание золота в концентрате составляет 11,4 г/т, извлечение – 88,93 %;
- в опыте №2 Охфло – 150 г/т без подачи гидросульфида содержание золота в концентрате составляет 14,2 г/т, извлечение – 86,04 %.

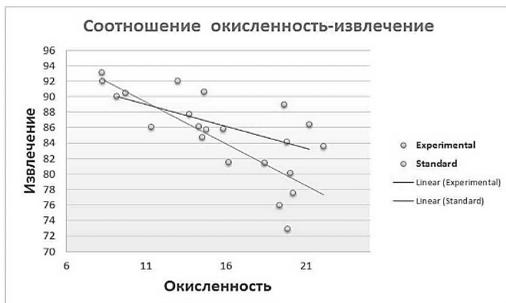


Рисунок 1. Зависимость извлечения меди (%) от процентного содержания окисленной меди

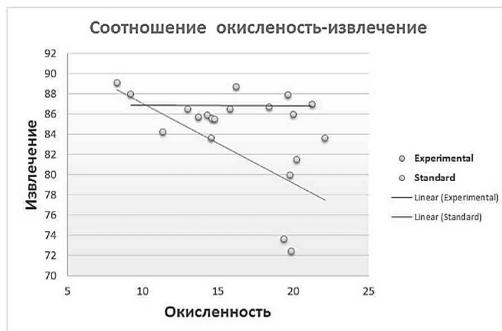


Рисунок 2. Зависимость извлечения золота (%) от процентного содержания окисленной меди

Высокое содержание золота в концентрате получено в опыте №6 Au - 108,08 г/т при нагреве пульпы до 18–20 градусов Цельсия, но при этом получено высокое содержание в хвостах 0,61 г/т.

При подаче дибутилдитиофосфата аммония получен высокий выход концентрата 4,3 % и, соответственно, низкое содержание в концентрате 10,3 г/т при содержании в хвостах 0,45 г/т.

В опытах №3 и №4 с подачей гидросульфида (500 г/т и 700 г/т) со стандартными реагентами получены самые низкие показатели по извлечению 67,44 % и 67,5 %, но при высоком качестве концентратов 24,9 г/т и 14,4 г/т и содержании в хвостах 0,69 г/т и 0,65 г/т соответственно.

Таким образом, из результатов исследований следует, что применение нового флотационного реагента Охfloat Н88L обеспечивает высокое качество концентрата и извлечение золота в концентрат. Таким образом, применение нового флотационного реагента в качестве собирателя для флотации окисленных руд эффективно и обеспечит прирост извлечения золота.

Список использованных источников

- 4# Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. - Иркутск: ОАО «Иргиредмет». 1 том.1999. 342 с.
 - 5# Кожонов А.К., Ногаева К.А., Молмакова М.С. Обзор и классификация промышленных отходов рудных месторождений Кыргызской Республики // Известия КГТУ им. И. Разакова. -2016. - ТОМ39, - №1. С. 259–263
 - 6# Кожонов А.К. Технологические аспекты вовлечения в переработку техногенного сырья горнодобывающей промышленности Кыргызской Республики // Известия Кыргызского Государственного Технического Университета им. И.Разакова, 2013. №28.
 - 7# Кожонов А.К., Ногаева К.А., Садыралиева У.Ж. et.al. Турарбек кызы Айжан Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья в горнодобывающем секторе Кыргызской Республики // Известия Кыргызского Государственного Технического Университета им. И.Разакова. -2022г. -№3 (63.). С. 121–130.
 - 8# Nogaeva K., Alpiyev Y., Kozhonov A. et.al. Technological basis of processing of serpentinite copper-gold ores in the Kyrgyz Republic // E3S Web of Conferences 280, 08005 (2021) ICSF 2021 January 2021
 - 9# Kozhonov A., Nogaeva K. Studies on Hydrometallurgical Treatment of Oxidized Gold-Bearing Copper Ore // Materials Science Forum, vol. 989, Trans Tech Publications, Ltd., May 2020, pp. 519–524. Switzerland.
-

Technology for processing oxidized ores of the Kuranda deposit in the Kyrgyz Republic by flotation methods

Kozhonov A.K., Nogaeva K.A., Moldobaev E.S., Turarbek kyzy A.

The processing of ores from the Kurandy deposit is associated with the oxidation of gold minerals. An effective reagent regime was established with the addition of Oxfloat, NaHS reagents, amyl xanthate and MIBC blowing agent. The use of the flotation reagent Oxfloat H88L improves the quality of the concentrate and extracts gold into concentrate.

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБЛЕМ
ТЕПЛОЭНЕРГЕТИКИ**

В.В. Власова, Е.Ю. Фомина

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: vlaver@istu.edu; e_u_fom@bk.ru

В статье освещены вопросы, касающиеся эффективного использования золошлаковых отходов тепловых электрических станций Иркутской области. Приведены результаты исследования золы Н-ИТЭЦ ООО «Байкальская энергетическая компания», проведённого сотрудниками кафедры Обогащения полезных ископаемых и охраны окружающей среды ФГБОУ ВО «ИРНИТУ». Представлены технологии переработки отходов ТЭС и возможные направления использования полученных продуктов.

В настоящее время из всех отраслей народного хозяйства, обеспечивающих жизнедеятельность человека, определяющим направлением является энергетика. Процесс производства тепловой и электрической энергии осуществляется на тепловых

электрических станциях (ТЭС) и тепловых электрических центрах (ТЭЦ), работающих на различных видах топлива, основу которых составляют угли. По данным, приведённым в литературных источниках, доля твёрдого органического топлива в энергетике России составляет 36 % и снижение этого значения пока не намечается. [1]

Учитывая высокий процент угольных теплоэлектростанций в общей системе энергопроизводства, нельзя не отметить серьёзные экологические проблемы отрасли, проявляющиеся в загрязнении воздушного и водного бассейнов вблизи расположения ТЭС. Кроме этого остро встаёт вопрос накопления и крайне низкого коэффициента использования золошлаковых отходов (ЗШО) ТЭС, складированных на полигонах длительного хранения (золоотвалах), требующих значительных денежных и технологических затрат для обеспечения их работоспособности и экологической безопасности.

Сложность и многокомпонентность состава золошлаковых материалов, определяющиеся составом минеральной части угля, принятыми режимами сжигания и условиями хранения отходов на золоотвалах, являются основным сдерживающим фактором в их целевом использовании.

Однако несмотря на отличия, золы различных ТЭС имеют схожий состав по основным компонентам, таким как оксиды кремния, алюминия, железа в сочетании с оксидами магния, кальция, калия, натрия и других элементов. Данные компоненты представлены кварцем, полевым шпатом, нефелином, мулитом, магнетитом, маггемитом и др. минералами.

Разработки отдельных исследователей в области возможностей использования золошлаковых отходов определили следующие направления их применения в качестве:

- вторичного сырья для доизвлечения ценных компонентов [2];
- нерудного сырья при производстве строительных материалов [3];
- сырья для производства мелиорантов;
- сорбентов для очистки сточных вод различных производств [4].

В настоящее время в основном золы ТЭС используются в строительной индустрии в качестве дешёвых заменителей песка, щебня и тонкодисперсных минеральных материалов. Однако при этом безвозвратно теряются ценные компоненты, которые могли бы быть возвращены в народно-хозяйственный оборот. В частности, золошлаковые отходы Н-ИТЭЦ содержат в своём составе 50,39 % SiO_2 , 22,51 % Al_2O_3 , 7,8 % Fe_2O_3 и в незначительных количествах более 30 различных элементов, таких как медь, свинец, цинк, барий, ванадий, хром и др. Кроме этого, присутствующий не сгоревший угольный частицы, «вплавленные» в силикатные составляющие. [5]

Гранулометрический состав ЗШО представлен крупностью -3 мм, причём содержание зёрен крупнее 3 мм незначительно (1,01 %), основная масса продукта приходится на класс -0,5+0 мм (81,84 %).

Исходя из полученных результатов, золошлаковые отходы можно оценить, как сырьё, пригодное для извлечения железа и угольного недожога по схеме комплексной переработки, включающей операцию магнитной сепарации с последующей флотацией угольного недожога с использованием керосина в качестве сорбента (рисунок).

Технологическая схема предусматривает вывод в голову процесса класса +1,25 мм, поскольку суммарный выход его незначителен и по содержанию железосодержащих элементов и угольного недожога его переработка не эффективна. Далее следует операция мокрой магнитной сепарации для отделения железосодержащих компонентов.

Хвосты магнитной сепарации направляются на флотационное извлечение угольного недожога.



Рисунок. Схема переработки золошлаковых отходов Н-ИТЭС

Полученные продукты имеют следующие показатели качества: в объединённом железосодержащем концентрате содержание железа в форме Fe_2O_3 составляет 67,61 %; объединённый угольный концентрат имеет зольность 23,54 %; класс +1,25 мм и отвальные хвосты в основном содержат оксиды кремния и алюминия.

Анализируя составы полученных продуктов, можно определить области их дальнейшего использования:

- угольные концентраты можно использовать для повторного сжигания в топках ТЭС в смеси с основным топливом или как заменитель графита при производстве резины;
- железосодержащие концентраты в целом соответствуют ТУ 14-5243-197 «Концентраты железорудные» и могут быть использованы в качестве сырья для доменной плавки, как наполнитель при производстве каменного литья (особо прочные сплавы, используемые для изготовления футеровочных плит) или как наполнитель при производстве железобетонных изделий;
- хвосты переработки могут быть использованы в качестве добавки при производстве строительных материалов.

Определив направления использования золошлаковых отходов, следует отметить основные положительные эффекты отработки отвалов ТЭС:

- ресурсосберегающий – замена части нерудных полезных ископаемых (карбонатных пород, глины), за счёт использования продуктов обогащения;
- экологический – снижение негативного воздействия на окружающую среду золошлакоотвалов при их частичной или полной отработке;
- социальный – создание новых рабочих мест, за счёт ввода в действие модульных установок по переработке отходов ТЭС;

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- экономический – реальный доход от реализации полученных продуктов и снижения платы за размещение отходов.

Однако надо понимать, что решение о применении данной схемы переработки и иных подобных технологий возможно только при участии руководителей энергетических компаний, которые должны быть заинтересованы в повышении эффективности производства основной продукции и использовании вторичных ресурсов.

Список использованных источников:

1. Новак А.В. Угольная промышленность XXI века: закат или ренессанс // Энергетическая политика, 10.10.2022.
2. Римкевич В.С., Пушкин А.А., Чурушова О.В. Комплексная переработка угольной золы ТЭЦ // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2015, С. 25-29.
3. Белякова В.С., Демьянова В.С. Практическое применение зол ТЭЦ в промышленности строительных материалов // Вестник магистратуры, 2014. №9 (36), С. 12-14.
4. Худякова Л.И., Залуцкий А.В., Палеев П.Л. Использование золошлаковых отходов тепловых электростанций // XXI век. Техносферная безопасность» 2019, 4 (3), С. 290-306.
5. Власова В.В., Артемова О.С., Фомина Е.Ю. Определение направлений эффективного использования отходов ТЭС // «Экология и промышленность России, 2017 г., Т. 21, №11, С. 36-41.

Technological solutions to environmental problems of thermal power engineering

Vlasova V.V., Fomina E.Yu.

The article highlights issues related to the effective use of ash and slag waste from thermal power plants of the Irkutsk region. The results of the study of the ash of the N-ITEC LLC "Baikal Energy Company", conducted by the staff of the Department of Mineral Enrichment and Environmental Protection of the Federal State Educational Institution "IRNTU", are presented. Technologies of waste processing of thermal power plants and possible directions of use of the received products are presented.

ВНЕДРЕНИЕ В ПРОИЗВОДСТВО МОДЕРНИЗИРОВАННЫХ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНЫХ СЕПАРАТОРОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ АЛМАЗОВ ТИПА IIa

А.В. Иванов, И.А. Макалин

Институт «Якутнипроалмаз», АК «АЛРОСА» ПАО), г. Мирный, Российская Федерация
e-mail: MakalinIA@alrosa.ru

Проведены технологические испытания модернизированных рентгенолюминесцентных сепараторов с расширенной зоной облучения рентгеновским излучением алмазосодержащего рудного материала и комбинированной люминесцентно-абсорбционной системой регистрации сигналов люминесценции от минерального сырья. Сепараторы внедрены в производство обогатительных фабрик для дополнительного извлечения алмазов типа IIa, имеющих низкое содержание примесей в кристаллической решетке.

С момента внедрения в технологические схемы фабрик первых рентгеновских аппаратов они непрерывно совершенствовались и прошли стадии развития от простых механизмов, управляемых человеком, до полностью автоматизированных систем. В новых моделях сепараторов применяются последние достижения научно-технических решений, используется современная радиоэлектронная база и цифровая обработка сигналов, что позволяет помимо получения высоких технико-технологических показателей, не только легко интегрировать РЛС в действующие АСУТП предприятий, но и контролировать и управлять их работой по удалённым каналам связи. РЛС последнего поколения достигают производительности до 100 т/ч и обеспечивают высокое извлечение алмазов. Вместе с тем, рентгенолюминесцентная сепарация имеет методические потери, обусловленные наличием в алмазосодержащем сырье слаболоминесцирующих алмазов и алмазов с нехарактерной кинетикой люминесценции. По этой причине ведётся поиск способов для доизвлечения таких алмазов.

На обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО) проведены технологические испытания модернизированных рентгенолюминесцентных сепараторов производства АО «ИЦ «Буревестник», СПб, с расширенной зоной облучения рентгеновским излучением рудного материала и комбинированной люминесцентно-абсорбционной системой регистрации сигналов люминесценции от минерального сырья.

В этой системе рентгеновская трубка расположена с одной стороны потока материала, а фотоэлектронные умножители установлены сверху и снизу этого потока. В работу сепараторов введён новый алгоритм распознавания алмазов, позволяющий обрабатывать сигналы люминесценции по заданному алгоритму и извлекать алмазы с нехарактерной кинетикой люминесценции (рисунок), в т.ч. алмазы типа Па, имеющие низкое содержание примесей в кристаллической решётке.

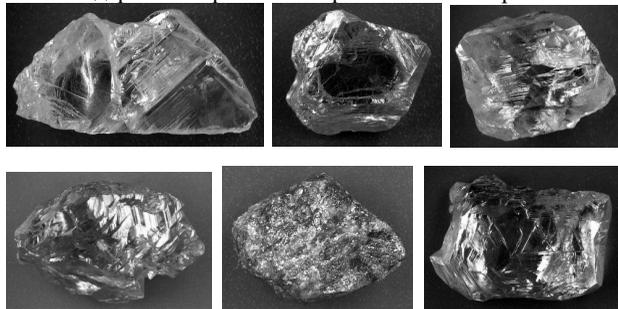


Рисунок. Алмазы с нехарактерной кинетикой люминесценции

Обработка сигналов люминесценции производится по быстрой компоненте люминесценции (БК) - в момент импульса рентгеновского излучения и медленной компоненте люминесценции (МК) - после окончания импульса рентгеновского облучения. В качестве основного режима работы принят «БК+Селективный», в котором проверяется соответствие критериям по превышению порога разделения, заданному для БК абсорбции, и, если соответствует, то проверяется отношение компонент (БК/МК) люминесценции. Если отношение компонент (БК/МК) больше заданного порога, то происходит пневмоотсечка (отклонение части потока материала в концентратный отсек

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

сепаратора); при пороге по БК абсорбции меньше заданного, регистрация переходит в стандартный режим «Селективный». При этом, при переходе порога МК сигналом люминесценции от минерала, оценивается отношение МК люминесценции к МК абсорбции, при переходе порога по БК абсорбции, оценивается превышение порога по отношению БК люминесценции к БК абсорбции.

Опробование сепараторов ЛС-20-09Л, ЛС-20-05Н(2Н) на участке обогащения и ЛС-50-05, ЛС-ОД-50-03Н на участке доводки обогатительной фабрики № 12 Удачинского ГОК в абсорбционно-люминесцентном режиме работы производилось с использованием абсорбционных имитаторов и имитаторов алмазов типа IIa крупностью 20 и 10 мм. При проведении опробования концентрат сепараторов отбирался полностью, затем проводилась выборка имитаторов.

В ходе проведения экспериментов определялось извлечение абсорбционных имитаторов и имитаторов алмазов типа IIa, амплитуда сигналов которых выше порога разделения по сигналу БК. В результате технологических испытаний модернизированных сепараторов ЛС-20-05Н(2Н), ЛС-50-05, ЛС-ОД-50-03Н определены технологические характеристики: извлечение абсорбционных имитаторов алмазов с типичной люминесценцией для РЛС и имитаторов алмазов типа IIa составило 100 %; оптимальная производительность для сепараторов ЛС-20-09Л и ЛС-20-05-2Н на классе крупности -25+13 мм составила не более 45 т/ч; на классе крупности -13+6 мм составила не более 22 т/ч; ЛС-50-05 на классах крупности -25+13 и -13+6 мм соответственно составила не более 10 и 5 т/ч; ЛС-ОД-50-03Н на классах крупности -25+13 и -13+6 мм не более 270 кг/ч.

Также при проведении экспериментов определялась достоверность выборки алмазов типа IIa, к сепаратору был подключён ноутбук с программой анализа характеристик люминесценции минералов в потоке руды.

По результатам измерений характеристик люминесценции алмазов из концентрата сепараторов окончательной доводки было определено, что сигнал на пневмоотсечку вырабатывается только на те минералы, которые имеют аномальные характеристики люминесценции.

Ведётся мониторинг извлечения алмазов с нехарактерной кинетикой люминесценции, которые направляются в цех окончательной доводки концентратов, и после термохимической обработки поступают в Центр сортировки алмазов и Единую бытовую организацию для определения их стоимостной оценки.

Introduction of upgraded X-ray luminescence sorters into an industry for type IIa diamonds recovery

Ivanov A.V., Makalin I.A.

Technological tests of upgraded X-ray luminescence sorters featuring an extended area of exposure of diamond-containing ore to X-ray radiation as well as combined X-ray luminescence – X-ray absorption system of detection of mineral luminescence signals were carried out. The sorters were introduced into the process flow sheet of processing plants for additional recovery of type IIa diamonds having low content of impurities in the crystal lattice.

ПРИМЕНЕНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ РУД*

Т.Н. Александрова, В.А. Абурова

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург,
Российская Федерация, e-mail: lera.aburova@mail.ru

Показана возможность укрупнения низкоразмерного золота с применением микроволновой обработки углеродистых флотационных концентратов и добавлением магнетита с целью дальнейшего извлечения ценного компонента традиционными методами и вовлечения в переработку сырья, отправляемого на хвостохранилища.

Важнейшей частью мировой экономики является сырьевой комплекс, именно поддержание текущих темпов добычи и проведение новых геологоразведочных работ позволяет оставаться на текущем месте в мировом лидерстве по производству благородного металла.

Снижение качества минерального сырья, поступающего на переработку, обусловлено истощением запасов легкообогатимых и богатых месторождений, что влечёт за собой вовлечение в переработку труднообогатимых руд. Сложность состава и упорность руд, вовлекаемых в переработку, представляют одну из важнейших проблем по причине невозможности их обогащения с применением традиционных методов.

На сегодняшний день разработка современных технологических решений, направленных на переработку золотосодержащих руд, с целью повышения извлечения золота является актуальным направлением. В качестве объекта исследования в данной работе выбраны углеродистые концентраты флотационного обогащения упорных сульфидных золотосодержащих руд.

Для выбранного объекта исследования характерной особенностью является тонкая вкраплённость золота в минералы-концентраты, такие как пирит и арсенопирит, и содержание в руде углеродистого вещества, обладающего высокой сорбционной активностью по отношению к растворённому золоту.

Флотационное обогащение упорной сульфидной золотосодержащей руды с получением углеродистого концентрата проводилось на пневмомеханической флотомашине Flotation Bench Test Machine фирмы Laarmann с объемом камеры 1,5 л.

Хвосты углеродистой флотации поступали на дальнейшее измельчение и флотационное обогащение с получением сульфидного флотационного концентрата. На сегодняшний день углеродистые концентраты не перерабатываются и отправляются на хвостохранилище. При этом происходят значительные потери ценного компонента, которые могут достигать 2,95 г/т.

Целью данной работы является подтверждение возможности укрупнения низкоразмерного золота с применением микроволновой обработки углеродистых флотационных концентратов с добавлением магнетита для создания активных центров локального нагрева для дальнейшего извлечения при помощи традиционных методов.

На первом этапе при микроволновой обработке модельных навесок с добавлением различного количества магнетита установлены активные центры локального нагрева при

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда (проект № 19-17-00096)

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

микроволновой обработке, которые в зависимости от содержания отличались по количеству и интенсивности (рисунок 1).

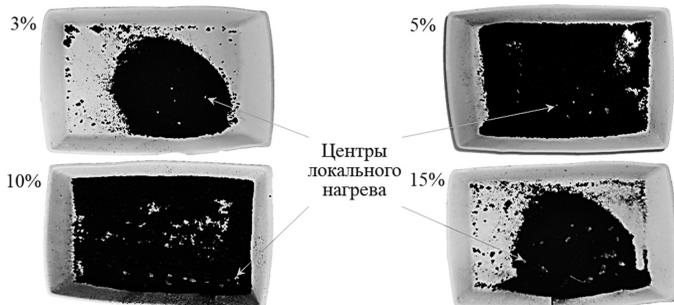


Рисунок 1. Образцы после микроволновой обработки с обозначенными центрами локального нагрева

На основании анализа полученных результатов с применением сканирующей электронной микроскопии обосновано необходимое количество магнетита для укрупнения низкоразмерного золота преимущественно до крупности 20-50 мкм равное 10 %.

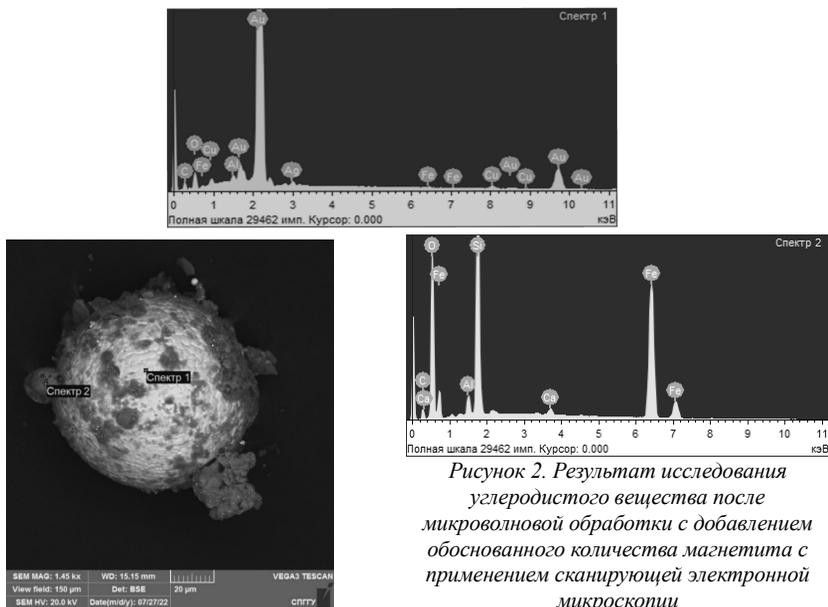


Рисунок 2. Результат исследования углеродистого вещества после микроволновой обработки с добавлением обоснованного количества магнетита с применением сканирующей электронной микроскопии

На втором этапе микроволновая обработка проводилась с добавлением обоснованного содержания магнетита для создания активных центров локального нагрева с целью подтверждения возможности укрупнения на примере полученных углеродистых флотационных концентратов. Полученные образцы после микроволновой

обработки исследовались с применением сканирующей электронной микроскопии, результаты представлены на рисунке 2 и в таблице.

Таблица. Результаты элементного состава образца, представленного на рисунке 2

Номер спектра	Содержание, вес. %							
	O	Al	Si	Fe	Au	Cu	Ca	Ag
Спектр 1	22,12	0,43	4,78	0,30	69,53	1,37		1,47
Спектр 2	50,02	1,18	13,32	34,92			0,56	

На основании полученных результатов установлено укрупнение низкоразмерных частиц преимущественно до крупности 20-40 мкм, что позволяет в дальнейшем извлечь золото с применением традиционных методов. Предполагается, что механизм укрупнения связан с дефектом Френкеля, который происходит при тепловом воздействии.

Application of energy impact methods in ore processing

Aleksandrova T.N., Aburova V.A.

The possibility of coarsening low-dimensional gold using microwave treatment of carbonaceous flotation concentrates and adding magnetite for subsequent extraction of the valuable component by traditional methods and involvement in the processing of raw materials sent to the tailings ponds is shown.

ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ СОРБЦИОННО-AКТИВНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Н.А. Подрезова, А.В. Бывальцев, А.Ю. Коблов, М.А. Винокурова

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет») *e-mail: PodrezovaNA@irgiredmet.ru*

Разработана гравитационно-цианистая схема переработки, позволяющая эффективно извлекать золото в концентрат гравитации из сорбционно-активной золотосодержащей руды.

В настоящее время на ЗИФ (золотоизвлекающей фабрике) перерабатывают окисленные (относительно легко цианируемые) и смешанные руды золоторудного месторождения по технологии прямого цианирования с использованием низкоосновной смолы (RIL-процесс). При этом руды практически всех зон этого месторождения проявляют относительно высокую сорбционную активность (СА или эффект прегроббинга) из-за наличия в руде органического углерода ($C_{орг}$). В ближайшее время планируется вовлечение в переработку упорных к процессу сорбционного цианирования первичных руд, сорбционная активность которых превышает 95 %. Такие руды требуют применения комбинированных схем переработки, которые могут включать гравитацию, флотацию, автоклавное окисление и последующее цианирование.

В условиях отсутствия флотационного передела на фабрике, позволяющего подавлять углерод или выводить его в отдельные продукты, а также нерентабельностью

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

перевозки концентратов на автоклавное выщелачивание, менее капиталоемким и сравнительно эффективным решением является внедрение гравитационно-цианистой схемы с отдельной переработкой концентрата и хвостов гравитации сорбционным цианированием на месте. При этом, ставится задача получения как можно большего выхода несорбционно-активного материала.

Значимость данной работы заключается в возможности повышения извлечения золота при переработке сорбционно-активных золотосодержащих руд.

Для снижения капиталоемкости предлагается использовать на первой стадии узел гравитационного обогащения «отсаду-стол» (по опыту работы фабрик). Применение второй стадии гравитации (центробежные концентраторы) на всем циркулирующем продукте является обязательным, т.к. в руде свободное золото представлено значительной массовой долей тонких дисперсных частиц, способных к выделению только на центробежных аппаратах.

Основным полезным компонентом в пробе руды является золото, содержание которого составляет $1,13 \pm 0,27$ г/т. Содержание серебра – 0,41 г/т. В пробе преобладает мелкое, тонкое и тонкодисперсное золото (класс крупности минус 0,071 мм) – 94,0 %. На долю крупного золота (класс + 0,071 мм) приходится 6,0 %, из них 3,3 % сконцентрировано в классе крупности + 0,16 мм. Частиц золота крупнее 0,25 мм не зафиксировано.

Рациональным анализом установлено, что проба руды является упорным для цианирования материалом, сорбционным цианированием из неё извлекается 81,2 % золота. Массовая доля свободного золота при этом составляет 44,6 %, в сростках с рудными и породообразующими минералами – 36,6 %. Основная упорность руды связана с крайне высокой сорбционной активностью на уровне 95-97 %.

На первоначальном этапе исследований, в лабораторных условиях было определено оптимальное соотношение выхода гравикоцентрата и его сорбционной активности. Обогащение проводили на центробежном концентраторе, концентрат и часть пробы хвостов гравитации направляли на гидрометаллургические тесты.

Другую часть хвостов гравитации повторно направляли на обогащение с последующим цианированием и т.д.

При выходе концентрата свыше 1 % начинает нарастать его сорбционная активность – на основании этих данных был принят выход концентрата ~ 1,2 %. В целом гравикоцентраты являются благоприятным сырьём для процесса цианирования, т.к. характеризуются низкой СА и высоким извлечением Au 80,8-96,2 %.

Хвосты гравитации, напротив, проявляют крайне высокую СА на уровне более 95 % и характеризуются низкими показателями цианирования с сорбентом 47,1-60,8 %. Золото практически отсутствует в жидкой фазе пульпы при цианировании хвостов гравитации без сорбента (менее 0,02 мг/л), что соответствует операционному извлечению Au – менее 7 %.

Возможность селекции золота и органического углерода гравитационным методом и преимущественное распределение технологической упорности руды (СА) в хвосты гравитации является возможностью для повышения сквозного извлечения Au, что стало основанием для проведения полупромышленных испытаний (ППИ) по гравитационно-цианистой схеме с выходом гравикоцентрата ~1,2 %.

На хвостах гравитации и на доизмельчённом объединённом гравиоконцентрате были проведены непрерывные противоточные испытания по цианированию с применением низкоосновной ионообменной смолы. Операционное извлечение золота на сорбент из гравиоконцентрата составило – 90,4 %, из хвостов гравитации – 56,1 %. Сквозное извлечение Au из руды по гравитационно-цианистой схеме составило 75,2 %.

Параллельно были проведены испытания по прямому цианированию руды в аналогичных условиях, при этом было достигнуто извлечение Au на уровне 69,4 %, то есть применение гравитационного обогащения руды с раздельным цианированием продуктов обогащения дало прирост извлечения Au на уровне 5,8 %.

Учитывая неравномерный характер упорности руд на месторождении, предлагаемая гравитационно-цианистая схема с выходом концентрата ~ 1,2 % является «гибкой» и имеет ряд преимуществ:

- возможность максимального извлечения золота в малосорбционно-активный продукт, что снижает общефабричные потери золота, сорбированного твёрдой фазой хвостов цианирования, и увеличивает сквозное извлечение Au из руды на 5,8 %.

- возможность регулировки выхода концентрата с точки зрения распределения СА по концентратам и хвостам гравитационного обогащения;

- возможность переработки гравиоконцентрата как по технологии прямого сорбционного цианирования (если он не упорен), так и по технологии с предварительным вскрытием, если он проявляет сульфидную упорность (например, автоклавное окисление или обжиг).

Possibilities of processing sorption activity auriferous ores

Podrezova N.A., Byvaltsev A.V., Koblov A.Yu., Vinokurova M.A.

A gravity-cyanide processing scheme has been developed, which makes it possible to efficiently extract gold into gravity concentrate from sorption activity auriferous ores.

НОВЫЙ МЕТОД КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОБЕДНЕННЫХ ТИТАНОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

М.А. Медков, Г.Ф. Крысенко, Д.Г. Эпов, Е. Э. Дмитриева

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук,
г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: Medkov@ich.dvo.ru

Приведены результаты исследования вскрытия титаносодержащего сырья NH_4HF_2 , $(NH_4)_2SO_4$ и их смесью. Показано, что водное выщелачивание продукта вскрытия позволяет извлечь компоненты минерального сырья в раствор, и приведены способы выделения их из раствора в виде товарных продуктов.

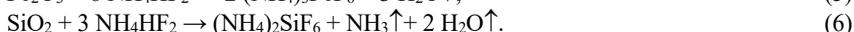
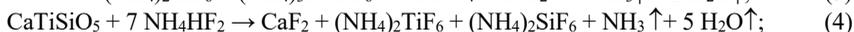
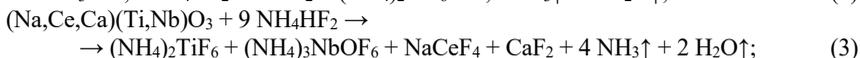
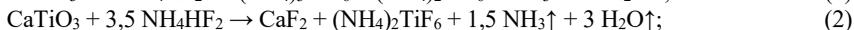
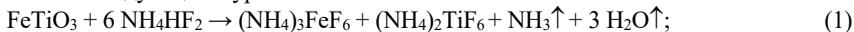
Структура отечественного титаносодержащего сырья отличается большой долей нетрадиционных источников, уступая по содержанию титана традиционным видам титанового сырья – ильменитовому и рутиловому – и являясь одновременно редкометалльным, что требует создания новых технических решений. В последнее

время все большее внимание привлекают способы переработки минерального сырья гидрофторидными методами. Особенно выгодно использовать такой подход в процессах переработки полиметаллического сырья, поскольку он позволяет расширить ассортимент и глубину извлечения ценных компонентов [1, 2].

В данном докладе представлены результаты исследования возможности использования гидрофторида аммония, сульфата аммония и их смеси для вскрытия титансодержащего сырья с извлечением всех полезных компонентов из минерального сырья и выделением их в виде товарных продуктов.

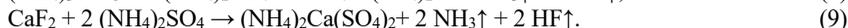
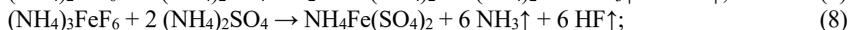
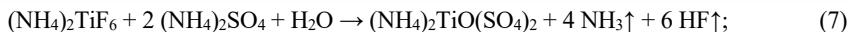
В качестве объектов для исследования были выбраны ильменитовый концентрат (Ариадненское россыпное месторождение ильменита в Приморском крае) и перовскитовый, лопаритовый и сфеновый концентраты Ловозерского месторождения (Апатиты).

Выполненные исследования показали, что вскрытие титансодержащего сырья гидрофторидом аммония протекает при температурах не выше 200°C с образованием очень удобных для переработки фторо- или оксофторометаллатов аммония, которые в силу своих физико-химических свойств обеспечивают растворимость продуктов и возможность разделения смесей путем возгонки. Взаимодействие может быть представлено следующими уравнениями:



Из приведённых уравнений видно, что побочные продукты фторирования (пары воды и аммиака) не содержат фтора, что обеспечивает экологическую безопасность производства. Однако следует учитывать, что при фторировании минерального сырья NH_4HF_2 могут образуются малорастворимые фториды некоторых элементов (кальция, магния, редкоземельных элементов), которые не удаётся удалить при водном выщелачивании. В то же время, как было показано нами ранее [3], малорастворимые фториды могут быть переведены в более растворимые соединения – сульфаты – твердофазным взаимодействием с сульфатом аммония.

Исследование показало, что обработку сульфатом аммония можно проводить как нерастворимого остатка, полученного при водном выщелачивании профторированного NH_4HF_2 сырья, так и непосредственно используя сразу смесь обоих реагентов. Во втором случае при нагревании образцов ильменитового, перовскитового, лопаритового и сфенового концентратов со смесью гидрофторида и сульфата аммония при температурах до 200°C протекает фторирование входящих в состав минерального сырья компонентов с образованием простых и комплексных фторидов. Дальнейшее повышение температуры сопровождается разложением сульфата аммония $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ с образованием кислого сульфата NH_4HSO_4 (>250°C) который вступает в реакцию взаимодействия с образовавшимися фторидами (330-360°C) с получением растворимых в воде двойных сульфатов составов: $(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2$, $(\text{NH}_4)_2\text{Ca}(\text{SO}_4)_2$, $(\text{NH}_4)_2\text{Ca}_2(\text{SO}_4)_3$ и $\text{NH}_4\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$. Взаимодействие на этой стадии может быть представлено следующими схемами:



Следует отметить, что гексафторосиликат аммония $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$ не вступает в реакцию взаимодействия с NH_4HSO_4 , а переходит в газовую фазу ($T_{\text{суб}}=319^\circ\text{C}$). Кроме того, при этих температурах в газовую фазу переходят NH_3 и HF , выделяющиеся согласно приведенным выше уравнениям, сублимат которых может быть собран в виде фторидов аммония и в дальнейшем использован в обороте.

Обработанные смесью NH_4HF_2 и $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ при температуре $340\text{--}360^\circ\text{C}$ исследуемые концентраты представляют собой однородный сыпучий продукт сероватого, а в случае ильменитового концентрата сиреневатого цвета и по данным рентгенофазового анализа содержат смесь растворимых в воде двойных сульфатов: $(\text{NH}_4)_2\text{Ca}(\text{SO}_4)_2$, $(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2$, $\text{NH}_4\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$ и $(\text{NH}_4)_2\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$. Двойные сульфаты являются весьма распространенными фазами, например, двойной сульфат аммония и титана широко используется в технологических процессах для отделения титана от ниобия, тантала и редкоземельных элементов [4].

Изучено распределение и формы нахождения РЗЭ, присутствующие в титансодержащем сырье в виде примесей, при таком способе вскрытия минерального сырья. Было установлено, что в условиях гидродифторидного вскрытия перовскитового и лопаритового концентратов фторирование РЗЭ протекает с образованием комплексных фтораммониевых солей общего состава NH_4LnF_4 , которые не растворимы в воде и при водном выщелачивании полностью остаются в нерастворимом остатке вместе с CaF_2 .

Термогравиметрическое исследование взаимодействия этого нерастворимого остатка с сульфатом аммония (рисунок) показало, что при нагревании исследуемой смеси при достижении температуры 260°C начинается убыль массы образца, которая продолжается до температуры 500°C . В данном температурном интервале наблюдается три процесса, протекающие с поглощением тепла: при $260\text{--}350$, $350\text{--}390$ и $400\text{--}500^\circ\text{C}$ с максимальной скоростью при 335 , 365 и 470°C , при этом два первых процесса частично накладываются друг на друга.

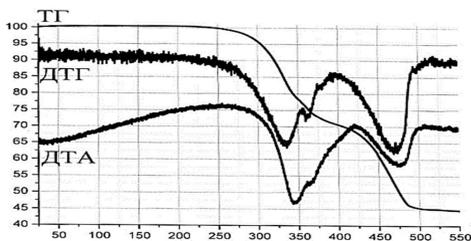


Рисунок. Термограмма смеси CaF_2 , NH_4LnF_4 и $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$

Исследование показало, что начало убыли массы связано с выделением в газовую фазу аммиака в результате термического разложения $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ и образования гидросульфата аммония NH_4HSO_4 .

При повышении температуры образовавшийся гидросульфат аммония вступает в реакцию с присутствующими в шихте фторидами с образованием двойных сульфатов, и продукт, выделенный при температуре 390°C , по данным рентгенофазового анализа

представлял собой смесь растворимых в воде двойного сульфата аммония и кальция состава $(\text{NH}_4)_2\text{Ca}(\text{SO}_4)_2$ и сульфата РЗЭ общего состава $(\text{NH}_4)_3\text{Ln}(\text{SO}_4)_3$.

Таким образом, в температурном интервале 340-385°C протекает конверсия фторида Ca и комплексных фторидов РЗЭ в двойные сульфаты. Взаимодействие для РЗЭ на этой стадии может быть представлено следующим уравнением:



Водное выщелачивание продукта обработки титансодержащего минерального сырья смесью NH_4HF_2 и $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ при температурах 340-360°C позволяет перевести в раствор практически весь титан (до 97 %) и основную массу железа (~88 %) или кальция (до 99 %) в форме хорошо растворимых в воде двойных солей. Полученные растворы имеют кислую реакцию с $\text{pH}=1-2$, при небольшом нагревании (до 50-60°C) раствор мутнеет и образуется осадок белого цвета, который по данным рентгенофазового анализа представляет собой TiO_2 в форме анатаза. Это связано с тем, что в этих условиях протекает процесс гидролиза соли титана $(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2$ с образованием диоксида титана. Этот способ позволяет полностью выделить титан из раствора выщелачивания, а при добавлении окислителя чистота TiO_2 достигает 99,2 %. Полученный фильтрат представляет собой смесь фаз NH_4HSO_4 и $(\text{NH}_4)_2\text{Ca}_2(\text{SO}_4)_3$ с примесью сульфатов РЗЭ. Для извлечения РЗЭ из растворов могут быть использованы методы ступенчатой нейтрализации, экстракции или сорбции на катионообменных смолах.

Таким образом, смесь NH_4HF_2 и $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ можно рассматривать как новый реагент для вскрытия титансодержащего минерального сырья, обеспечивающий комплексную переработку минерального сырья и упрощение способов переработки концентратов с получением в качестве товарных продуктов коммерчески востребованные соединения.

Список использованных источников

1. Zhang W., Hu Z., Liu Y. et. Total rock dissolution using ammonium bifluoride (NH_4HF_2) in screw-top teflon vials: a new development in open-vessel digestion //Analytical Chemistry, 84(24), 10686-10693, 2012.
 2. Мельниченко Е.И. Фторидная переработка редкометалльных руд Дальнего Востока. Владивосток: Дальнаука, 2002. 268 с.
 3. Крысенко Г.Ф., Эпов Д.Г., Меркулов Е.Б. и др. Исследование возможности обесфторивания фторидов кальция и редкоземельных элементов сульфатом аммония //Химическая технология, 2020, Т. 21, № 9, С. 395-402.
 4. Горощенко Я.Г. Физико-химические исследования переработки редкоземельных титанониобатов серноокислотным методом. – М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1960. – 183 с.
-

Complex technology for processing zinc-depleted copper pyrite ores to obtain copper and zinc concentrates

Medkov M.A., Krysenko G.F., Epov D.G., Dmitrieva E.E.

The results of a study of the processing of titanium-containing raw materials with a NH_4HF_2 , $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ and their mixture are presented. It was shown that water leaching of the processing product makes it possible to extract the components of mineral raw materials into the solution, and methods for isolating them from the solution in the form of commercial products are given.

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПЕРОВСКИТОВОГО И ЭВДИАЛИТОВОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Г.А. Кожевников

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: kozhevnikov_ga@mail.ru

На основе анализа методов и схем переработки редкометалльного сырья, в т. ч. Африкандского и Ловозерского месторождений, установлена возможность и целесообразность флотационного обогащения и доводки перовскитового и эвдиалитового минерального сырья.

Одной из главных особенностей мировой и российской экономики последнего десятилетия является устойчивый рост спроса на редкометалльное минеральное сырье для развития высокотехнологичной индустрии, что обуславливает дефицит и значительный рост стоимости редких и редкоземельных металлов (РЗМ).

В России наиболее перспективными объектами для извлечения редких и РЗМ являются перовскитовые и эвдиалитовые руды Кольского полуострова. Наиболее значимые по запасам РЗМ месторождения: Африкандское (4,2 млн.т. оксидов РЗМ) и Ловозёрское (6,6 млн.т. оксидов РЗМ) [1].

Как правило, в качестве основных стадий переработки редкоземельного сырья используются гравитационные и флотационные методы, которые, в зависимости от минерального состава руд, могут быть дополнены операциями магнитной, электрической и радиометрической сепарации, а также методами химического обогащения. Однако из-за низкого качества получаемых промпродуктов и концентратов применение флотации, обеспечивающей высокую эффективность и селективность извлечения минералов, в технологии переработки редкометалльного сырья может оказаться весьма перспективным.

Африкандское, наиболее изученное месторождение перовскито-титаномангнетитовых руд, представляет собой интрузию основных пород в свите биотитовых гнейсов. Главными породообразующими минералами являются перовскит (55,5 %), амфибол (10,5 %), пироксен (8 %) и магнетит (6,5 %).

Основными элементами пробы руды являются титан, кремний, кальций, РЗМ и железо, масс. %: TiO_2 – 36,98; La – 0,72; Ce – 1,72; Pr – 0,16; Nd – 0,53; CaO – 29,36; SiO_2 – 10,61; $Fe_{общ}$ – 7,34; MgO – 3,01; U – 0,013; Th – 0,063.

Первоначальные исследования и испытания перовскитовой руды на обогатимость проведены в Механобре и ЦНИИЧермете [2] по магнитно-гравитационной схеме. Для получения перовскитового концентрата испытано многостадийное обогащение немагнитной фракции на концентраторах.

В зависимости от типа руд выход кондиционных концентратов с содержанием диоксида титана 50 % составил от 2,3 % до 12,6 % при весьма низком извлечении перовскита.

Последующие исследования проведены по технологической схеме, включающей трехстадийное дробление, измельчение до крупности 45-50 % класса -0,074 мм, обесшламливание и сгущение, магнитную сепарацию для выделения титаномангнетита в голове процесса, кальцитовую флотацию, сгущение камерного продукта, глубокую

сернокислотную обработку пульпы, отмывку пульпы и флотацию перовскита олеиновой кислотой или техническим мылом в кислой среде.

Однако проектный реагентный режим не обеспечил стабильную и эффективную флотацию перовскита, извлечение TiO_2 достигало 40 %. Периодически содержание диоксида титана в хвостах сравнивалось с содержанием его в руде. Это обусловлено тем, что на результаты флотации перовскита жирнокислотным собирателем в сильной степени влияет накопление ионов кальция, магния, железа, алюминия и др. При больших расходах кислоты и недостаточной глубине отмывки избирательная флотация полностью прекращается.

На основании исследований физико-химических особенностей флотируемости перовскита жирнокислотными и комплексообразующими собирателями Кольским научным центром РАН разработана более эффективная технологическая схема обогащения перовскитовых руд с применением реагента ИМ-50 [3], отличающаяся от проектной следующими особенностями:

- исключена специальная кислотная обработка пульпы перед флотацией перовскита;
- жирнокислотный собиратель в цикле перовскитовой флотации заменён реагентом ИМ-50;
- повышено рН пульпы во всех операциях при флотации перовскита;
- добавлена операция флотации кальцита собирателем МДТМ из немагнитной фракции для стабилизации последующей флотации перовскита.

Новый реагентный режим обеспечивает стабильное получение перовскитового концентрата с содержанием диоксида титана 48-51 % при извлечении 65-68 %.

Дальнейшее усовершенствование схемы обогащения в направлении прямой перовскитовой флотации без предварительного выделения кальцита включало замену флотации кальцита дополнительным обесшламливанием и исключением отмывок перед перовскитовой флотацией.

При исключении кальцитовых флотаций кальцит концентрируется в хвостах и выводится в начале процесса со шламами. Отсутствие жирнокислотного собирателя благоприятно влияет на селективность разделения реагентом ИМ-50. Прямая флотация перовскитовых руд на свежей воде собирателем ИМ-50 обеспечивает получение концентратов с содержанием 48-50 % TiO_2 при извлечении 80-83 % TiO_2 из немагнитной фракции руды.

В промышленных условиях исследователями были получены следующие показатели: среднее содержание диоксида титана в концентрате – 49,1 при извлечении 66 % [4]. Таким образом, в промышленных условиях достигнуты такие же показатели, как и по реагентному режиму с кальцитовых флотацией.

Зарубежными авторами [5] также рассмотрена возможность и эффективность переработки перовскитовой руды месторождения Powderhorn (США) флотационным методом с использованием различных собирателей в зависимости от рН пульпы. Флотацию осуществляли с предварительной обработкой сырья H_2SO_4 .

Результаты испытаний показали, что наиболее эффективным собирателем при флотации перовскита является сложный эфир фосфорной кислоты, модифицированный сульфатом жирного спирта, при значениях рН от 2 до 4.

В ходе проведения эксперимента на опытно-промышленной установке был получен концентрат с содержанием >50 % TiO_2 .

Эвдиалит, огромные запасы которого сосредоточены в Ловозерском районе Мурманской области, является перспективным источником сырья для получения циркония, ниобия и РЗМ.

В работе [6] представлены результаты проведённых исследований по разработке оптимальной технологической схемы обогащения эвдиалитовых руд. Экспериментально установлено, что эвдиалитовый концентрат, полученный по магнитно-электрической схеме из руды с массовой долей диоксида циркония 1,6 %, содержит приблизительно 9,5 % ZrO₂ при извлечении 57 %.

Дальнейшее повышение технологических показателей, по этой схеме затруднено, так как за счёт "эгириновой рубашки" тонкие сростки эвдиалита с эгирином переходят в проводниковую фракцию, увеличивая потери эвдиалита с эгириновым концентратом. При магнитной сепарации в сильном поле сростки эгирина с полевым шпатом и нефелином переходят в эвдиалитовый концентрат, разубоживая его. Поэтому массовая доля ZrO₂ в эвдиалитовом концентрате, полученном по электромагнитной схеме, составляет 5 % при извлечении 72 %.

Схемы с электромагнитной и электрической сепарацией целесообразно применять при доводке богатых эвдиалитов или при получении небольших опытных партий эвдиалитового концентрата.

Наиболее высокие технологические показатели достигнуты в первом флотационном варианте. Из руды с массовой долей диоксида циркония около 1,6 % получен эвдиалитовый концентрат с массовой долей диоксида циркония 10,2 % при извлечении 74,3 %.

Применение флотационно-магнитной схемы позволяет из руды с массовой долей диоксида циркония 1,6 % получить 10 %-ный концентрат при извлечении 64,5 %, что на 10 % ниже, чем по флотационной технологии.

Авторами [6] показана принципиальная возможность переработки эвдиалитовых руд по флотационной схеме с выделением в первой стадии эгиринового концентрата, так как флотация эвдиалита в присутствии основной массы эгирина не представляется возможным из-за высокой флотоактивности второго. В качестве собирателя при флотации эвдиалита в слабокислой среде испытаны: хлопковый soapstock, олеиновая кислота, олеат натрия, смесь олеата натрия с катионным собирателем АНП-14 и алкилфосфат натрия на основе первичных жирных спиртов фракции C₁₀-C₁₈ ("Синтаф 10-18").

Высокие собирательные свойства алкилфосфатов по отношению к эвдиалиту обеспечиваются за счёт специфического взаимодействия фосфорнокислой солидофильной группы с катионами циркония и образования труднорастворимых гидрофобных поверхностных соединений на эвдиалите.

В результате исследования технологического режима флотации эвдиалита с использованием собирателя "Синтаф 10-18" определены оптимальные показатели pH (5,6-6,7), обеспечивающие получение из руды с содержанием ~1,6 % ZrO₂ концентрата с массовой долей ZrO₂ ~10 % при извлечении 74,3 %.

Для переработки эвдиалитовой руды месторождения Norra Kärr (Швеция) предложена прямая селективная флотация с использованием щавелевой кислоты (50 г/т) и гексаметафосфата натрия (100 г/т) в качестве депрессоров. Эвдиалит был отделен от эгирина с добавлением гидроксамовой кислоты (C₇-C₉) при pH 3,5-4,5. Отделение бадделеита от форстерита возможно с использованием реагента Синтаф (алкилфосфат C₁₀-C₁₈) и гексаметафосфата натрия в кислой среде при pH 3-5.

Извлечение Zr и Σ PЗМ в указанных режимах флотации достигает 80 % и 85 % соответственно.

В результате проведения исследований по определению оптимального режима флотации эвдиалитовой руды месторождения Norra Kärr [7] установлено, что селективными собирателями цирконийсодержащих минералов являются сложные эфиры фосфорной кислоты. Оптимальный диапазон значений pH составил от 3,5 до 4,5 при расходе собирателя (Flotinox SM-15) 750 г/т. За время основной флотации (7 минут) извлечение Zr и Y достигло 90 % и 80 % соответственно. После четвертой стадии перемешивающей флотации был получен концентрат, содержащий 9,2 % Zr и 1,5 % PЗМ.

Авторами [8] исследован процесс извлечения эвдиалита из комплексных руд по схеме обратной флотации. Основываясь на лёгкости депрессии эвдиалита, была разработана технологическая схема, в соответствии с которой эвдиалит депрессировался, а минералы пустой породы извлекались с использованием жирных кислот и аминов. Извлечение PЗМ и Zr в хвосты составило 80 % и 75 % соответственно.

Таким образом, на основе результатов анализа научно-технической литературы, установлена возможность и эффективность использования флотационной технологии для обогащения перовскитового и эвдиалитового минерального сырья.

К наиболее перспективным реагентам-собирателям можно отнести гидроксамовые кислоты и сложные эфиры фосфорной кислоты при расходе от 500 до 750 г/т. Оптимальные значения pH пульпы для флотации: 3,5–4,5.

Список использованных источников

1. Baolu Zhou, Zhongxue Li, Yiqing Zhao and Congcong Chen. Global Potential of Rare Earth Resources and Rare Earth Demand from Clean Technologies / Minerals 2017, 7, 203.
 2. Стрельцын Г.С. Особенности флотации перовскитовых руд // ИУ научн.-техн.семинар института "Механообр". – Д., 1961. – С.322-331.
 3. Курсакова Г.М. Повышение эффективности технологии обогащения перовскитовых руд с применением реагента ИМ-50. - Тр./Механообр. – 1974. – Вып.141. – С.93-100.
 4. Прямая флотация перовскита собирателем ИМ-50 в опытно-промышленных условиях / Т.Б. Найфонов, А.М. Ключникова, В.Н. Ефремов и др. // Обогащение руд. 1976. №5. С.10-13.
 5. S.M. Bulatovic. Flotation of Titanium Minerals. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice. 2010. P. 175-207.
 6. Найфонов Т.Б., Белобородов В.И., Захарова И.Б., Зорина Т.А. Разработка прогрессивной технологии обогащения эвдиалитовых руд // Обогащение руд. – 1991. – № 1. – С. 15 – 17.
 7. Silin, I.; Gürsel, D.; Büchter, C.; Weitekämper, L.; Wotruba, H. Recovery of Catapleite and Eudialyte from Non-Magnetic Fraction of Eudialyte ore Processing of Norra Kärr Deposit. Minerals 2022, 12, 19.
 8. Christopher Marion, Ronghao Li, Kristian E. Waters. A review of reagents applied to rare-earth mineral flotation / Advances in Colloid and Interface Science. 2020. P. 279.
-

The current state of flotation enrichment of perovskite and eudialyte mineral raw materials

Kozhevnikov G.A.

Based on the analysis of methods and schemes for processing rare-metal raw materials, incl. The possibility and expediency of flotation enrichment and refinement of perovskite and eudialyte mineral raw materials have been established at the Afrikandskoye and Lovozerskoye deposits.

ПОИСК ИННОВАЦИОННЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИ ЧИСТЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СУЛЬФИДНОЙ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

В.А. Верховина¹, Л.Е. Шкетова², Е.В. Верховина³

¹ Иркутский национальный исследовательский технический Университет, г. Иркутск,
Российская Федерация, e-mail: verhval@mail.ru

² Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и
алмазов г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: lusish.56@mail.ru

³ ФГБУН Институт земной коры Сибирского отделения РАН, г. Иркутск,
Российская Федерация, e-mail: verhel@crust.irk.ru

Проведен поиск способа биотехнологической переработки сульфидных золотосодержащих руд для последующего извлечения золота. Выделен и адаптирован штамм бактерии Acidithiobacillus ferrooxidans, обладающий устойчивой активностью от 1,4 до 2,8 г/л час окисленного железа. в течение длительного времени (12 месяцев).

Разработка и реализация новых экологически чистых технологий для рационального использования природных ресурсов, глубокая переработка сырья и отходов производства, разработка технологий защиты окружающей среды от техногенных воздействий, переработка жидких и твёрдых техногенных отходов становятся все более значимыми для устойчивого развития общества.

Возрастающая стоимость добычи и переработки ценных металлов из руд наряду с истощением высококачественных запасов делает актуальным развитие экологически чистых технологий в горнодобывающей промышленности.

Необходимо менять стратегию использования природных ресурсов в плане их сбалансированного потребления с привлечением наукоёмких технологий, оказывающих минимальное техногенное воздействие на окружающую среду, что несомненно актуально и общественно значимо. Одним из подходов к решению этих задач является применение методов биотехнологии. Добыча и переработка полезных ископаемых – одно из стратегических направлений экономики России.

В Российской Федерации разработана технологическая платформа «Биоиндустрия и биоресурсы» («БиоТех2030»), призванная стать инструментом осуществления научно-технической и инновационной политики российской экономики [1].

В рамках данной технологической платформы предполагается развитие таких направлений, как биогеотехнология и природоохранные (экологические) биотехнологии.

Микробное выщелачивание сульфидных руд и концентратов было признано привлекательной альтернативой традиционным физическим и химическим методам благодаря сокращению потребления энергии, транспортных затрат и менее пагубному воздействию на окружающую среду. При окислении сульфидов бактериями рассеянное в них тонкодисперсное золото освобождается и становится доступным для извлечения [2].

Роль ацидофильных хемолитотрофных бактерий в окислении закисного железа, элементарной серы и её восстановленных соединений, а также сульфидных минералов отмечена многими авторами [3,4,5]. Было выявлено, что разные штаммы *Thiobacillus*

ferrooxidans по-разному реагировали на условия, оптимальные для их роста (температура, pH, Eh), обладали различной устойчивостью к ионам тяжёлых металлов и токсичным элементам, с различной скоростью окисляли один и тот же субстрат. Даже электронный потенциал сульфидов мог меняться в присутствии того или иного штамма.

Биологическая природа этого разнообразия штаммов изучена слабо. Однако, в более поздних исследованиях выявлено, что процесс штаммовой микроэволюции в конкретных экологических нишах сопровождался изменениями в нуклеотидной последовательности хромосомной ДНК. [6].

Установлено, что коллекционные штаммы менее активны и не выдерживают конкуренции с бактериальными штаммами культур микроорганизмов, выделенными из золотосодержащей руды [7, 8].

В данной работе объектами исследования являлись упорные сульфидные золотосодержащие руды месторождений Приморского края, расположенных в Амурской области, при прямом цианировании которых технологическое извлечение золота составляет от 6 до 20 %. Проведены укрупнённые лабораторные и полупромышленные испытания комбинированных методов кучного бактериального окисления (КБО) и кучного выщелачивания (КВ) золота. Процесс бактериального вскрытия золота путём окисления сульфидных минералов исследован в лабораторных условиях на ряде концентратов и испытан в замкнутых циклах на полупромышленных установках.

Качественный минеральный состав проб руды был определён по данным рентгеноструктурного фазового (дифрактометрического) анализа, выполненного на аппарате «Дрон-2».

При определении химического состава проб руды использованы спектральный полуколичественный, количественный рентгенофлюоресцентный и фазовый атомно-абсорбционный метод. Содержание золота устанавливалось методом плавки. При обработке результатов был применён метод корреляционного анализа. Все исследованные пробы относятся к технологическому типу «трудноцианируемые руды», упорность которых обусловлена в основном тонкой вкрапленностью благородного металла в сульфиды.

Для вскрытия упорной золотосодержащей руды был опробован метод биохимического окисления, при котором автотрофные бактерии: *A. thiooxidans*, *A. ferrooxidans*, окисляют золотосодержащие сульфиды железа до конечных химических соединений. Выделение и адаптация бактерий подробно описаны в работе [9]. Полученная культура бактерий показала активность 2 г/л в час, что является приемлемым показателем активности железо окисляющих бактерий. Пик развития бактерий наблюдался через 10 суток по образованию трёхвалентного железа.

Укрупнённые испытания проводились на пробе массой 10 кг, дроблёной до класса -2, -5 и -10 мм. Эффективность бактериального процесса оценивали по степени окисления сульфидов. Установлено, что наиболее эффективно процесс окисления протекает на руде, дроблённой до класса -2 мм. Основная масса окисленного железа находилась в сульфатной форме. Массовая доля лимонита в пробах – около 0,3–0,5 %.

В результате КБО в продуктах БО образовались новые минералы группы алунита (переходные разновидности между ярозитом, натроярозитом и карфосидеритом) и гипс. Полупромышленными испытаниями подтверждены основные закономерности, выявленные при лабораторных и укрупнённо-лабораторных исследованиях.

Таким образом, технология КБО позволяет повысить извлечение золота с 13 до 65 %. Наиболее интенсивное окисление руды при бактериальном окислении происходит в первый год. На переработку могут быть направлены руды, содержащие 0,9–1,5 г/т золота, в то время как другие технологические схемы, включающие операции вскрытия с использованием автоклавной технологии или чанового бактериального окисления, перерабатывают руды, которые должны содержать не менее 2,0 г/т. Кроме того, при прямом цианировании технологическое извлечение золота составляет от 6 до 20 %, а при кучном выщелачивании – около 65–75 %. Разработанная технология кучного бактериального окисления позволяет подготовить сульфидные упорные золотосодержащие руды для последующего извлечения золота на основе использования технологии БВ, что приводит к значительному приросту извлечения золота. При этом сульфидные минералы переходят в естественные окисленные формы с минимальным техногенным воздействием на окружающую среду.

Список использованных источников

1. Российская технологическая платформа «БиoТех2030» [Электронный ресурс]. -URL: <http://biotech2030.ru/> (12.05.2018).
 2. Варданян Н.С., Нагдалян С.З. Периодический процесс биовыщелачивания упорной золотосодержащей пиритной руды // Прикладная биохимия и микробиология. 2009. Т.45. №4. - С. 446–451.
 3. Каравайко Г.И., Дубинина Г.А., Кондратьева Т.Ф. Литотрофные микроорганизмы окислительных циклов серы и железа // Микробиология. 2006. Т.75. № 5. С. 512–545.
 4. Минеев Г.Г. Биометаллургия золота. – М.: Metallургия, 1989. 159 с.
 5. Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Кондратьева Т.Ф. и др. Роль первой стадии в двухстадийном процессе бактериально-химического окисления золотомышьяковых концентратов с использованием умеренно термофильных микроорганизмов // Биотехнология. 2009. №2. С. 60–68.
 6. Агеева С.Н., Кондратьева Т.Ф., Каравайко Г.И. Фенотипические особенности штаммов *Thiobaacillus ferrooxidans* // Микробиология. - 2001. - Т.70. - № 2. - С.226–234.
 7. Верховина В.А., Гудков С.С., Емельянов Ю.Е. и др. Биогеохимические процессы трансформации металлов с участием микроорганизмов и их использование в биотехнологических разработках // Вестник ИрГТУ. - 2002. - №12. - С. 65–71.
 8. Верховина В.А., Верховина Е.В., Шкетова Л.Е. Поиск инновационных экологически чистых технологий при переработке упорных концентратов золотосодержащей руды // Вестник ИрГТУ. - 2012. - № 4 (63). - С. 48–53.
 9. Верховина В.А., Верховина Е.В., Шкетова Л.Е. и др. Исследование биотехнологической переработки сульфидной золотосодержащей руды // Изв. Вузов. Прикладная химия и биотехнология. - 2019. - Т.9. - № 1. - С. 109-117.
-

Search for innovative environmentally friendly technologies in the processing of sulphide gold-bearing ore

Verkhovina V.A., Shketova L.E., Verkhovina E.V.

A search was carried out for the biotechnological processing of sulfide gold-containing ores for the subsequent extraction of gold from them. A mesophilic strain of the bacterium *Acidithiobacillus ferrooxidans*, which has a stable activity of 1,4 to 2,8 g/l hour of oxidized iron, was isolated and adapted. for a long time (12 months).

**ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ СЕПАРАЦИИ
КОМПЛЕКСНЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА
ПРЯМОЙ ПОТЕНЦИОМЕТРИИ***

А.О. Ромашев, Т.А. Яковлева

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет»,
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: iakovvleva@gmail.com

В данной работе проводится сравнение двух подходов к проведению исследований обогатимости руд флотационными методами. Рассматривается стандартный подход с применением факторного флотационного эксперимента и метод применения ионоселективных сенсоров (электродов).

Технологический персонал ОФ и исследователи всегда стремятся найти способы оптимизации реагентного режима. Наиболее простыми вариантами первоначально были способы дозировки реагентов по массе руды поступающей в мельницу, по твёрдому в пульпе или объёмным потокам. Затем с вводом экспресс анализаторов системы подачи реагентов начали формироваться способы дозирования по количеству поступающего с питанием металла или предпринимались попытки замкнуть подачу реагентов на содержание металла в хвостах или концентратах.

Получаемые технологические показатели зависят от большого числа факторов, например, крупности измельчённого материала, плотности пульпы, поступающей на флотацию, объёмных потоков циркуляции, настройки уровней пульпы и расхода воздуха во флотомашинах, сорности перерабатываемой руды, режима пенообразования, механического состояния флотомшины. Поэтому наиболее правильно управлять отдельными флотационными циклами на базе статистической модели объекта. Этот принцип оптимизации является единственно возможным для реагентов, концентрации которых в пульпе могут быть измерены.

Принципы оптимизации реагентного режима можно осуществлять при помощи изучения ионного состава исходной флотационной пульпы. Если в результате постановки 2–3 лабораторных опытов мы убеждаемся в правильности той или иной физико-химической модели, то можем перейти к контролю промышленного процесса. Таким образом, просматривается три области использования ионометрии:

1. Лабораторные исследования на обогатимость и разработка принципов оптимизации реагентного режима.

2. Изучение промышленного процесса средством переносной ионометрии и определение нарушений технологического режима (картирование технологического процесса).

3. Внедрение промышленных систем оптимизации реагентного режима.

Полная воспроизводимость на промышленном процессе разработанных в лаборатории физико-химических моделей и найденных оптимальных электрохимических потенциалов определяет универсальность метода ионометрии и является главным его преимуществом по сравнению с другими методами автоматического управления флотационным процессом.

* Работа выполнена при финансовой поддержке российского научного фонда (проект № 23-47-00109)

Для проведения первого этапа исследований по флотационному обогащению сульфидной руды на основании литературных источников была составлена матрица для проведения D факторного эксперимента (таблица).

Таблица. Результаты проведения D оптимального факторного эксперимента

№ п/п	Фактор 1	Фактор 2	Фактор 3	Отклик
	A : Na ₂ S	B : BtX	C : CaO	Извлечение Cu
	г/т			%
1	21,30	132,5	90	76,36
2	64	132,82	195	71,44
3	100	200	126	75,91
4	64	53	90	78,06
5	64	132,82	195	75,44
6	100	50	200	76,56
7	49,6	200	0	78,15
8	100	106,25	0	74,50
9	64	53	90	75,68
10	20	50	0	71,40
11	20	200	200	71,73
12	53,2	196,25	117	76,85
13	64	53	90	72,41
14	64	132,82	195	69,03
15	20	50	200	77,85
16	98	111,5	117	77,86
17	21,30	132,5	90	79,92
18	100	200	0	75,10
19	53,6	112,25	2	76,08
20	24	57,5	100	68,48

В ходе данного эксперимента согласно плана было поставлено 20 флотационных опытов с варьированием расхода следующих реагентов: регулятора среды CaO; депрессора (сульфидизатор) Na₂S и собирателя BtX (бутиловый ксантогенат калия). Согласно схеме, опыты проходили следующим образом, исходная навеска крупностью - 2,0 мм измельчалась до крупности -0,071 мм = 65 %, также в мельницу в сухом виде подавался регулятор среды CaO. В дальнейшем проводилась операция I основной флотации с добавлением реагентов Na₂S и BtX, а также вспенивателя Т-80. Расход вспенивателя оставался постоянным и составил 40 г/т.

Вторым этапом исследования флотационного обогащения сульфидной руды является внедрение контроля электрохимических параметров исходной флотационной пульпы. Данный контроль производился с помощью мультисканальной системы электрохимического контроля EMF-16, которая позволяет фиксировать в режиме онлайн до 16 каналов состояния процесса, измеряемых с помощью окислительно-восстановительных и ионоселективных электродов.

Для проведения исследований по изучению электрохимических свойств исходного сырья применяется следующая номенклатура ионоселективных сенсоров (электродов): рН электрод (характеризует концентрацию водородных ионов в пульпе/воде); Ag₂S электрод; EM – мембранный электрод; Pt–электрод (электрод для определения окислительно-восстановительного потенциала контролируемой среды).

С учётом требований разработанной методики по проведению электрохимических измерений, была выполнена калибровка ионоселективных электродов, с целью определения электрохимической модели диагностики поглотимости ксантогената и выбора рабочего набора электродов.

Калибровка рН электродов осуществляется по стандартной методике, посредством применения буферных растворов, с учётом температуры измеряемой среды.

В результате проведённых лабораторных исследований с нейросетевым моделированием получены высокие технологические показатели извлечения и содержание меди ($\beta_{Cu} = 19,89\%$ и $\varepsilon_{Cu} = 80,06\%$) при помощи оптимизации подачи сернистого натрия и стабилизации потенциала $Ag_2S = -450$ мВ. Также удалось снизить расход реагента Na_2S до 15 г/т.

Таким образом, применение электрохимического контроля позволяет улучшить процесс пульпоподготовки и добиться улучшения основных технологических показателей, а именно содержания и извлечения основных металлов в черновой продукт флотации.

Improving the efficiency of separation processes of complex ores using the direct potentiometry method

Romashev A.O., Iakovleva T.A.

In this paper, two approaches to conducting ore enrichment studies by flotation methods are compared. A standard approach with the use of a factorial flotation experiment and a method of using ion-selective sensors (electrodes) are considered.

**ПРИМЕНЕНИЕ НОВЫХ СОСТАВОВ БЕНТОПОЛИМЕРНЫХ
КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ
ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ОКАТЫШЕЙ**

Д.А. Ветюгов^{1,2}, Т.Н. Матвеева²

¹ ООО «Бентонит Хакасии», г. Черногорск, Российская Федерация

² ФГБНУ Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Представлены результаты исследований новых составов бентополимерных композиций для использования в процессе окомкования железорудных окатышей Стойленского ГОКа. Рассматриваемые бентополимерные композиции являются смесью органического полимера и бентонитовой глины, обладающей улучшенными связующими и упрочняющими свойствами.

Бентонит является традиционным связующим для производства железорудных окатышей [1] и состоит из тонкодисперсных глин, представленных не менее чем на 70 % минералами группы смектита (в основном монтмориллонита), который относится к подклассу слоистых силикатов и состоит, % [2]: 48–56 SiO_2 ; 11–22 Al_2O_3 ; 0–5 и более Fe_2O_3 ; 4–9 MgO ; 12–24 H_2O ; 0,8–3,5 и более CaO .

Применение бентонита обеспечивает гарантированные прочностные характеристики сырых и обожжённых окатышей, отвечающие требованиям транспортировки, доменного процесса или металлизации [3]. Основным недостатком бентонита и других связующих на основе силикатных минералов является повышение содержания кремнезёма в готовых окатышах в результате их применения.

По данным работы [4], повышение содержания кремнезёма может также привести к заметному увеличению расхода кокса, что отразится на себестоимости производства чугуна и стали. В случае окатышей для прямовосстановленного железа (ПВЖ) каждый процент добавления кислой пустой породы повышает потребление энергии на 30 кВт·ч/т [4]. Перечисленные негативные факторы предопределили долгосрочный интерес к разработке новых связующих, не содержащих диоксид кремния, т. е. лишённых перечисленных выше недостатков.

В настоящее время в разной степени опробованы и применяются в промышленности следующие альтернативные органические связующие: анионные сополимеры акриламида на нефтехимической основе (например, Floform 1049V производства SNF Floerger), карбоксиметилцеллюлоза натрия (например, КМЦ Peridur XC3), гуминовые вещества, лигносульфонаты (например, Lignibind DP001 производства Lignotest SA), молочные отходы, шламы целлюлозно-бумажного производства, патока (меласса) [5], тяжёлые углеводороды, гуаровая камедь, декстрины и модифицированный крахмал [6,7].

Необходимо отметить, что большинство органических связующих из отходов различных производств разрабатывали, в том числе и с целью снижения переплаты за транспортировку в общей стоимости связующего (для США от 10 %, в Российской Федерации —кратно больше).

Основным недостатком органических связующих по сравнению с традиционным бентонитом является их полное выгорание (с остатком или без) в процессе обжига сырых железорудных окатышей при температурах, не достигающих и 300⁰С, что отрицательно влияет на прочностные характеристики готовых обожжённых окатышей.

Наиболее рациональным решением стало использование бентополимерных композиций (БПК), реологические свойства основных типов которых впервые были изучены и систематизированы Д. Ю. Усольцевым [8], который разработал и научно обосновал способы раздельного ввода полимерной и бентонитовой составляющих в шихту для окомкования.

Целью данной работы является испытание новых составов бентополимерных связующих для использования в процессе окомкования железорудных окатышей Стойленского ГОКа.

В качестве основного компонента БПК используется активированная щёлочью бентонитовая глина месторождения 10-й Хутор (Республика Хакасия). В качестве полимерных связующих изучали отечественные высоковязкие полимеры, используемые для улучшения вязкостных и фильтрационных характеристик буровых растворов (в состав которых также входит бентонит).

На стадии поисковых исследований отобраны две наиболее перспективные полимерные добавки № 1 и № 3. Номер полимерной добавки соответствует номеру БПК, в которой она используется.

Характеристика полимеров, применяемых для производства БПК, приведена в таблице 1.

Для испытаний по окомкованию железорудной шихты АО «СГОК» в качестве связующих добавок подготовлены два образца БПК (БПК-1, БПК-3), характеристики которых приведены в таблице 2.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Результаты исследований качественных характеристик сырых и высушенных железорудных окатышей с применением композиций БПК-1 и БПК-3 приведены на рисунке.

Таблица 1. Характеристика полимеров, применяемых для производства БПК

Наименование	Производитель	Массовая доля влаги, %	Эффективная вязкость 1 % суспензии, мПа*с	Массовая доля класса крупности - 0,071, %
Полимерная добавка №1	РФ	7,6	191,0	85,4
Полимерная добавка №3	РФ	7,0	37,0	13,6

Таблица 2. Качественные характеристики бентонита и бентополимерных композиций

Наименование материала	Массовая доля влаги, %	Индекс набухания, мл/2г	Эффективная вязкость, мПа*с
Бентопорошок АО «СГОК»	8,32	25,36	50,0
БПК - 1	8,36	37,16	122,0
БПК - 3	8,30	39,30	135,5

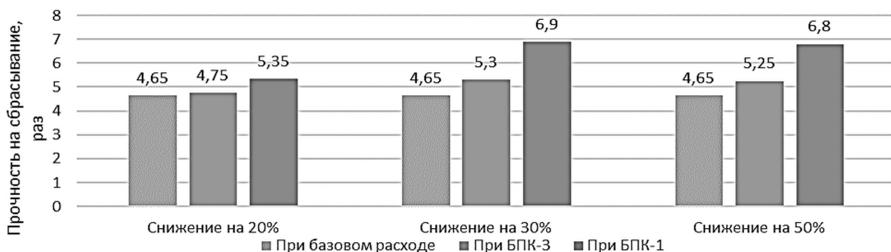


Рисунок. Прочность сырых окатышей на сбрасывание

В качестве базового эксперимента использованы результаты получения окатышей из шихты текущего производства фабрики окомкования АО «СГОК». В базовом эксперименте (при расходе бентонита 0,72 %) получены сырые окатыши с долей влаги 8,44 % (мас.), долей класса –12,5+8 мм 86,85 % (мас.), эквивалентным диаметром Дэкв. = 9,81 мм, прочностью на сжатие — 1,23 кг/ок, прочностью на сбрасывание — 4,65 раз. Прочность сухих окатышей 3,03 кг/ок. (Тсуш = 105 °С) и 7,24 кг/ок. (Тсуш = 300 °С).

В ходе испытаний определяли возможность снижения расхода бентонита на 20, 30 и 50 % путём ввода в шихту БПК и выбора наиболее эффективных БПК для дальнейших исследований. При использовании БПК-1 с различными соотношениями полимера и бентонита наблюдали увеличение прочностных характеристик сырых окатышей: до 90–94 % (мас.) класса –12,5+8 мм, до 10–11 мм Дэкв, до 1,51 кг/ок. (на 24 % выше базовой) прочности на сжатие, до 6,9 раз (на 48 % выше базовой) прочности на сбрасывание.

Прочность сухих окатышей повысилась до 8,18 кг/ок. (на 13 % выше базовой) в результате сушки при 300 °С. При использовании БПК-3 изменение характеристик окатышей имело разнонаправленный характер. Прочностные характеристики сырых окатышей на раздавливание и сбрасывание остались на уровне базовых значений,

высушенных окатышей при $T_{суш} = 300\text{ }^{\circ}\text{C}$ снизились по отношению к базовым показателям в среднем на 1,59 кг/ок.

Таким образом, в результате проведённых лабораторных испытаний установлено, что наиболее эффективной является композиция БПК-1 с расходом в шихту 0,5 % (абс.), что на 30 % (отн.) меньше базового расхода бентонита.

Применение БПК в составе шихты является перспективным направлением для производства железорудных окатышей с улучшенными прочностными характеристиками. Снижение дозировки связующего позволяет реализовать тенденцию к повышению содержания железа в окатышах и снижению массовой доли пустой породы в них, что создаст условия для роста эффективности их дальнейшей переработки.

Авторы выражают признательность коллективу лаборатории окомкования ООО «Бентонит Хакасии» и лично руководителю проекта «Бентонит в производстве металлургического сырья» В.И.Лебедевой за оказанную помощь при проведении исследований.

Список использованных источников

1. Ветюгов Д.А., Русский А.В., Жигарев В.В. Бентонит – минеральное сырье для производства железорудных окатышей // Сб. трудов 5 международной научной школы «Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр». 2022. С.186-190.
 2. Дорошенко М.В., Башлыкова Т.В. Технологические свойства минералов. Справочник для технологов. – М.: Теплоэнергетик, 2007. – 296 с. (с. 220).
 3. Hao Liu, Bing Xie, and Yue-lin Qin. Effect of Bentonite on the Pelletizing Properties of Iron Concentrate // Journal of Chemistry. Volume 2017, Article ID 7639326.
 4. Sivrikaya O., Arol A.I. Alternative binders to bentonite for iron ore pelletizing - Part I: Effects on physical and mechanical properties // Holos, vol. 3, 2014, pp. 94-103
 5. Anand Babu Kotta et al; Characterization of iron ore pellets with dextrin added organic binders under different time and temperature conditions. IOP Conf. Ser.: Mater. Sci. Eng. 178 012003 (2017).
 6. Halt, J.A., Kawatra, S.K. Review of organic binders for iron ore concentrate agglomeration. *Mining, Metallurgy & Exploration* 31, 73–94 (2014).
 7. Wang C., Xu Cy., Liu Zj. et al. Effect of organic binders on the activation and properties of indurated magnetite pellets. *Int J Miner Metall Mater* 28, 1145–1152 (2021).
 8. Усольцев Д.Ю. Исследование влияния бенто-полимерных композиций на свойства железорудных окатышей и совершенствование на этой основе технологии подготовки шихты для их производства: дисс. на соиск. уч. ст. канд. техн. наук: 05.16.02 / Екатеринбург, 2007. 165 с.
-

Application of new compositions of bentopolymer compositions for the production of high-quality iron ore pellets

Vetyugov D.A., Matveeva T.N.

The results of studies of new compositions of bentopolymer compositions for use in the process of pelletizing iron ore pellets at Stoilensky are presented. The considered bentopolymer compositions are a mixture of organic polymer and bentonite clay, which has improved binding and strengthening properties.

**ПОИСК ПУТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ
СЕПАРАЦИИ**

Д.Н. Шibaева¹, Д.А. Асанович¹, С.В. Терещенко²

¹ Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

² Филиал Мурманского арктического государственного университета в г. Апатиты,
Российская Федерация

В работе представлено обоснование гипотезы возможности эффективной реализации процесса сухой магнитной сепарации железных руд с модулем крупности, превышающим максимальное теоретическое значение 2,5 отн.ед., при использовании барабанного магнитного сепаратора с вибропитателем

Наиболее актуальным направлением развития технологии обогащения железных руд является применение процессов, способствующих формированию их качества перед последующими процессами обогащения, посредством использования предварительной концентрации (предконцентрации) кускового материала добытой горной массы. Такой технологический подход способствует повышению качества кускового материала рудной массы и формирует, в зависимости от состава отходов предконцентрации, сырье для вторичного использования, например, в качестве строительного материала или складированного, в так называемые, «экологичные» техногенные месторождения [1-3].

При обогащении железистых кварцитов предконцентрация реализуется посредством сухой магнитной сепарации (СМС) [4-6]. Её эффективность зависит не только от режимов реализации процесса СМС, но и модуля крупности кускового материала в сепарируемом классе [7-9]. В работе [10] теоретически обоснован модуль крупности сепарируемого материала, значение которого не должно превышать 2,5 отн.ед.

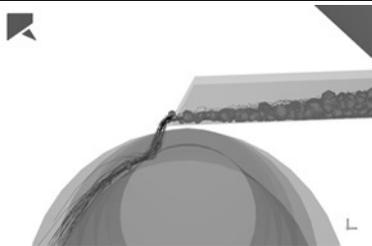
Необходимость поддержания такого значения особенно актуально при предконцентрации, реализуемой посредством сепарации кускового материала, основанной на радиометрических методах. Поскольку эти методы очень чувствительны к изменению расстояний от источника первичного излучения до поверхности сепарируемого куска и от неё до детектора, регистрирующего вторичное излучение, характеризующего содержание полезного компонента в нем.

Для магнитных методов, реализующих процесс сухой магнитной сепарации посредством барабанных сепараторов, работающих на постоянном магните, определяющими являются силы, обеспечивающие удерживание кускового материала, обладающего магнитными свойствами, на поверхности вращающейся обечайки барабана. Установлено, что эффективное разделение кусков рудной массы наблюдается в том случае, когда сила притяжения обеспечивает выделение кусков рудной массы крупностью (а именно их линейному размеру) близкой к верхней границе разделяемого диапазона материала. В этом случае, таких сил притяжения будет достаточно и для выделения более мелких частиц.

Обоснована гипотеза возможности эффективной реализации сухой магнитной сепарации железных руд с модулем крупности, превышающим максимальное теоретическое значение [10] 2,5 отн.ед., при использовании в барабанном магнитном сепараторе в качестве устройства подачи рудной массы в зону разделения – вибропитателя.



а)



б)

Рисунок. Процесс сухой магнитной сепарации:

- а) анализ данных физического моделирования в видеоредакторе VSDC Video Editor;
б) имитационное моделирование в программном комплексе Rocky DEM

Обоснование проведено на примере изучения руд месторождений железистых кварцитов, эксплуатируемых предприятиями холдинга ПАО «Северсталь», прошедших стадию среднего дробления (класс крупности –80+0 мм).

Анализ результатов сепарации базировался на данных видеофиксации физического моделирования, реализованного на лабораторном барабанном магнитном сепараторе серии СМБС-Л, в видеоредакторе VSDC Video Editor (рисунок а), и имитационного моделирования сухой магнитной сепарации на его виртуальном прототипе в программном комплексе Rocky DEM (рисунок б).

Доказано, что использование вибропитателя в качестве узла подачи материала в рабочую зону магнитного сепаратора позволяет:

- формировать монослой на поверхности лотка вибропитателя толщиной, близкой к максимальной крупности куска сепарируемой руды;
- реализовать порционную подачу материала в зону разделения;
- увеличить расстояние между кусками в зоне разделения при прохождении через область свободного падения,
- обеспечивая за счёт этого возможность проведения сухой магнитной сепарации железистых кварцитов класса крупности –80+0 мм без предварительной подготовки.

Список использованных источников

1. Варичев А.В., Угаров А.А., Эфендиев Н.Т. и др. Инновационные решения в производстве железорудного сырья на Михайловском ГОКе // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2017. № 5. С. 141-153.
2. Кармазин В.В. Оценка потенциальной обогатимости железорудного сырья на основе параметров раскрытия минералов // Черная металлургия. 2017. № 12 (1416). С. 11-18
3. Bhoja S., Tripathy S., Murthy Y. et al. Influence of Mineralogy on the Dry Magnetic Separation of Ferruginous Manganese Ore – A Comparative Study // Minerals. 2021. Vol. 11. Iss. 2. № 150.
4. Xiong D., Lu L., Holmes R.J. Developments in the physical separation of iron ore: magnetic separation //Iron Ore. Mineralogy, Processing and Environmental Sustainability. 2015. P. 283-307.
5. Ezhov A.M., Shvaljov Y.B. Dry Magnetic Separation of Iron Ore of the Bakchar Deposit // Procedia Chemistry. 2015. Vol. 15. P.160-166.
6. Jianjun Liu, Zixing Xue, Zhenhai Dong et al. Multiphysics Modeling Simulation and Optimization of Aerodynamic Drum Magnetic Separator // Minerals. 2021. V.11. Iss. 7. № 680.

7. Zong Q.X., Fu L.Z., Bo L. Variables and Applications on Dry Magnetic Separator // Proceedings of the 3rd International Conference on Advances in Energy and Environmental Research (ICAEER 2018), 10-12 August 2018, Guilin, China. E3S Web Conference, 2018. V.53. P. 1-9.
 8. Mohanty S., Nayak B., Bhattacharyya K.K. High intensity magnetic separation of iron ore slime and its limitations // Proceedings of the XI International Seminar on Mineral Processing Technology, 15-17 December 2010, Jamshedpur, India. P. 173-178;
 9. Baawuah E., Kelsey C., Addai-Mensah J. et al. Novel Pneumatic Planar Magnetic Separator for Magnetite Beneficiation: A Focus on Flowsheet Configuration // Minerals. 2020. V. 0. Iss. 9. №759.
 10. Терещенко С.В., Шибаета Д.Н. Повышение качественных показателей рудопотока с использованием методов предконцентрации: теория и практика // Горный журнал. 2020. № 9. С. 60-65.
-

Finding ways to improve the efficiency of dry magnetic separation

Shibaeva D.N., Asanovich D. A., Tereshchenko S.V.

The paper presents a substantiation of the hypothesis of the possibility of effective implementation of the process of dry magnetic separation of iron ores with a particle size modulus exceeding the maximum theoretical value of 2.5 relative units, using a drum magnetic separator with a vibratory feeder.

**СЕКЦИЯ "ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА,
ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ"**



**ОТЕЧЕСТВЕННОЕ КАОЛИНОВОЕ СЫРЬЕ: ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ
ПЕРСПЕКТИВЫ**

Е.Г. Лихникевич, Н.А. Пермязова, А.А. Рожжин

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им.
Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация, e-mail: likhnikievich@vims-geo.ru

*Приведены основные технологические направления переработки каолинов – бесщелочного
алюмосиликатного сырья с низким кремниевым модулем: кислотные и спекательные способы.
Показана перспектива получения глинозёма из данного вида сырья.*

Алюминиевая промышленность имеет стратегическое значение для развития российской экономики и значительно зависит от степени освоения минерально-сырьевого комплекса. Российская Федерация обладает достаточно крупной сырьевой базой алюминиевого сырья, балансовые запасы которого (бокситы, нефелиновые и синныритовые руды) на 01.01.2022 г. составляют более 4 860 млн т [1].

Возможность вовлечения в промышленную переработку алюминиевого сырья определяется рядом факторов: минеральными разновидностями (бокситовое сырье, нефелины, алуниты, алюмосиликатное бесщелочное сырье – каолины, кваниты и др.), кремниевым модулем (Al_2O_3/SiO_2), содержанием примесных компонентов (Fe, S, Ti и др.), а также наличием рациональных технологий переработки всех видов алюминиевого сырья. Основным алюминиевым сырьём в глинозёмном производстве являются *бокситы* с содержанием 40-60 % Al_2O_3 . Бокситы российских месторождений являются низкокачественным сырьём: по минеральному составу относятся к диаспор-бемитовому типу с высокой степенью ожелезнения (содержание $Fe_2O_3 > 20\%$) и невысоким кремниевым модулем ($\mu=3-6$).

В виду ограниченности качественного бокситового сырья, российские предприятия вынуждены вовлекать в производство *нефелиновые руды*, характеризующиеся по сравнению с бокситами более низкими содержаниями Al_2O_3 (~ 30 %) и невысоким кремниевым модулем. Однако, даже вовлекая в разработку нефелиновые руды, стране удаётся обеспечить только треть потребностей отечественной промышленности в глинозёме, необходимом для функционирования алюминиевых заводов страны. Остальные потребности РФ удовлетворяются за счёт импорта: на сегодняшний день Россия импортирует свыше 4,7 млн тонн глинозёма (63 % в 2021 г).

С учётом дефицита национальных запасов качественного бокситового сырья и сложной геополитической обстановкой возникает необходимость вовлечения в промышленное производство других видов алюминийсодержащего сырья для получения из него глинозёма, что позволит ликвидировать зависимость РФ от импорта и повысить уровень обеспеченности российских предприятий отечественным сырьём.

Особой привлекательностью для производства глинозёма ввиду значительных объемов разведанных запасов, которые исчисляются сотнями миллионами тонн, обладает высококремнистое маложелезистое *каолиновое сырье* (~40 % Al_2O_3 , ~57 % SiO_2).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

В качестве перспективных каолиновых месторождений РФ можно рассматривать Латненское, Трошковское, Коскольское, Барандатское, Гамыльское и др. Для вовлечения в промышленное производство данного типа алюминийсодержащего сырья в России и за рубежом проводятся масштабные исследования по разработке технологий получения глинозёма, т.к. данное сырьё не может быть переработано способом Байера из-за высокого содержания в нём кремния.

В России в полупромышленном масштабе отработан способ извлечения глинозёма из каолина *спеканием с известняком* ($t \sim 1400^\circ\text{C}$) с последующим выщелачиванием спеков оборотными растворами и выделением оксида алюминия из обескремненных алюминатных растворов [2]. Для повышения извлечения алюминия зарубежными исследователями предложено спекание проводить на брикетированном материале с добавлением в шихту древесного угля [3, 4].

Кислотные способы производства глинозёма из каолинового сырья основаны на отделении основного количества кремнезёма в виде малорастворимого кремнезёмистого осадка (сиштофа) при выщелачивании с переводом алюминия в раствор и включают следующие операции: предварительный обжиг ($t=600-700^\circ\text{C}$) для перевода алюмосиликатов в кислоторастворимую форму, кислотное выщелачивание с использованием растворов минеральных и органических кислот, очистку растворов от примесей, выделение оксида алюминия и регенерацию кислоты [5, 6].

Основной проблемой при реализации кислотных способов переработки каолиновых глин является очистка алюминийсодержащих растворов от нежелательных примесей. Существующие способы очистки (высаливание, экстракция, сорбция, щелочная очистка) не обеспечивают достаточной степени очистки растворов от примесей и сопряжены с рядом технологических трудностей (повышенный расход кислоты, продолжительность процессов, трудность разделения железа и алюминия из-за близости их физических и химических свойств, затраты на дополнительные реагенты и сорбенты, необходимость регенерации и др.).

Специалисты ООО «РУСАЛ ИТЦ» предлагают электрохимический метод очистки алюминийсодержащих растворов, получаемых по разработанной ими *кислотной технологии* переработки каолиновых глин [7].

Разработанная технология получения глинозёма включает автоклавное разложение каолиновой глины соляной кислотой и исключает операцию предварительного обжига. Проект получения глинозёма металлургического качества реализован на опытно-промышленной площадке ООО «РУСАЛ ИТЦ» (г. Санкт-Петербург) по переработке каолиновых глин Трошковского месторождения, состава (%): $\text{SiO}_2 - 50,76$, $\text{Al}_2\text{O}_3 - 31,49$, $\text{Fe}_2\text{O}_3 - 1,31$, $\text{TiO}_2 - 0,52$, $\text{P}_2\text{O}_5 - 0,07$, $\text{MgO} - 0,99$, $\text{Na}_2\text{O} - 0,04$, $\text{K}_2\text{O} - 0,19$, $\text{CaO} - 0,06$.

Основными технологическими операциями являются автоклавное разложение каолиновой глины ($t \sim 175^\circ\text{C}$); фильтрование пульпы автоклавного выщелачивания с получением кремнезёма (сиштоф) и алюмохлоридного раствора; электрохимическая очистка раствора; кристаллизация гексагидрата хлорида алюминия; кальцинация с получением черного глинозёма; перекристаллизация черного глинозёма с получением глинозёма, соответствующего ГОСТ 30558-2017 «Глинозём металлургический»; ректификация соляной кислоты. По сравнению с получением глинозёма из нефелина этот способ является менее энергозатратным (снижение энергозатрат в 3 раза) и более экологически малонапряженным (снижение выбросов CO_2 , уменьшение количества шламов).

Таким образом, имеющиеся технологические перспективы по получения глинозёма из бесщелочного типа алюмосиликатного сырья с низким кремниевым модулем (каолинов) являются существенной предпосылкой для их возможного вовлечения в промышленное производство.

Список использованных источников

1. Государственный доклад: о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2021 году. – М. ФГБУ «ВИМС», 2022. – 623 с.
 2. Римкевич В.С., Маловицкий Ю.Н., Демьянова Л.П. и др. Исследование процессов комплексной переработки небокситовых руд дальневосточного региона России // Тихоокеанская геология. – 2006. – Т. 25. – № 3. – С. 66-74.
 3. Enhanced alumina extraction from kaolin by thermochemical activation using charcoal // Amr B. ElDeeb et al. Published online by Cambridge University Press: 31 January 2022 <https://www.cambridge.org/core/journals/clay-minerals/issue/82E3E67D3D15C2059670A662557D17D8> (дата доступа: 10.02.2023).
 4. Extraction of alumina from kaolin by a combination of pyro- and hydro-metallurgical processes – Amr B. ElDeeb et al. – Applied Clay Science, Volume 172, May 2019, Pages 146-154.
 5. Extraction of Aluminium from Kaolin: a Comparative Study of Hydrometallurgical Processes – Konstantina Kyriakogona et al. Proceedings of the 3rd World Congress on Mechanical, Chemical, and Material Engineering (MCM'17) Rome, Italy, June 8-10, 2017. Paper MMME 133.
 6. Ali A.H., AL-Taie M.H., Ayoub I.F. The Extraction of Alumina from Kaolin // Engineering and Technology Journal. – Vol. 37. Part A. – No. 04. – 2019. – pp. 133-139.
 7. Obtaining Alumina from Kaolin Clay via Aluminum Chloride – Vyacheslav I. Pak et al. – Materials (Basel), 2019 Dec.; 12(23): 3938. Published online 2019 Nov 28.
-

National kaolin raw materials: technological prospects

Likhnikievich E.G., Permyakova N.A., Rogojin A.A.

The main technological directions of kaolin processing are given – alkali-free aluminosilicate raw materials with a low silicon module: acid and sintering methods. The prospect of obtaining alumina from this type of raw material is shown.

**СОСТАВ И СТРОЕНИЕ ГРАНАТОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИЮ
ОБОГАЩЕНИЯ ГРАНАТСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ**

Е.О. Соленикова, Е.Н. Левченко

ФГБУ Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов, МПРИЭ
Москва, Российская Федерация, e-mail: minlab.imgre@yandex.ru, lev_imgre@rambler.ru

Приведены результаты изучения состава и строения гранатов, отобранных с разных участков побережья Белого моря, преимущественно в Архангельской области. На материале укрупненно-лабораторных проб этих участков определены технологические показатели их обогащения.

Гранатовые пески, отобранные в Архангельской области, полимиктовые, существенно кварцевые, имеют средний минеральный состав: кварц – 58,9 % (в том числе 9,25 % – ожелезнённый), гранат – 10,8 %, амфибол – 2,63 %, пироксен – 0,46 %,

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

ильменит – 0,96 %, полевой шпат – 6,5 %, магнетит (титаномагнетит) – 1,94 %, обломки горных пород – 2,7 %.

Высокие содержания граната характерны для участков природного обогащения и формирования ЕГК. Как правило, это ограниченные мысами песчаные бухты, в которых созданы все условия для аккумуляции материала.

Заслуживают внимания данные по некоторым свойствам гранатов из «беломорских» пляжевых песков, полученных в результате лабораторных минералогических исследований.

В ходе работ было изучено более 2000 зёрен гранатов, отобранных с разных участков побережья Белого моря, преимущественно, в Архангельской области. Работы проводились по утверждённым методикам НСОММИ [1].

Часть зёрен (79 шт.) были исследованы детально методами рентгеноспектрального микроанализа и электронной микроскопии (РСМА, СЭМ). Изучались химический состав, морфоструктурные особенности, которые влияют на обогатимость песков. Установлено, что основная масса зёрен граната имеет существенно железистый состав (таблица).

Таблица. Химический состав изученных гранатов, масс %

Показатели	Содержание элементов в пересчёте на оксиды				
	MgO	Al ₂ O ₃	CaO	MnO	FeO
min	0,89	12,92	0,64	0,16	0,66
max	38,43	25,91	21,11	16,66	35,37
среднее на 79 зёрен	6,79	20,15	4,12	1,44	26,14

Принято считать, что цвет граната напрямую зависит от его химического и, как результат, минерального состава. Чтобы решить вопрос, возможна ли предварительная дифференциация разновидности минерала в пределах группы по внешним параметрам, были изучены гранаты разного цвета, выделены и исследованы пять монофракций.

В составе каждой монофракции зёрна граната были близки по цвету и его насыщенности, а также морфоструктурным особенностям. Цвет и форма изучались оптико-минералогическим методом, химический состав – методом СЭМ. Все результаты СЭМ пересчитывались на четыре минерала и сравнивались.

При пересчёте химического состава на минеральный выявлено, что из изученных 79 зёрен только 5 зёрен были ближе к пиропу, 7 зёрен имели переходный состав, но все же 6 из них были ближе к альмандину, 1 зерно по составу отвечает гроссуляру [2].

Остальные зерна были альмандином с тем или иным содержанием прочих минералов (рисунок).

Поведение гранатов в технологическом процессе определяется набором свойств минерала, которые объединены под названием «технологические».

Важные свойства минерала, используемые при обогащении – плотность и магнитная восприимчивость, свойства поверхности и прочие свойства. Т.е., это свойства, обусловленные составом и строением минерала: твёрдость, плотность, железистость и как результат магнитная восприимчивость, электропроводность, диэлектрическая проницаемость и пр. В результате установлено, что в сильно магнитную фракцию (Mgt) выделяется магнетит, титаномагнетит и частично ильменит; в среднемагнитную фракцию I – основная часть ильменита и оставшийся магнетит.

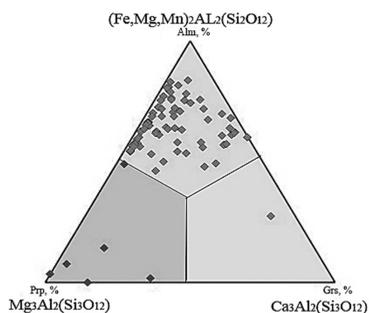


Рисунок. Изученные гранаты в координатах миналов: альмандин-пироп-гроссуляр

В доминирующей для проб слабомагнитной фракции II концентрируются гранат и основная часть минералов группы амфиболов и пироксенов; в немагнитной фракции III, составляющей незначительную долю от фракции тяжёлых минералов, сконцентрированы остатки минералов группы амфиболов и пироксенов, рутил, циркон, кианит.

В лёгкой фракции гравитационного анализа концентрируются кварц, полевые шпаты, гидроксиды железа, минералы группы слюд.

При этом при классическом разделении на магнитную, электромагнитную и немагнитную фракции не всегда можно добиться чёткой дифференциации по фракциям. Эти свойства могут меняться с учётом контрастных к ним свойств крупных включений.

При наличии включений магнетита гранат может попадать в более высокую по магнитности фракцию [3]. Это же касается сростков минералов и неполных псевдоморфоз одного минерала по-другому. При наличии крупных сростков граната с кварцем они могут выделяться не в магнитную фракцию, а попадать в лёгкую [4].

В ходе проведения оптико-минералогического анализа выявлены достаточно крупные включения кварца, циркона, ильменита в зёрнах граната. Методами электронной микроскопии выявлены микровключения кварца, гематита, анортита.

Иногда по краям зёрен граната наблюдается развитие келифитовых кайм, а между основанием каймы и поверхностью граната отмечаются пелитоморфные новообразования. Также часто для зёрен гранатов характерно наличие поверхностной трещиноватости. Микротрещинки заполняются пелитоморфным агрегатом, не редко в трещинках развивается магнетит. Такие зерна граната также могут попасть в магнитную фракцию вместе с магнетитом.

Таким образом, установлено, что:

- гранат представлен во всех пробах одними минеральными разновидностями - минералами изоморфного ряда пироп-альмандин-спессартин промежуточного состава с общей формулой $(Mg, Fe^{2+}, Mn)_3(Al, Cr, Fe^{3+})_2[SiO_4]_3$ и разной долей того или иного минала;
- по составу и морфоструктурным особенностям граната можно сделать предположение о различных источниках сноса;
- отдельные зерна граната содержат крупные и мелкие включения прочих минералов
- гематита или магнетита, кварца, плагиоклаза, ильменита, рутила, циркона;

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- в пробах присутствует значительное число зёрен граната, по поверхности которых развиты келифитовые каймы;
- большая часть зёрен изученных гранатов имеет поверхностную трещиноватость;
- показано, что диагностировать разновидность граната в пределах группы по внешним параметрам (цвет, морфоструктурные особенности) без применения точных методов исследования (РСМА или СЭМ) не представляется возможным.

Оценка обогатимости гранатовых песков на исследуемом материале позволяют однозначно рекомендовать магнитно-электрическую схему их переработки. Осложняющими факторами являются наличие большого количества ожелезненного кварца (до 13,86 %) и наличием существенного содержания, и главное, близких физических свойств амфиболов и пироксенов по отношению к гранатам.

Список использованных источников

1. Левченко Е.Н., Ожогина Е.Г. Оптико-минералогический анализ гранатосодержащего сырья. М.: Методические рекомендации НСОММИ № 201. ВИМС, 2020. 24 с.
2. Левченко Е.Н., Соленикова Е.О. Морфоструктурные особенности гранатов прибрежно-морских россыпей, определяющие технологию их переработки //Руды и металлы. 2022. № 1. С. 114–130.
3. Ильинский Г.А. Диагностика шлиховых минералов. Методические указания к курсу шлихового анализа. Ленинград, 1991
4. Бельшев А.К., Мясников Н.Ф., Ковердяев О.Н. и др. Разработка технологии обогащения гранатосодержащего сырья //Горный информационно-аналитический бюллетень, №2, 2000, С.52-54.

Composition and structure of garnets, which determine the technology of enrichment of garnet-containing sands

Solenikova E.O., Levchenko E.N.

The results of studying the composition and structure of garnets selected from different parts of the White Sea coast, mainly in the Arkhangelsk region, are presented. Based on the material of enlarged laboratory samples of these areas, the technological indicators of their enrichment were determined.

НЕТРАДИЦИОННЫЕ ИСТОЧНИКИ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ: СОСТАВ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА АСФАЛЬТИТА

Е.Н. Левченко

ФГБУ Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов, МПРИЭ
Москва, Российская Федерация, e-mail: lev_imgre@rambler.ru

С использованием методов технологической минералогии изучен состав асфальтита Ивановского месторождения. Установлено, что в отличие от большинства природных битумов, асфальтит характеризуется необычным составом, к числу которых относятся повышенное содержание ванадия и никеля, представляющих промышленный интерес.

Среди органических полезных ископаемых, применяемых в ряде отраслей зарубежной промышленности и в дорожном строительстве, особое место занимают асфальтиты. Крупные месторождения асфальтитов имеются в США, Венесуэле, Мексике, Иране, Тринидаде и на Кубе.

Асфальтиты — твёрдые битумы с температурой плавления (размягчения) выше 100°C. На 70-96 % состоят из асфальтенов, имеют плотность 1-1,2 г/см³. Образуются при анаэробном окислении нефти и её дальнейшего изменения под воздействием растворенного в воде кислорода. Накапливаются пластами у выходов нефти.

Асфальтиты с повышенным содержанием ванадия и никеля могут быть источником попутного получения этих металлов в процессе переработки исходного минерального сырья.

Одним из таких объектов является высокосернистый асфальтит Ивановского месторождения жильного типа, залегающий в соляной толще на относительно большой (400...420 м) глубине.

Источником для формирования залежи ивановского асфальтита являлась тяжёлая высокосернистая нефть или мальта, генерированная на начальных стадиях катагенеза морскими карбонатами или морскими смешанными карбонатами, седименто- и диагенез которых осуществлялся в прибрежно-морских условиях в анокислительной обстановке в условиях сероводородного заражения.

Асфальтиты Ивановского месторождения представляют собой углеподобное вещество чёрного цвета, хрупкое, с раковистым изломом, нацело растворимое в хлороформе и бензоле.

Вмещающими породами для тела асфальтитов является каменная соль. Контакт соли с асфальтитом резкий, в пределах зерна – ровный, горизонтальный, согласный со слоистостью вмещающих пород.

Слоистость во вмещающих породах обнаруживается по наличию тонких прослоечников ангидрита среди солей.

Ангидриты в зерне представляют собой твёрдое, хрупкое блестящее углеподобное вещество массивной текстуры, содержащее в себе вкраплённость ангидрита. Ангидрит имеет вид округлых зёрен до 3-4 мм.

Количество ангидрита не превышает 10-15 % от объёма полезного ископаемого и 18-31 % от веса асфальтитов. Часто наблюдаются включения ангидрита в виде округлых зёрен 3-4 мм, количество которого не превышает 10-15 % от объёма полезного ископаемого. Пласт асфальтитов местами представлен многослойным «пирогом» с пропластками ангидрито-соленосных пород.

Для определения процентного содержания частиц породы разной величины на основе методов оптической микроскопии были изготовлены шлифы из полученных образцов зернового материала

Порода сложена твёрдым битуминозным веществом. Отмечаются повсеместные равномерные вкрапления неправильной формы размером от 0,1 мм до 4 мм, сложенные, предположительно, кремнистым веществом, количество которых в общей массе не превышает 8-10 %.

На материале зерновых проб проведено изучение текстурно-структурных характеристик и минерального состава вмещающих пород

Основным диагностическим параметром характеристики асфальтитов по их составу и свойствам является групповой состав, который характеризует количественные соотношения компонентов, объединяемых теми или иными существенно важными

качествами. Для нацело растворимых в хлороформе битумов диагностическим критерием является содержание масляной фракции.

В изученных рядовых геологических пробах содержание масел 13,3-13,9 %, а количество асфальтенов от 51,5 до 56,5 %. При нагреве асфальтит вспучивается, разлагается, не образуя расплава или королька. Имеет место повышенное содержание бензольных смол. В групповом составе масел обращает внимание содержание метано-нафтеновой фракции и ароматических углеводородов.

Средний состав асфальтита (%): С 80,2-82,1; Н 8,6-8,7; S 6,6-8,02; масла 14,1-18,0; смолы бензольные 9,2-10,6; смолы спиртобензольные 9,9-14,6; асфальтены 58,1-61,9.

Асфальтиты легко обогащаются в растворе поваренной соли 1,15 г/см³.

Методом ИК-спектроскопии исследованы 8 образцов рядовых геологических проб асфальтитов Ивановского месторождения.

Для суждения об участии основных групп и связей в химической структуре исследуемых объектов проводили приближенно-количественные измерения оптической плотности в максимумах соответствующих полос поглощения путём приведения значений оптической плотности основных полос к значению полосы связей СН 1465 см⁻¹.

Исследования показали однотипность по своей химической структуре асфальтитов в пределах полезной толщи. Они отличаются высоким содержанием групп СН₂ и СН₃ насыщенных структур и наличием групп СН₂ входящих в состав длинных парафиновых цепей.

Проведено измерение содержания ванадиловых и никелевых порфиринов. Среднее содержание ванадилпорфиринов составляет 600 мг/100 г асфальтита или 6 кг/т. Доля ванадия, связанного с порфиринами составляет 23,7 % от его общего количества в асфальтитах. Средний молекулярный вес молекулы порфирина принимается равным 550 г. Столь высокое содержание порфиринов даёт основание считать асфальтиты изученного месторождения весьма перспективным сырьём для добычи порфиринов, совместно с другими полезными компонентами.

Исследования показали однотипность по своей химической структуре асфальтитов в пределах полезной толщи. Они отличаются высоким содержанием групп СН₂ и СН₃ насыщенных структур и наличием групп СН₂ входящих в состав длинных парафиновых цепей.

По результатам исследований асфальтитов флуоресцентным рентгено-радиометрическим методом (ФРРМ) среднее содержание ванадия в асфальтитах 2363 г/т, никеля — 343 г/т. Концентрация V и Ni, содержащихся в остаточном продукте переработки металлоносной углеводородов значительно превышает концентрации этих металлов в традиционном рудном (металлургическом) сырьё (0,18-0,53 % V₂O₅/0,1-0,3 % V – Качканарское месторождение железных руд).

На материале двух укрупнённых лабораторных проб проанализированы три способа переработки асфальтитов:

- 1) прямое сжигание с улавливанием летучей золы,
- 2) способ замедленного коксования (ЗК),
- 3) способ коксования с магнитно-импульсной активацией в процессе термоконтантного крекинга (ТКК).

Данные технологии промышленной переработки основаны на глубокой термической деструкции— термический крекинг, термоокислительный висбрекинг,

термоконтактный крекинг и наиболее эффективная практическая технология – термоконтактный крекинг с газификацией кокса при которой V и Ni концентрируются в коксозольном концентрате (безразмерный коэффициент концентрирования составляет до 200).

В рассмотренных вариантах получаемая товарной продукцией:

- по варианту 1 – пентаоксид ванадия (V_2O_5), оксид никеля (NiO), добавка для буровых растворов;
- по варианту 2 – газойль, добавка для буровых растворов, газ;
- по варианту 3 – газойль, пентаоксид ванадия (V_2O_5), оксид никеля (NiO), добавка для буровых растворов, газ.

Проведено сравнение технологических показателей выше перечисленных способов коксования асфальтита.

Решающим фактором экономической эффективности различных схем переработки ванадийсодержащего сырья служит извлечение ванадия, которое будет складываться из показателей отдельных стадий.

Основной товарной продукцией в результате принятого технологического передела (способ коксования в процессе термоконтактного крекинга (ТКК)) являются никелевый концентрат и пентаоксид ванадия и попутная товарная продукция - углеводородные газы, бензиновая фракция, лёгкий газойль коксования, тяжёлый газойль коксования.

Таким образом, на основе изучения особенностей вещественного состава и технологических свойств асфальтита, разработана технология его переработки с получением расширенного ряда товарных продуктов.

Асфальтиты в виде товарных продуктов применяются в производстве лаков и красок, электроизоляционных материалов, в качестве добавок повышающих работоспособность и износостойкость дорожных одежд (асфальтобетонов), составов для смазки литейных форм в металлургии, при приготовлении буровых растворов.

В России, по данным из доступных источников, природный асфальтит сейчас практически нигде не используется.

По ряду причин, как экономических, так и технических, природные асфальтиты, несмотря на наличие месторождений, не добываются.

В результате Россия по использованию асфальтитов оказывается в стороне от общемировой тенденции – своих асфальтитов не добывает, зарубежные практически не закупает из-за дороговизны и неразвитости технологий их промышленного применения.

С учётом новых результатов в процессе переработки исходного минерального сырья асфальтиты с повышенным содержанием ванадия и никеля могут быть стать источником не только продуктов коксования, но и попутного получения редких металлов.

Unconventional sources of rare metals: composition and technological properties of asphaltite

Levchenko E.N.

Using the methods of technological mineralogy, the composition of asphaltite from the Ivanovskoye deposit was studied. It has been established that, unlike most natural bitumens, asphaltite is characterized by an unusual composition, which include an increased content of vanadium and nickel, which are of industrial interest.

**МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К МИНЕРАЛОГИЧЕСКОМУ ИЗУЧЕНИЮ
ЛИТИЕВЫХ РУД ПРИ ОЦЕНКЕ ИХ КАЧЕСТВА**

**Ю.М. Астахова, В.Е. Жукова, Е.Г. Лихникевич, Е.Г. Ожогина, В.А. Рассулов,
Н.А. Сычева, Ю.Н. Шувалова, О.А. Якушина**

ФГБУ Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им.
Н.М. Федоровского (ФГБУ "ВИМС"), Москва, Российская Федерация, e-mail: tm@vims-geo.ru

Оценка качества литиевых руд методами минералогического анализа включает определение их состава и морфоструктурных характеристик. Объективная минералогическая информация, в первую очередь о литиевых пегматитах, позволяет прогнозировать их поведение в технологических процессах и качество ожидаемых продуктов.

Литий, обладая уникальными свойствами, широко используется в современных технологиях. Сегодня этот металл относится к числу «критически важных элементов», его невозможно заменить каким-либо другим материалом без серьёзных ухудшений свойств конечных продуктов. По своему влиянию на развитие мировой экономики литий занимает лидирующие позиции, а литиевые активы считаются инвестиционными фаворитами.

В настоящее время получение лития в России из собственного минерального сырья не осуществляется по ряду причин. Распоряжением Правительства РФ от 28 декабря 2022 г. «Об утверждении стратегии развития металлургической промышленности РФ на период до 2030 г» в рамках создания комплекса мер по развитию сырьевой базы и обеспечению сырьевой безопасности российской металлургической отрасли указана целесообразность добычи лития в нашей стране.

Отечественная минерально-сырьевая база лития в значительной степени отличается от таковой за рубежом. В России отсутствуют балансовые запасы лития в рассолах и минерализованных водах, которые за рубежом являются основным источником металла. Обнаруженные в Сибири подземные литиеносные воды [1], гидротермальные рапы озёр и рассолы подземных вод [2] в настоящее время не представляют промышленный интерес. Редкометалльные пегматиты, с которыми связано более 70 % запасов лития в РФ, в полтора раза беднее по содержанию Li_2O пегматитов разрабатываемых зарубежных месторождений, отличаются худшими показателями обогащения [3]. Как правило, месторождения лития расположены в сложных ландшафтно-климатических условиях и неблагоприятных географо-экономических регионах.

По мнению специалистов ВИМС [4], лучшими по запасам и содержанию Li_2O являются руды Колмозерского месторождения в Мурманской области (геолого-промышленный тип – литиевый в пегматитах), в котором сосредоточено 23,8 % российских запасов литиевых руд, и руды Гольцовского месторождения в Иркутской области (геолого-промышленный тип - рубидий-цезиевый в танталоносных пегматитах).

В большинстве своём литиевые руды, связанные с редкометалльными пегматитами, являются комплексными, в которых присутствует более 80 минералов, содержащих литий (силикаты, алюмосиликаты, фосфаты), а также минералы тантала, олова, бериллия, вольфрама. Главный минерал в рудах обычно представлен сподуменом.

Такие руды могут быть вовлечены в рентабельную отработку только при использовании эффективных технологий их добычи и, главным образом, переработки. В связи с этим резко возрастает роль оценки качества литиевых руд, которая должна проводиться на всех стадиях их геологического изучения и освоения.

В задачи минералогического изучения редкометалльных и, в частности, литиевых руд, входят [5].

- определение текстурно-структурных характеристик руды (гранулярного состава минералов, их морфометрических параметров, характера взаимоотношения (срастания) минеральных индивидов агрегатов, степени раскрытия полезных минералов в продуктах обогащения;
- полное определение минерального состава руды и продуктов переработки на качественном и количественном уровне с идентификацией всех минералов (фаз), включая выявление и диагностику форм нахождения лития, а также сопутствующих, в том числе вредных компонентов.

Решение этих задач обеспечивается изучением руд комплексом методов минералогического анализа в соответствии с назначением, разрешающей способностью и ограничениями каждого из методов. При этом следует подчеркнуть, что если руды ранее не исследовались, необходимо применение полного комплекса методов, что позволит получить максимально возможную информацию о них. В тех случаях, когда есть предварительные данные о составе и строении руд, число применяемых методов может быть сокращено. Однако это не должно сказаться на качестве минералогической информации, необходимой и достаточной для проведения оценки руд.

При минералогическом изучении конкретно литиевых руд необходимо не только диагностировать, но и определить содержание литиевых и литийсодержащих минералов, выявить гетерогенность минеральных зёрен и (или) агрегатов, обусловленную различными причинами, в том числе их вторичными преобразованиями. Последнее особенно важно при оценке руд техногенного происхождения (отвалы, отходы обогащения). Поэтому нередко для диагностики минералов лития используется люминесцентно-стереоскопический метод, позволяющий экспрессно определять люминесцирующие минералы невооружённым глазом или под стереоскопическим микроскопом с использованием источника ультрафиолетового излучения. При этом следует иметь в виду, что иногда у сподумена отсутствует люминесценция в ультрафиолетовых лучах, что, вероятно, связано с интенсивностью его выветривания и вторичного изменения.

Некоторые трудности, связанные с выделением мономинеральных фракций, представляет определение Li_2O в минералах и поминеральный баланс этого компонента, так как именно этот показатель определяет качество конечных продуктов. Учитывая, что литиевые руды практически всегда комплексные, необходимо выявить и идентифицировать форму нахождения других редких элементов (рубидий, тантал, цезий, ниобий, бериллий и пр.). Эти элементы могут образовывать как самостоятельные минеральные формы, так и изоморфно замещать атомы химических элементов в кристаллической структуре других минералов. По возможности рекомендуется определять физические свойства рудных минералов (плотность, твёрдость, хрупкость), влияющие в дальнейшем на процессы обогащения.

Как показывает опыт, литиевые руды, связанные с пегматитами, отличаются в основном массивной и полосчатой, в отдельных случаях гнейсовидной текстурами.

Структура руд преимущественно разномасштабная (от мелко- до крупнокристаллической), значительно реже проявлены пегматитовая и пойкилитовая структуры. По минеральному составу литиевые пегматиты близко одинаковые, но различаются по содержанию минеральных фаз. Промышленную ценность в рудах представляет сподумен, который нередко является главным рудным минералом, содержание его варьирует от 2,5 % до 22 %. Главный породообразующий минерал – плагиоклаз. В подчинённом количестве присутствуют кварц, калиевый полевой шпат и слюды.

В рудах встречаются турмалин, гранат, апатит, гидроксиды железа и марганца, пирит, карбонаты. При этом следует отметить, что литий может изоморфно входить в структуру мусковита, турмалина, плагиоклаза и реже граната.

Сподумен, зерна которого имеют размер от 0.1 мм до первых сантиметров, нередко в рудах представлен несколькими морфологическими разновидностями, что в дальнейшем определяет его раскрытие в продуктах обогащения. Более высокая плотность сподумена по отношению к породообразующим минералам позволяет рассматривать возможность гравитационного обогащения литиевых пегматитов. В тоже время следует отметить, что минерал подвержен вторичным изменениям; одновременно с практически неизменёнными кристаллами присутствуют в различной степени преобразованные зерна, а в техногенных образованиях глинистые агрегаты с реликтами сподумена.

Необходимо обратить внимание на блочность и трещиноватость сподумена. При этом межблоковые пространства и трещины обычно выполнены кварцем и слюдой. Гетерогенность сподумена, обусловленная вторичными преобразованиями, непременно скажется на обогащении руд. Изменение сподумена приводит к потере минералом лития, что в целом может привести к снижению качества конечных продуктов.

Сегодня в рамках создания новых проектов промышленного освоения литиевых объектов активизировались геологоразведочные и технологические работы, базирующиеся на минералогических данных.

Многолетний опыт исследования литийсодержащего сырья позволяет говорить о возможности проведения оценки качества литиевых руд методами минералогического анализа. Выявленные особенности состава и строения, в первую очередь, литиевых пегматитов, которые в настоящее время рассматриваются в качестве основного источника для получения высокочистых соединений лития, в целом определяют перспективы их промышленного использования.

Список использованных источников

1. Саркаров Р.А., Белан С.И., Гусейнов Н.М. Оценка современного состояния и перспективы добычи лития и его соединений в России //Индустриальная экономика. 2022. №2, Т.1. С. 57-67.
 2. Боярко Г.Ю., Хатьков В.Ю. и др. Сырьевой потенциал лития России //Известия Томского Политехнического Университета. Инжиниринг георесурсов. 2022. Т.333. № 12. С. 7-16
 3. Литий России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы /Т.П. Линде и др. //Минеральное сырьё. Сер. геолого-экономическая. 2000. № 6. 116 с.
 4. Современные технологии освоения минерально-сырьевой базы лития /А.В. Курков, Е.Г. Лихникевич, С.И. Ануфриева и др.// Минеральное сырьё. 2018. № 35. 74 с.
 5. Методические рекомендации НСОММИ № 190. Комплексный минералогический анализ руд и продуктов их обогащения, содержащих редкие и редкоземельные металлы. 2016. 59с.
-

Methodical approaches to the Lithium ores mineralogical study in assessing their quality

Astakhova Yu.M., Zhukova V.E., Likhnevich E.G., Ozhogina E.G., Rassulov V.A., Sycheva N.A., Shuvalova Yu.N., Yakushina O.A.

The Lithium ores quality assessment by the methods of mineralogical analysis includes the determination of their composition and morphostructural characteristics. Objective mineralogical information, primarily about Lithium pegmatites, makes it possible to predict ores behavior in technological processes and the quality of expected products.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ ГРАФИТОВЫХ РУД ИХАЛЬСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ (ЗАПАДНОЕ ПРИЛАДОЖЬЕ)*

В.В. Щипцов^{1,2}, Т.П. Бубнова^{1,2}, П.В. Фролов¹

¹ Институт геологии ФИЦ "Карельский научный центр РАН", г. Петрозаводск, Российская Федерация, e-mail: vv.shchiptsov@gmail.com

² Петрозаводский государственный университет, Петрозаводск, Российская Федерация

На фоне увеличения спроса на графит в мире, связанного с высокотехнологичными областями использования, охарактеризованы закономерности формирования графитовых руд Ихальского рудного поля. Приведены минерало-технологические данные месторождения Ихала-3 с целью оценки промышленных типов на предмет его освоения.

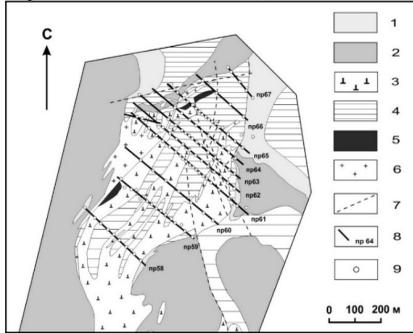
Графит имеет высокую конъюнктуру на мировом рынке. Благодаря высокой электропроводности, поляризуемости и пониженной теплопроводности этот минерал является универсальным материалом для использования в высоких технологиях XXI века [1]. Основные области использования промышленного графита в современных технологиях выделены в три группы, классифицируемые по размерам частиц: первая группа с размером частиц $> \mu\text{m}$ 200 (фольга и экранирование (нуклеарный класс), высокотехнологичные компоненты батарей (СЕМ); вторая группа с размером частиц $< \mu\text{m}$ 200 (электроды (ЭАФ), тигли, части ракеты); третья группа с размером частиц $< \mu\text{m}$ 150 (батареи БАМ и ГЭМ, огнеупоры, выпуск пресс-форм, синтетические алмазы, порошкообразный металл, дымомаскирующие средства, смазочные материалы). Метаморфогенные **месторождения графита** имеют основное значение в мировом балансе графитового сырья. Переход к оценке суперчистых графитовых концентратов (99.5 % свободного углерода) требует использования новых технологий по рафинированию графита (щелочной обжиг, кислотное выщелачивание и др.).

В состав Ихальского рудного поля входит Ихальское месторождение (Ихала-3) и более 10 проявлений легкообогатимых руд с чешуйчатым графитом. Ихальское месторождение приурочено к образованиям углеродистой сланцево-карбонат-толеитобазальтовой формации ладожской серии калевия (рисунок 1).

Основная рудная залежь Ихальского месторождения представляет собой крутопадающее относительно выдержанное по простиранию пластообразное тело, в

* Работа выполнена при финансовой поддержке темы НИР № 216 ИГ КарНЦ РАН.

которых сформированы промышленные типы графитовой руды. Установлен графитовый горизонт с несколькими пачками мощностью от 8 до 350 метров при длине до 1500 метров. Содержание графита в пробах составляет 2,91-6,11 %. Технические параметры – влажность 0,35 %, зольность 94 %.



Составитель В.В.Щипцов с использованием материалов Карельской комплексной геологической экспедиции

Рисунок 1. Схема геологического строения Ихальского месторождения графитов (участок Ихала-3):

1 – гранат-биотитовые сланцы, биотитовые и пироксеновые гнейсы и мигматиты; 2 – амфиболиты; 3 – мигматизированные биотитовые и амфибол-биотитовые гнейсы с графитом; 4 – графитсодержащие биотитовые гнейсы; 5 – амфибол-биотитовые гнейсы; 6 – граниты; 7 – предполагаемые тектонические нарушения; 8 – геологический профиль; 9 – скважина

В локальном плане графитовые руды метаморфогенного генезиса рассматриваются в едином блоке свекофеннид и их формирование прямым образом связывается с высокотемпературными условиями метаморфизма гранат-кордиерит-ортоклазовой фации, достигающий гранулитовой ступени метаморфизма с возрастом 1,89-1.85 млрд лет назад [2]. Время метаморфизма определялось непосредственно по минералам, метаморфическое происхождение которых не вызывает сомнения.

Промышленные типы графитовой руды представлены мелкозернистыми биотитовыми и амфибол-биотитовыми гнейсами, иногда с линзами и прожилками кварц-полевошпатового состава и незначительным содержанием в них пирротина. Помимо этого, в биотитовых гнейсах присутствуют полосы и линзы графитсодержащих пород с диопсидом, в которых отмечается переменное количество биотита и амфибола, а также кальцит-диопсидовые образования. В зоне контакта гнейсов и гранитов отмечены скарноиды со средним содержанием в них графита 4,6 % и относительно высокими содержаниями Ti, Mg, Mn, Fe.

В графитсодержащих биотитовых гнейсах выделены две разновидности:

1. однородные мелкозернистые графитсодержащие гнейсы с тонкими редкими, согласными (реже секущими) кварцевыми и кварц-полевошпатовыми прожилками и линзами;
2. полосчатые, линзовидно-полосчатые, пятнисто-полосчатые среднезернистые графитсодержащие гнейсы, с прожилками и линзами кварц-полевошпатового состава и порфиробластическими выделениями микроклина.

Содержание жильного материала в объеме 15-20 %. Структурные разновидности графитоносных гнейсов связаны взаимными переходами и обычно перемежаются друг с другом [3]. В пробах наряду с крупночешуйчатым присутствует мелкочешуйчатый графит. Средний размер чешуек варьирует от 0,3-0,4 мм до 0,6 мм. Содержание свободных чешуек графита 10-20 %, редко достигает 35-40 %. Характерны сростания

графита с биотитом, сульфидами, в меньшей степени с полевыми шпатами, кварцем, хлоритом, серицитом, цеолитами. Графитовые чешуйки нередко изогнуты, смяты и расщеплены по краям.

Результаты химического анализа подтверждают, что первичные составы пород претерпели изменения в процессе наложенной мигматизации и гранитизации, что привело к формированию различающихся по химическому составу графитосодержащих зон.

Для определения морфоструктурных особенностей сростаний графита с другими минералами в разных типах пород и вторично изменённых зонах, проведено петрографическое изучение с использованием поляризационного и электронного сканирующего микроскопов. Кварцевые прожилки с пиритом и пирротинном, характеризуют локальные гидротермальные изменения пород.

Вторичные изменения связаны также с наложенной хлоритизацией, серицитизацией и формированием кальцитовых прожилков. Формирование хлоритизированных гнейсов соответствуют низкотемпературным условиям регрессивной стадии регионального метаморфизма. Фиксируются в хлорит-графитовых комплексах струйные и извилистые формы графита. При использовании методов электронной микроскопии выявлено присутствие в графите включений субмикронных размеров (пирит, пирротин, плагиоклаз, кварц и др.) [4].

ДТА анализ показал присутствие мелкочешуйчатого графита - пики 879,6°C и 881,6°C (рисунок 2 а), и пик скрытокристаллического 819,6 (рис 2-б). Для сульфидов отмечаются экзотермические пики ДТГ 513,4-514,4 и 589,2-592,7°C, обусловленные окислением сульфидов при нагревании в окислительной атмосфере (рисунок 2 а,б).

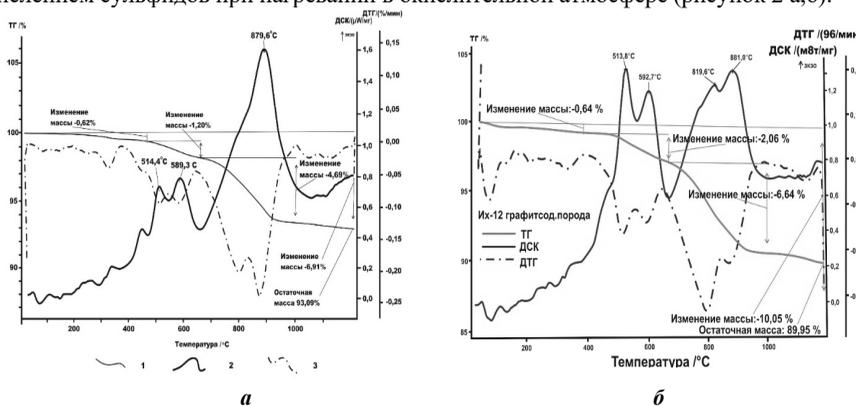


Рисунок 2. Термограммы графитовой руды Ихальского месторождения

На стадии поисково-оценочных работ была проведена оценка обогатимости руд основной площади Ихальского объекта (Ихала-3). Испытания выполняли «Уралмеханобр», ВНИИнеруд и ИГ КарНЦ АН СССР [5].

Укрупнённые испытания, проведённые во ВНИИнеруде, позволили рекомендовать для участка Ихала измельчение пород перед флотацией до класса 0,07 мм и основную флотацию с четырьмя перечистками, включая доизмельчение на первом этапе перечистки.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таким образом, на основании минералого-технологических исследований и существующих представлений об эволюции Свекофеннского региона определена закономерность и последовательность образования графитовых руд. Определены типы сростаний графита с другими минералами.

Список использованных источников

1. Скамницкая Л.С., Бискэ Н.С. Графитовые руды Ихальского месторождения: основные природные типы и их технологическая оценка // Горный журнал. 2019, № 3. С. 55-60.
2. Балтыбаев Ш.К., Левский Л.К. и др. Свекофеннский пояс Фенноскандии: пространственно-временная корреляция раннепротерозойских эндогенных процессов. М.: Наука, 2009. 276 с.
3. Бискэ Н.С. Скамницкая Л.С. Метаморфические критерии прогнозирования графитовых руд // Проблемы прогнозирования поисков и разведки месторождений нерудных полезных ископаемых. – М.: 1981, Наука. С. 142-143.
4. Biske N.S., Bubnova T.P., Nikiforov A.G. Micron-Sized Mineral Inclusions and Impurity Phases in Graphite from the Ihala Deposit, Karelia, Russia // Springer Proceedings in Earth and Environmental Sciences, ed. Y.Marin. XIII General Meeting of the Russian Mineralogical Society and the Fedorov Session. - St. Petersburg; 2023, the Russian Mineralogical Society Pp 429-437.
5. Бискэ Н.С. Графитовое оруденение Сев.Прилажья (геологические и генетические особенности). – Петрозаволск: 1987, КарНЦ АН СССР. 172 с.

Technological mineralogy of graphite ores of the Ikhala ore field (Western Ladoga region)

Shchiptsov V.V., Bubnova T.P., Frorov P.V.

Against the background of increasing demand for graphite in the world associated with high-tech applications, the formation patterns of graphite ores in the Ikhala ore field are characterised. Mineralogical and technological data of the Ikhala-3 deposit are given in order to assess industrial types for its development.

ОСОБЕННОСТИ СОСТАВА ПИРРОТИН-СОДЕРЖАЩИХ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД ТАРНЬЕРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

С.В. Мамонов^{1,2}, Т.П. Дресвянкина¹, С.В. Зиятдинов¹, П.К. Горайчук¹

¹ АО «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация

² Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», г. Вырхняя Пышма, Российская Федерация

В работе приведены результаты изучения вещественного состава пирротин-содержащей медно-цинковой руды Тарньерского месторождения, а также результаты исследования по раскрытию основных рудных минералов в процессе её измельчения.

Тарньерское месторождение расположено на восточном склоне Северного Урала в пределах западного крыла Тагильского мегасинклиория. Преимущественным развитием в районе пользуются вулканогенные породы силурийского возраста мощностью до 3 км венлок-нижнедевонского геоструктурного яруса.

Структурное положение Тарньерского месторождения определяется субширотной контактовой зоной

Помурской интрузии диоритов, примыкающей с юга, с вмещающим вулканогенным комплексом, испытавшим дробление вследствие неоднократных подвижек.

По простиранию рудная зона прослежена на 1500 м. Рудная зона Тарньерского месторождения имеет сложный пластообразный характер. В составе рудной зоны установлено 2 рудных тела. Состав рудных тел (прежде всего соотношения меди и цинка) подвержен значительным и резким изменениям по простиранию, падению и вкрест простирания. По мере удаления от лежачего бока месторождения к его висящему боку в рудных телах убывает содержание серы.

Образование Тарньерского месторождения представляется в несколько этапов.

Основной этап в рудообразовании связан с локализацией руд в пределах древней тектонической зоны, расположенной вдоль контакта порфиридных диоритов с вмещающими породами. При этом отмечается более раннее образование пирита первой генерации и наложение пирротин-халькопирит-сфалеритовой минерализации на ранее образованные раздробленные серно-колчеданные руды. При этом пирит испытал интенсивную перекристаллизацию с новообразованием крупных зёрен размером до 1 см.

Заключительный этап рудообразования выражен локально и представлен моноклиналим пирротином, являющимся на месторождении преобладающим (пирротин главного этапа рудообразования – гексагональный), галенитом, тентанитом, самородным золотом, теллуридами и, наконец, валлеритом. По пирротину в значительной степени развивался пирит поздней генерации.

Главный и заключительный этап рудообразования и сопутствующий им магниевый метасоматоз обусловлены нижедевонской диоритовой интрузией.

Тарньерское месторождение является типичным колчеданным месторождением, содержащим те же основные признаки, что и другие медноколчеданные месторождения Урала, а именно: руды содержат в качестве главных полезных компонентов медь, цинк, серу, золото, серебро; на участке месторождения пользуются преимущественным распространением кварцевые и кварц-плаггиоклазовые порфиры, превращённые в околорудной зоне в кварц-плаггиоклазовые породы и вторичные кварциты.

Тарньерское месторождение, в отличие от других месторождений, имеет и свои характерные особенности. Рассмотрим эти особенности на примере технологической пробы «глубоких» горизонтов.

Медно-цинковая руда «глубоких» горизонтов Тарньерского месторождения содержит, %: Cu – 1,21; Zn – 3,33; S – 28,30; Fe – 29,80 SiO₂ – 27,30. Концентрация благородных металлов невелика и составляет, г/т: Au – 0,39; Ag – 9,49.

Согласно результатам фазового анализа, медь в исследуемой руде «глубоких» горизонтов на 98,35 % ассоциирована с сульфидами: на 76,86 % связана с халькопиритом и на 21,49 % – с вторичными медьсодержащими минералами. Доля окисленной меди невелика и составляет 1,65 %.

Цинк в исследуемой руде на 88,29 % представлен сульфидной формой. В руде отмечается повышенное содержание труднофлотируемого цинка, связанного с гидроксидными железа и марганца – его доля составляет 9,61 %. В руде содержится 1,50 % окисленных форм цинка и 0,60 % цинка в форме сульфатов.

Сера в руде «глубоких» горизонтов в основном – на 61,11 %, представлена пирротинном. При этом 10,72 % серы приходится на моноклинную разность пирротина и

50,39 % – гексагональную. Сера в руде также ассоциирована с пиритом. Доля серы, связанной с железным колчеданом составляет 27,69 %. Со сфалеритом ассоциировано 6,59 % серы, с халькопиритом – 4,13 %, с вторичными минералами меди – 0,48 %.

По содержанию главных рудообразующих элементов (меди и цинка) руда «глубоких» горизонтов Тарньерского месторождения относится к медно-цинковому колчеданному промышленному типу

Основные рудные минералы в пробе представлены сульфидами железа, меди и цинка: пиритом (11 %), пирротинном гексагональным (26 %), пирротинном моноклинным (6 %), халькопиритом (3 %), сфалеритом (4 %). В незначительном количестве присутствуют вторичные минералы меди (борнит, ковеллин). Нерудные породообразующие минералы представлены кварцем, карбонатом, полевым шпатом с суммарным содержанием 50 %.

Пирротин является самым распространённым моносульфидом и в подавляющей массе руды преобладает над всеми другими рудными минералами. Ксеноморфен по отношению к пириту, образует сложные сростания с другими сульфидами и нерудными минералами. Максимальный размер зёрен пирротина $0,3 \times 0,2 \times 0,03$ мм, средний размер $0,2 \times 0,1$ мм. Размер зёрен пирротина, не содержащих видимых включений, $0,1 \times 0,05$ мм. Поверхность зёрен неровная.

Распределение пирротина по кускам руды неравномерное. Встречается в сростках с кварцем.

В виде эмульсионной вкрапленности присутствует в халькопирите, сфалерите. Образует псевдоморфозы по другим сульфидам, замещая их частично или полностью. Морфология выделений определяется формой и положением замещаемых минералов.

Пирит в руде встречается в виде отдельных хорошо сформированных кристаллов кубического облика или их обломков размером до 2 мм, реже - кристаллических зернистых (от тонко- до среднезернистых) агрегатов неправильной формы.

Максимальный размер зёрен пирита составляет $0,4 \times 0,2 \times 0,03$ мм, в среднем размер зёрен составляет $0,2 \times 0,1$ мм. Размер зёрен пирита, не содержащих видимых включений, $0,1 \times 0,1$ мм. Распределение минерала в руде неравномерное. Образует включения/вкрапления в нерудных минералах (кварце, карбонате).

По отношению к другим сульфидам идиоморфен. Крупные зерна пирита нередко катаклазированы, в отражённом свете можно наблюдать сеть трещин, по которым развивается халькопирит, реже сфалерит.

Халькопирит представлен обломками зёрен неправильной формы и сростками с другими минералами.

Распределение выделений халькопирита неравномерное. Максимальный размер выделений халькопирита $0,3 \times 0,2$ мм. Как и пирротин, ксеноморфен по отношению к пириту. Наблюдается по трещинам в крупных катаклазированных зёрнах пирита, развивается по направлениям спайности в сфалерите, образует в нем эмульсионную вкрапленность. Может псевдоморфно замещаться пирротинном.

Сфалерит представлен обломками зёрен неправильной изометричной или близкой к ней формы с довольно хорошо выраженной совершенной спайностью. Максимальный размер зёрен сфалерита составляет $0,3 \times 0,2 \times 0,1$ мм.

Сфалерит находится в сростании с зёрнами пирротина, пирита, халькопирита и нерудных минералов. Часто в межзерновом пространстве сфалерита наблюдаются тонкие вкрапления халькопирита и пирротина, размер подобных вкраплений не более

первых долей миллиметра. Может замещаться пирротинном и халькопиритом, образовывать с ними сложные тонкозернистые сростания.

Вторичные минералы меди (борнит, ковеллин) представлены в виде тонких плёнок, каёмок на поверхности зёрен других сульфидов. Мощности каёмок не превышает нескольких микрометров.

Нерудные минералы представлены кварцем, карбонатом (кальцитом), полевым шпатом и другими алюмосиликатами. Обломки зёрен неправильной угловатой формы, размером до 5 мм. Крупные зерна кварца или карбоната нередко содержат включения идиоморфных кристаллов пирита и других сульфидов.

Мелкие (до первых миллиметров) выделения кварца можно наблюдать в зёрнах массивных фрагментов сульфидных руд.

Проведены исследования по раскрытию основных рудных минералов в процессе измельчения руды.

Установлено, что при массовой доле 70 % класса крупности -0,071 мм в измельчённой руде халькопирит представлен свободными зёрнами на 64,4 %. Остальная часть медного колчедана приходится на сростки со сфалеритом (12,2 %) и с пирротинном (10,4 %). Степень раскрытия сфалерита составляет 23,3 %.

Основная масса минерала цинка приходится на сростки с халькопиритом (38,5 %) и с пиритом (25,9 %). Пирит раскрыт на 57,5 %, остальная часть серного колчедана образует многокомпонентные сростки (31,4 %). Пирротин на 77,7 % представлен свободными зёрнами, остальная часть образует сростки в основном с пиритом – 11,3 %, с халькопиритом – 3,8 % и с нерудными минералами – 5,6 %.

С увеличением тонины помола руды с 70 до 85 % класса крупности -0,071 мм доля свободных зёрен халькопирита возрастает до 76,8 % и сфалерита до 57,0 %.

Халькопирит в основном находится в сростках со сфалеритом на 10,3 % и с пирротинном на 4,8 %. Остальная часть зёрен цинковой обманки приходится на сростки с халькопиритом – 14,9 %, и с пиритом – 15,8 %. Пирротин и пирит на 86,9 % и 81,9 % представлены свободными зёрнами. С увеличением тонины помола руды с 85 до 95 % класса крупности -0,071 мм доля свободных зёрен медного колчедана увеличивается с 76,8 до 88,0 %, и цинковой обманки – с 57,0 % до 77,0 %.

Пирротин на 93,8 % и пирит на 97,7 % представлены свободными зёрнами. Халькопирит в основном находится в сростании со сфалеритом на 6,4 %, с пирротинном на 2,4 % и с нерудными минералами на 2,2 %. Порядка 10,1 % зёрен сфалерита приходится на сростки с халькопиритом, 7,3 % – с пиритом. В процессе измельчения исходной руды до 98 % класса -0,071 мм доля свободных зёрен халькопирита составляет 96,4 %, сфалерита – 92,2 %, пирротина – 99,1 % и пирита – 99,2 %.

Features of pyrrhotine-containing copper-zinc ores of the tarniersky deposit

Mamonov S., Dresvyankina T., Ziyatdinov S., Goraichuk P.

The paper presents the results of a study of the material composition of the pyrrhotite-containing copper-zinc ore of the Tarnier deposit, as well as the results of a study on the disclosure of the main ore minerals in the process of its grinding.

**МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ
УГЛЕОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ "КРАСНОБРОДСКАЯ-
КОКСОВАЯ"(КЕМЕРОВСКАЯ ОБЛАСТЬ)***

**Т.А. Чикишева^{1,2,3}, Н.Ю. Турецкая^{1,2}, А.Г. Комарова^{1,3},
С.А. Прокопьев^{1,2}, Е.С. Прокопьев^{1,2}**

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация,

² Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация,

³ ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: cta@spirit-irk.ru

В статье содержатся результаты минералогических исследований отходов флотации углеобогащительной фабрики «Краснобродская-Коксовая». Авторами приведены данные о granulometriи, минеральном составе, зольности и мацеральном составе углей. Выявлены минералогические особенности, влияющие на обогащение и повышенную зольность некоторых классов крупности.

По масштабам сырьевой базы угля Россия занимает четвертое место в мире. Значительная часть действующих шахт и разрезов находится в Кузнецком бассейне Кемеровской области – Кузбассе, который обеспечивает более половины отечественной угледобычи [3]. Такие объёмы неизбежно влекут за собой формирование огромных масс горнопромышленных отходов, вызывают опасные, а порой и катастрофичные изменения в экосистеме [1]. Таким образом, проблема комплексной и безотходной переработки угольного сырья и промышленных отходов на сегодняшний день является актуальной задачей, требующей незамедлительного решения.

Для создания технологии комплексной переработки горнопромышленных отходов необходимо проведение тщательного изучения их вещественного состава, особенностей строения минеральных агрегатов и выявления форм нахождения потенциально опасных элементов [2].

Материалом для настоящих исследований послужила проба отходов флотации ОФ «Краснобродская-Коксовая», которая находится на территории Кемеровской области и перерабатывает сырьё Краснобродского и Новосергеевского полей, относящихся к месторождениям Кузнецкого угольного бассейна. Объёмы продукции фабрики – 3 млн т угля в год. Изучение granulометрической характеристики исходного сырья показало, что более половины материала пробы распределяется в крупность менее 20 мкм (рисунок 1.) с показателем зольности сухого топлива 40,5 %. Материал более 0,5 мм имеет высокие показатели зольности (74,5-80,8 %) с общим выходом 5,43 %. Зольность сырья в диапазоне крупности от 0,5 мм до 20 мкм составляет 34,84 %, что даёт основание считать этот диапазон крупности продуктивным для обогащения.

В результате изучения материала пробы отходов флотации в брикетных шлифах в отражённом свете выявлено, что мацералы исследуемых углей в основном представлены группой витринита и фюзинита (рисунок 2).

* Работы выполнены в рамках КНТП Министерства науки и высшего образования РФ № 075-15-2022-1192 «Переработка хвостов угольных обогащительных фабрик с целью получения товарного угольного концентрата»

Опτικο-минералогический и рентгеноструктурный анализы показали, что исследуемое сырье на 59,8 % состоит из каменного угля, 29,52 % составляют смешаннослойные образования глинистых минералов – гидрослюд и смектита, 6,65 % пробы приходится на угольсодержащие обломки пород.

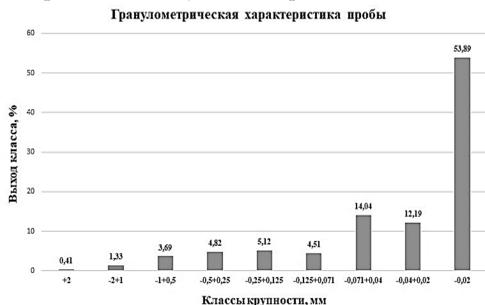


Рисунок 1. Гранулометрическая характеристика пробы отходов флотации

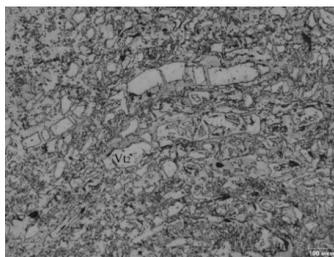


Рисунок 2. Клеточное строение вистринита (Vt)



Рисунок 3. Распределение угля по классам крупности

В меньшем количестве в пробе присутствуют кварц (2,88 %), полевые шпаты (0,68 %), карбонаты (0,34 %), сульфиды (0,03 %), магнетит (0,09 %) и слюды (0,01 %). Минералы класса карбонатов представлены сидеритом, доломитом и кальцитом, сульфиды – пиритом и халькопиритом. Изучив распределения угля по классам крупности (рисунок 3) можно сделать вывод, что большая его часть распределяется в крупность менее 20 мкм.

В диапазоне крупности от 0,02 до 0,5 мм наблюдается относительно высокие содержания угля. Материал крупностью более 0,5 мм обеднён углём, что соотносится с данными по показателям зольности этих классов.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таким образом, можно сделать вывод, что наиболее продуктивной для обогащения крупностью является диапазон от 0,02 до 0,5 мм.

В материале крупностью более 0,5 мм высокие показатели зольности и низкие содержания угля обусловлены тем, что он здесь находится в агрегатах с другими минералами, в основном с карбонатами и кварцем, попадая в концентраты эти агрегаты будут разубоживать его и повышать показатели зольности. Чтобы этого избежать, рекомендуется удалить из обогатительного процесса данный материал.

В крупности менее 20 мкм, которая плохо поддается обогащению физическими методами, наряду с углём содержится большое количество глинистых минералов, затрудняющих процесс переработки, что говорит о необходимости применения операции дешламации по данному классу перед началом обогатительного процесса.

Список использованных источников

1. Куприянов А.Н., Манаков Ю.А. Закономерности восстановления растительного покрова на отвалах Кузбасса // Сибирский лесной журнал. 2016. № 2. С. 51-58.
2. Ожогина Е.Г., Шадрюнова И.В., Чекушина Т.В. Роль минералогических исследований в решении экологических проблем горнопромышленных районов // Горный журнал. 2017. № 11. С. 105-110.
3. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2020 году: государственный доклад / гл.ред. Петров Е.И. Тетенькин Д.Д. Государственные доклады — Минприроды России (mnr.gov.ru) дата обращения: 31.10.2022).

Mineralogical and technological assessment of the flotation wastes of the coal preparation plant "Krasnobrodskaya-Koksovaya" (Kemerovo region)

Chikisheva T.A., Turetskaya N.Yu., Komarova A.G., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S.

The article contains the results of mineralogical studies of flotation wastes of the Krasnobrodskaya-Koksovaya coal preparation plant. The authors present data on granulometry, mineral composition, ash content and maceral composition of coals. The mineralogical features that affect the enrichment and increased ash content of some size classes are revealed.

ФОРМЫ НАХОЖДЕНИЯ РАДИОАКТИВНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ВОЛЬФРАМОВОМ КОНЦЕНТРАТЕ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ АО «ЗАКАМЕНСК»

*А.Г. Комарова^{1,3}, Т.А. Чикишева^{1,2,3}, В.И. Карпушкина¹, С.А. Прокопьев^{1,2,3},
Е.С. Прокопьев^{1,2}, А.А. Янцен⁴*

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

² Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

³ Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Российская Федерация

⁴ АО «Закаменск», г. Закаменск, Российская Федерация

В данной работе приводятся результаты исследования вольфрамowych концентратов, полученных на обогатительной фабрике АО «Закаменск», с целью определения форм нахождения в них радиоактивных минералов.

Предприятие АО «Закаменск» перерабатывает хвосты обогащения Джидинского вольфрам-молибденового комбината, накопленные за 1958-1997 гг. [1]. При технико-экономической оценке отвальных хвосты специалистами ЦНИГРИ в 2001 г. было установлено, что они являются радиационно-безопасными [2]. Однако в результате обогащения одного из горизонтов хвостохранилища был получен вольфрамовый концентрат с повышенными показателями радиационного фона.

Изучения минерального состава вольфрамовых концентратов проведено в минералогическом отделе ООО НПК «Спирит» с применением методов оптической микроскопии.

Минералогический анализ вольфрамовых концентратов показал, что минералы вольфрама в исследуемых пробах представлены гюбнеритом и шеелитом (их содержание в среднем составляет 47 и 8 % соответственно). Радиоактивные минералы представлены монацитом (4 %) и уранинитом (ед.зн.). Также в материалах проб обнаружены сульфиды, магнетит, гематит, эпидот, флюорит, титанит и барит. В подчинённом количестве присутствуют циркон, апатит и карбонаты.

При проведении магнитного фракционирования вольфрамовых концентратов с помощью постоянного магнита и дальнейшего минералогического анализа полученных фракций было установлено, что гюбнерит в основном распределяется в материал средне- и слабо магнитной фракций. Основная масса радиоактивных минералов сосредоточена в немагнитном материале, однако часть монацита распределяется в материал слабомагнитной фракции.

Радиоактивные минералы были исследованы с помощью сканирующего электронного микроскопа TESCAN MIRA 3 LMN в режиме обратно-рассеянных электронов в центре коллективного пользования «Изотопно-геохимических исследований» ИГХ СО РАН. В результате анализа были подтверждены минеральные индивиды – торий содержащий монацит и уранинит (рисунок).

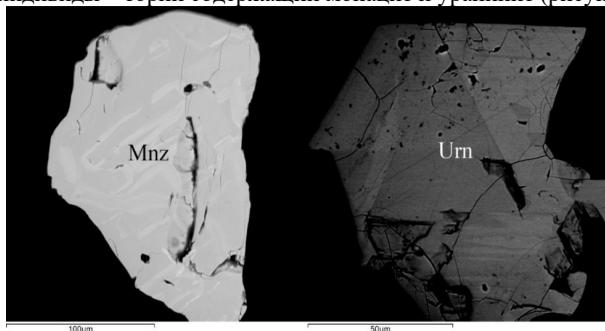


Рисунок. Изображения монацита (Mnz) и уранинита (Urn) в обратно-рассеянных электронах

Изучение элементного состава уранинита показало, что содержание урана в нем в среднем составляет 75 %. В монаците содержание редкоземельных элементов составляет 53 %. В качестве постоянной примеси в анализируемых минералах присутствует торий: в монаците его содержание в среднем составляет 3 %, в уранините – 7 %. Также концентраты были направлены на анализ в лабораторию радиационного контроля «РОСАТОМ» для установления истинных радиоактивных элементов.

В ходе изучения были установлены радионуклидный состав и удельная активность радионуклидов. Анализ показал, что радиоактивными элементами в исследуемых пробах являются ^{226}Ra и ^{232}Th . Более высокий показатель удельной активности имеет радионуклид ^{226}Ra , который образуется в результате распада урана. Поэтому основной радиационный фон вольфрамовых концентратов связан с минералом урана – уранинитом.

Таким образом, в результате проведённых исследований было установлено, что повышенные значения радиационного фона в вольфрамовых концентратах связаны с присутствием в них радиоактивных минералов – торийсодержащим монацитом и уранинитом. Основной радиационный фон исследуемых проб даёт уранинит. Минералы вольфрама (гюбнерит и шеелит) и радиоактивные минералы (уранинит и монацит) имеют контрастные показатели магнитной восприимчивости, что позволяет отделить их друг от друга с применением методов магнитной сепарации.

Список использованных источников

1. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2020 году: государственный доклад / гл. ред. Е. И. Петров, Д. Д. Тетенькин; Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации. – Москва: [б. и.], 2021.
 2. Смирнова О. К., Плюснин А. М. Джидинский рудный район (проблемы, состояние окружающей среды). Улан-Удэ: Изд-во БНЦ СО РАН, 2013. 181 с.
-

**The forms of finding radioactive elements in the tungsten concentrate of the processing plant
JSC "Zakamensk"**

*Komarova A.G., Chikisheva T.A., Karpushkina V.I., Prokopyev S.A.,
Prokopyev E.S., Yantsen A.A.*

This paper presents the results on tungsten concentrates obtained at the processing plant of JSC "Zakamensk" for the determining of radioactive minerals in them.

УГОЛЬНЫЙ МЕТАН И ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИЕ МИНЕРАЛЫ

Е.В. Ульянова, О.Н. Малинникова, Б.Н. Паищев, И.Н. Горшенков

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: borisnik-pa@yandex.ru

Выдвинуто и обосновано предположение, объясняющее разное содержание метана в углях его генерацией при восстановлении оксидов углерода в присутствии железосодержащих минералов, в частности, пирита и воды. Подтверждение этого предположения может повлечь за собой уточнение представлений об оценке мест скопления угольного метана («слабких точек»), разрабатываемых технологий «чистой» энергетики, возможности и выполнения ресурсов газообразных энергоносителей.

Метан, содержащийся в угольных пластах является ценным и перспективным энергетическим ресурсом. В 2011 году метан угольных пластов был признан самостоятельным полезным ископаемым и внесён в Общероссийский классификатор

полезных ископаемых и подземных вод. В США в 2014 году объем добычи угольного метана составлял 54 млрд. м³. К 2016 году в США усиленно практиковалась добыча метана из 56 000 скважин в 15 угольных бассейнах, расположенных на территории 16 штатов [1, 2].

Статистика США показывала, что в 2005-2008 гг. из 95 действующих скважин, 23 % являлись убыточными, а более половины – с трудом окупаемыми без соблюдения экологических норм. Эта статистика показывает слабость современной науки, связанной с метаном угольных пластов, которая несмотря на все самые последние достижения не в состоянии указать рациональное место и условия добычи. О существовании таких мест свидетельствуют отдельные случайные скважины с очень высокой производительностью. Так высокая производительность отмечается у скважин вирджинского бассейна *Varboug*, которые дают рекордное количество метана.

Специалисты, непосредственно работающие с базами данных по скважинам и геологией бассейнов, отмечают, что производительность скважин (как пиковая, так и начальная) не коррелирует ни с мощностью пластов, ни с глубиной скважин, ни с расстоянием между скважинами, т.е. площадью дренажа, ни с номером скважины, т.е. временем с момента её запуска [3, 4], кроме одной, уголь бассейна *Varboug* отличается большим содержанием серы [5]. Причиной является, по-видимому, неадекватность модельных представлений о происхождении и выделении метана из угля, лежащих в основе предполагаемых корреляций.

В России извлечение метана осуществляется преимущественно с целью повышения безопасности труда в угольных шахтах в составе программы комплексной дегазации. В настоящее время российские учёные отмечают необходимость более широких и тщательных исследований в этой области [6].

В своей работе мы рассматривали с чем коррелирует метан угольного месторождения Кузбасса. Определена газонасыщенность образцов призабойной зоны угольных пластов разной степени газонасыщенности, с использованием методики, разработанной в ИПКОН РАН. На этих же угольных образцах определялась сорбционная поверхность пор прибором AUTOSORB-1. Была получена обратно пропорциональная зависимость между газонасыщенностью призабойной зоны пласта Q и общей сорбционной поверхностью образцов углей $S_{пор}$ (рисунок 1).

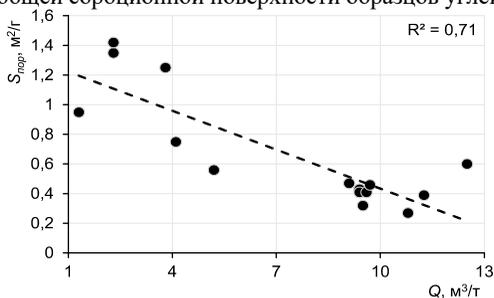


Рисунок 1. Корреляция между газонасыщенностью призабойной зоны пласта Q и общей сорбционной поверхностью образцов углей $S_{пор}$

Наличие подобного тренда предполагает вывод, что количество газа, содержащееся в угле, сорбируется не столько порами, а, скорее всего, самой угольной структурой. Для исследуемых углей определялся элементный состав минеральных включений на рентгенофлуоресцентном (РФ) спектрометре фирмы Olympus XRF серии X-5000.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Полученные результаты показали, что угольные образцы, отобранные из пластов с большим содержанием газа, характеризуются и большим содержанием серы и железа. Если же данные количества железа и серы пересчитать на возможное их содержание в пирите, учитывая их стехиометрическое соотношение в формуле FeS_2 , то полученное содержание пирита показывает прямую зависимость от содержания газа в исследуемых пластах (рисунке 2).

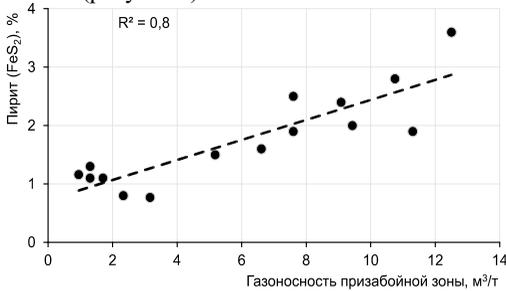


Рисунок 2. Корреляция между газоносностью призабойной зоны пласта Q и содержанием пирита FeS_2 в составе минеральной составляющей угля

Результаты настоящей работы позволяют предположить, что значительная часть метана образуется в присутствии железосодержащих минералов и сторонних газов, включая воздух и углекислый газ. В литературе имеется несколько предпосылок, поддерживающих данное предположение.

Во-первых, фундаментальное исследование Д. Д. Райса [7], основанное главным образом на измерениях изотопного состава углерода, показало, что большинство угольных бассейнов США и Европы дают газ не метаморфозного происхождения, а более позднего, которое в работе охарактеризовано как «абиогенное». «Абиогенный» газ преобладает на небольших глубинах (до 500 м), а на средних глубинах обычно выделяется смесь «биогенного» и «термогенного» газов. Выводы работы указывают на возможное образование части метана в недавние времена, не связанное с метаморфизмом углей. В работах [8, 9] показано каталитическое действие железосодержащих минералов на образование метана из угля и углерода.

Во-вторых, в работе [10] появилось конкретное описание реакций с участием пирита FeS_2 , в результате которой образуется метан из углекислого газа в присутствии воды с окислением сульфида:



Метан может образовываться в угле в присутствии железосодержащих минералов, углекислого газа и воды. Характеризация и сравнение углеметановых резервуаров являются ключевым моментом в вопросе о возможной добыче метана, поскольку наличие правильных критериев оценки мест его скопления позволяет предсказать потенциальные уровни добычи и оценить её рентабельность для каждого угольного поля. Тем самым появляется возможность локализации точного места окупаемой добычи углеметана.

Список использованных источников

1. Byrer C. W. Coalbed methane production potential in U.S. basins / C. W. Byrer, T. H. Mroz, G. L. Covatch // J. Petroleum Technology. – 1987. – Vol. 39. – № 7. – P. 821-834.

2. Coal Bed Methane (CBM) Market by Technology, Geography, Application, Regulation, Market Trends & Global Forecasts (2011 – 2021): Report EP 1594 / M&M Co., U.S.A. // Markets & Markets, August 2011. – URL: <http://www.marketsandmarkets.com>.
 3. Soot P. M. Coalbed methane well production forecasting // SPE Papers. 1992. № 24359. P. 419-424.
 4. Pashin J. C. Geologic heterogeneity and coalbed methane production - experience from the Black Warrior Basin // Selected presentations on coal-bed gas in the eastern United States / P.D. Warwick (ed.) : U.S. Geological Survey Open-File Report No 2004-1273.
 5. Attanasi E. D., Milici R. C. Appalachian basin bituminous coal: Weight percent sulfur of produced coal by county, as received at the power plant // U.S. Geological Survey Open-File Report No 98-763. – 1998. – URL: <http://pubs.usgs.gov/of/1998/of98-763/index.htm>.
 6. Сторонский Н.М., Хрюкин В.Т., Митровнов Д.В. и др. Нетрадиционные ресурсы метана угленосных толщ // Рос. хим. ж. – 2008. – Т. LII. – № 6. – С. 63-72.
 7. Rice D. D. Composition and origins of coalbed gas // AAPG Studies in Geology. 1993. № 38. P. 159-184.
 8. Razumov O.N., Kolesnik V.N., Gripacevski A.N. et.al. Iron in coals of Donetsk pool / // Mössbauer spectroscopy and its applications (XI ICMISA): Abstracts Int. Conf., June 1-6, 2009, Ekaterinburg, Russia. – P. 156.
 9. Гаврилюк В.Г., Шанина Б.Д., Скоблик А.П. Механизм формирования угольного метана // ГИАБ. – 2015. – № 10. – С. 211-221.
 10. Yardley B. *Frontiers in Geofluids*. – Hoboken, NJ, Wiley-Blackwell, 2010. – 328 p.
-

Coal methane and iron-containing minerals

Ulyanova E.V., Malinnikova O.N., Pashichev B.N., Gorshenkov I.N.

An assumption has been put forward and substantiated explaining the different methane content in coals by its generation during the reduction of carbon oxides in the presence of iron-containing minerals, in particular, pyrite and water. Confirmation of this assumption may lead to a clarification of ideas about the assessment of coal methane accumulation sites ("sweet spots"), the developed clean energy technologies, and the possibility of replenishing gaseous energy resources.

МЕСТОРОЖДЕНИЕ СЫННИРИТОВ «КАЛЮМНОЕ» КАК СЫРЬЕ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ГЛИНОЗЕМА И КАЛИЙНЫХ УДОБРЕНИЙ

Д.Г. Детков¹, С.В. Жуков², А.О. Быстрицкий¹, С.А. Смыслов¹, А.Е. Каюко¹

¹ ООО «Байкал Недра Гео», Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: info@bnggeo.com

² АО «ГК «Русредмет», Санкт-Петербург, Российская Федерация, *e-mail: secretar@rusredmet.ru*

Приведены химический и фазовый составы сыннитричных руд месторождения «Калюмное». Определён ресурсный потенциал месторождения. При проведении испытаний по спекательной технологии получены глинозём, карбонат и сульфат калия, соответствующие требованиям ГОСТ.

В настоящее время РФ занимает 3^е место в мире по производству первичного алюминия, производя 3,8 млн. т, что составляет 5,5 % мировых производственных

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

мощностей. Несмотря на высокие показатели, алюминиевая отрасль ориентирована, в основном, на импортные поставки глинозёма, объём которых составляет 5,25 млн. т при внутреннем производстве 3,05 млн. т [1], что является следствием отсутствия запасов качественного бокситового сырья в России и странах СНГ.

Спрос алюминиевой промышленности на глинозём закрывается за счёт:

- поставок из-за рубежа глинозёма, произведённого из бокситового сырья по методу Байера;
- переработки низкокачественных бокситов и высококремнистых нефелинов Кия-Шалтырского месторождения и Кольского полуострова с перспективой начала эксплуатации Горячегогорского месторождения. Данное сырьё позволяет эксплуатировать имеющиеся мощности без аппаратурных изменений технологических линий с выпуском глинозёма и карбонатов калия и натрия.

Новая политическая реальность 2022 года показала недооценённость рисков, связанных с возможностью ограничения поставок импортного сырья, что предполагает развитие собственной сырьевой базы.

В рамках данной работы могут представлять интерес сынныриты, являющиеся аналогами нефелиновых пород.

В настоящее время известна значительная сынныритоносная интрузия на территории России (таблица). Ресурсный потенциал одного из месторождений Сыннырского массива - «Калное» составляет по C_1+C_2 2,03 млрд. т (включая 367,95 млн. т Al_2O_3 и 457,73 млн. т K_2O) [4].

Таблица. Сравнительная характеристика нефелиновых концентратов и сыннырита

Типы руд и месторождений	Химический состав, % по массе				
	SiO_2	Al_2O_3	K_2O	Na_2O	Fe_2O_3
Хибинский массив (Кольский полуостров) [2]	43,19	27,74	7,7	13	4,1
Кия-Шалтырское (Красноярский край) [2]	42,59	26,76	2,94	11,69	4,49
Горячегогорское (Красноярский край) [3]	46,7	26,5	2,0-2,2	9,0-9,4	3,0-3,3
Сыннырский массив (Республика Бурятия) [4]	55,4	22,5	18,1	1,1	0,8

Учитывая высокое содержание оксида калия в сыннырите в рамках реализации одного проекта возможно решать одновременно несколько задач:

- 1) получать в качестве товарной продукции помимо глинозёма карбонат и сульфат калия, обладающих, в свою очередь, более высокой маржинальностью при более высоком валовом выходе относительно карбоната натрия, получаемого на основе нефелиновых руд;
- 2) организовать добычу сырья для производства калийных удобрений «открытым способом», что исключает риски затопления месторождений, возможные при классическом методе добычи карналлитов и сильвинитов шахтным способом;
- 3) организовать выпуск безхлорного сульфата калия, который применяется, в первую очередь, под культуры, чувствительные к хлору (табак, лён, виноград, цитрусовые и др.) и обладает высокой добавочной стоимостью.

С минералогической точки зрения сыннырит содержит калиевый полевоы шпат, представленный в виде фаз микроклина и ортоклаза (65-70 %), кальсилит (15-25 %), нефелин (3-6 %), биотит (2-8 %), клинопироксен (1-15 %), магнетит (1-2 %) и другие аксессуарные минералы.

Распределение целевых компонентов в сыннырите по фазам показывает, что K_2O и Al_2O_3 содержатся, в основном, в составе кальсилита и нефелина (не более 40 %), микроклина и ортоклаза (не более 60 %). Концентрирование основной доли K_2O и Al_2O_3 в составе калиевых полевых шпатов предполагает использование технологии спекания с последующим переводом алюминия и калия в раствор.

Для укрупнённых лабораторных испытаний использовали усреднённую технологическую пробу сыннырита месторождения «Кальюное» (18,12 % K_2O , 23,28 % Al_2O_3 , 50,33 % SiO_2 , 0,7 % CaO , 0,96 % Fe_2O_3 , 0,61 % Na_2O), известняк участка недр «Малоугдокитский» (0,13 % K_2O , 0,28 % Al_2O_3 , 0,21 % SiO_2 , 51,62 % CaO , 0,17 % Fe_2O_3 , 2,00 % MgO), поташ (68,16 % K_2O , 31,84 % CO_2).

При приготовлении шихты сыннырит и известняк измельчали до d_{90} 0,1 мм, после чего проводили усреднение шихты на основе известняка, сыннырита и поташа из расчета обеспечения кальциевого модуля 2,0-2,05 и щелочного модуля 1,1 с последующим спеканием шихты при 1275 °С в течение 2,5 часов в динамических условиях (во вращающейся лабораторной печи).

Полученный спёк охлаждали, измельчали до 0,1 мм и выщелачивали раствором состава K_2O_k 95 г/л; K_2O_y 15 г/л, Al_2O_3 23 г/л при Т:Ж=1:2,5.

Выщелачивание проводили в течение 30 минут при 75 °С. Твёрдую фазу после фильтрации промывали горячей водой при Т:Ж=1:5 (по объёму осадка). Получен осадок, содержащий 1,1 % K_2O , 1,26 % Al_2O_3 , 14,0 % SiO_2 , 34,7 % CaO , 46,5 % H_2O . Извлечение из спека в раствор составило 85 % для K_2O и 81 % для Al_2O_3 .

Обескремнивание проводили следующим образом: исходный раствор состава Al_2O_3 63 г/л, K_2O 128 г/л, SiO_2 1,6 г/л нагревали в реакторе до температуры 95°С, затем добавляли известковое молоко при CaO (молока)/ SiO_2 (раствора) = 30 с последующей выдержкой в течение 120 минут.

Пулпу фильтровали на нутч-фильтре, полученный осадок промывали горячей водой при Т:Ж=1:2 (по объёму кека). После фильтрации и промывки получен осадок состава 1,6 % K_2O , 21,7 % Al_2O_3 , 1 % SiO_2 , 44,4 % CaO , 31 % H_2O и фильтрат с содержанием Al_2O_3 35 г/л, K_2O 110 г/л, SiO_2 0,02 г/л. Кремниевый модуль фильтрата составил 1750 ед.

Выщелачивание осадка обескремнивания (шлама) проводили поташным раствором с концентрацией K_2CO_3 280 г/л (190,84 г/л K_2O_y) при температуре 95°С и Т:Ж=1:3 в течение 2 ч. Полученный кек промывали горячей водой при Т:Ж=1:1 и вторично отмывали репульпацией при Т:Ж=1:5. После процесса регенерации получен остаток состава: 0,49 % K_2O , 10,5 % Al_2O_3 , 1,61 % SiO_2 , 45,61 % CaO , 44,8 % H_2O .

Извлечение Al_2O_3 из исходного шлама в раствор составило 62,7 %. В последующем остаток передавали на стадию формирования шихты.

Фильтрат обескремнивания и промывные воды стадии обескремнивания объединяли для проведения первой стадии карбонизации. Процесс проводили при температуре 60°С до достижения $C(Al_2O_3)$ 7-10 г/л с выдержкой в течение 6 часов.

Отмывку осадка проводили репульпацией при Т:Ж=1:15 (по объёму осадка) при температуре промывных вод 90-95°С. Извлечение Al_2O_3 в осадок $Al(OH)_3$ составило 71 %. Далее осадок прокаливали при 1000°С в течение 1 часа с получением глинозёма, данные о химическом составе которого приведены ниже.

Вторая стадия карбонизации проводилась до достижения в растворе $C(Al_2O_3)$ менее 0,1 г/л, после фильтрации карбоалюмината одну часть раствора упаривали досуха с

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

получением карбоната калия, другую часть нейтрализовали 92,5 % серной кислотой до рН 7 с последующим получением из раствора сульфата калия.

Характеристика полученных при проведении испытаний продуктов:

- карбонат калия (K_2CO_3): 98,4 % K_2CO_3 , 0,34 % Na_2CO_3 , <0,01 % Cl-ион, 0,07 % SO_4^{2-} -ион, <0,002 % Fe_2O_3 , <0,01 % Al_2O_3 , 0,02 % (Ca+Mg), 0,05 % массовая доля нерастворимого в воде остатка.
- сульфат калия (K_2SO_4): 97,7 % K_2SO_4 , 0,001 % Na, <0,001 % Cl-ион, <0,001 % Fe_2O_3 , $2 \cdot 10^{-5}$ % As, 0,04 % Ca, $1 \cdot 10^{-5}$ % Pb, 0,02 % массовая доля нерастворимого в воде остатка, рН 5,5±0,2.
- глинозём (Al_2O_3): 97,4 % Al_2O_3 , 0,09 % SiO_2 , 0,01 % Fe_2O_3 , 0,26 % (Na_2O+K_2O), 0,03 % P_2O_5 , 0,01 % ZnO, 0,001 % TiO_2 , 2,1 % ппп.

На основе проведённых исследований составлены материальные балансы, определены удельные нормы сырья и энергетических ресурсов, проведена предварительная оценка капитальных затрат, установлено качество планируемой к производству товарной продукции, для которой проведён анализ рынков и цен реализации.

Полученные результаты заложены в финансовую модель реализации проекта, который предусматривает переработку 2,1 млн. т руды с получением товарной продукции в следующих объёмах:

- глинозём (400 тыс. т Al_2O_3 /год, ГОСТ 30558-2017, марка Г-00);
- сульфат калия (624 тыс. т K_2SO_4 /год, ГОСТ 4145-74, марка «ч»).

Проведённые исследования показывают перспективность освоения нестандартного вида сырья – сыннырита с получением глинозёма, карбоната и сульфата калия, качество которых соответствует высоким требованиям национальных стандартов (ГОСТ). Технологичность сыннырита выражается в высоких показателях извлечения целевых компонентов из исходной руды в раствор, что подтверждено результатами испытаний.

Высокий ресурсный потенциал месторождения позволяет не только предложить решение проблемы импортозависимости РФ по глинозёмному сырью, но и производить безхлорные калийные удобрения премиум-класса в одной технологической линии, что делает проект экономически эффективным.

Список использованных источников

1. Годовой отчёт РУСАЛ за 2022 год: [Электронный ресурс]. URL: <https://rusal.ru/upload/iblock/6ed/6azccjf71b3lrurvjgn5fs5ue1repreen.pdf> (Дата обращения 10.05.2023).
2. Римкевич В.С., Пушкин А.А., Чурушова О.В. Комплексная переработка нефелиновых концентратов гидрохимическим методом. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. № 8. С. 346–359.
3. Виноградов С.А. Разработка эффективной технологии комплексной переработки нефелинов с добавками бокситов: дис...канд. техн. наук: 05.16.02. - Санкт-Петербург, 2009. - 157 с.
4. Протокол №6746 заседания государственной комиссии по утверждению заключения государственной экспертизы запасов твёрдых полезных ископаемых Федерального агентства по недропользованию 21.09.2021. Утверждение заключения государственной экспертизы по технико-экономическому обоснованию временных разведочных кондиций и подсчёту запасов сынныритовой руды для химических производств и производства удобрений и алюминия месторождения Калюнное в республике Бурятия. Утв.24.09.2021. Москва.

Synnyrite deposit "Kalyumnoye" as a raw material for the production of alumina and potash fertilizers

Detkov D.G., Zhukov S.V., Bystritsky A.O., Smyslov S.A., Kayukov A.E.

The chemical and phase compositions of synnyrite ores from the Kalyumnoye deposit are presented. The resource potential of the deposit has been determined. In testing, some finished products of high quality (alumina, carbonate and potassium sulfate) were produced.

**ФОРМЫ ОБНАРУЖЕНИЯ ЗОЛОТА В ХВОСТОХРАНИЛИЩЕ
СУЛЬФИДНЫХ РУД***

Н.Ф. Усманова^{1,2}, Е.Н. Меркулова¹, Б.М. Лобастов²

¹ Институт химии и химической технологии СО РАН – обособленное подразделение ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Российская Федерация

² ФГАО ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация,
e-mail: usman@icct.ru

В статье представлены результаты исследований вещественного состава хвостов для обогащения золото-сульфидных руд.

Хвостохранилища, сформированные в результате переработки комплексных полиметаллических сульфидных руд являются потенциальным источником для повторного доизвлечения элементов цветных и благородных металлов. На территории Дальнего Востока, Сибири, Урала сосредоточены десятки законсервированных и действующих хвостохранилищ сульфидных руд, запасы полезных компонентов в которых могут конкурировать с запасами месторождений малого и среднего масштаба коренных руд. В этой связи значительный интерес представляют хвостохранилища, сформировавшиеся в результате переработки золотосульфидных руд. Помимо технологической ценности, такие объекты представляют научный интерес. Минеральные преобразования сульфидных минералов в условиях техногенеза, высвобождение золота из рудной матрицы в условиях хранения в хвостохранилище являются аналогами процессов, протекающих в зонах окисления сульфидных месторождений и в золотоносных корах выветривания, только за относительно меньший период, в сравнении с процессами рудного преобразования [1-3].

С технологической точки зрения исходный материал хвостохранилищ золотосульфидных руд является труднообогатимым, поскольку ценные компоненты в них, как правило, представлены тонкой вкрапленностью, в труднообогатимых минеральных ассоциациях. Для извлечения ценных компонентов из данного вида сырья необходимо разрабатывать новые технологические решения, на основании знаний о техногенно изменённом вещественном составе, т.к. преобразованиям подвергается не только сульфидные минералы, но и породообразующие минералы хвостохранилищ [4].

* Работа выполнена в рамках проекта FWES-2021-0014

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Проведено изучение вещественного состава пляжной зоны хвостохранилища Ключевской обогатительной фабрики (Забайкальский край). Обогажительная фабрика была законсервирована в 1996 году и до настоящего времени промышленная добыча руды на месторождении не ведётся.

Исходные руды Ключевского месторождения относятся к умеренно-сульфидным слабозолотоносным.

Главным рудным минералом на месторождении является пирит, в меньшем количестве присутствуют арсенопирит, халькопирит, галенит, сфалерит.

Из породообразующих преобладают турмалин, кварц, карбонаты, серицит, мусковит, хлорит, полевые шпаты. Соотношение сульфидных и породообразующих минералов крайне непостоянно по месторождению. Золото в рудах представлено в основном в сростках, свободного золота мало. Крупность золотин варьируется от 0,1-0,5 мм до микронных частиц [5].

В период эксплуатации обогащение руды на фабрике осуществлялось по гравитационно-флотационной технологии с получением, соответственно, гравитационного и флотационного концентратов.

Технологической схемой на фабрике было предусмотрено 2-х стадийное измельчение в мельнице полусамозмельчения и шаровой мельнице; гравитационный цикл осуществлялся на отсадочных машинах с последующей перечисткой на концентрационных столах; цикл флотации состоял из основной, контрольной и двух перечистных операций.

В реагентном режиме в качестве собирателя применяли бутиловый ксантогенат калия, пенообразователь – сосновое масло.

Крупность исходного сырья хвостохранилища представлена в классах меньше 1 мм, основная масса материала, до 80 %, находится в классах минус 0,1 мм.

По результатам рентгенофазового анализа исходного состава лежалых хвостов основные рудные минералы представлены пиритом, арсенопиритом, реже отмечаются галенит, халькопирит. Из породообразующих преобладают кварц, альбит, доломит, каолинит, иллит, гипс. Гипс относится к новообразованным минеральным формам в изучаемом сырье.

Среднее содержание по золоту в исходном материале – 0,19 г/т. Основное количество металла сосредоточено во фракциях минус 0,071+0,020 мм, где содержание ценного компонента находится в пределах 0,25 г/т. Наиболее обеднён по содержанию золота класс -0,16+0,1 мм, где содержание Au составило всего 0,04 г/т (таблица).

Таблица. Распределение золота по классам крупности в лежалых хвостах

Класс крупности	Выход, %	Содержание, г/т	Извлечение, %
+0,25	2,55	0,24	3,27
-0,25+0,16	9,45	0,1	5,05
-0,16+0,1	12,23	0,04	2,61
0,01+0,071	16,43	0,18	15,80
-0,071 + 0,044	25,59	0,24	32,82
-0,044+0,020	22,87	0,25	30,56
-0,020+0	10,89	0,17	9,90
ИТОГО	100,0	0,19	100,0

По результатам электронно-микроскопического изучения установлено, что золото представлено в сложных сростках с сульфидными и породообразующими минералами. Преобладают сростки с арсениопиритом (рисунок 1 а), пиритом, кварцем (рисунок 1 б), отмечаются свободные частички золотин, крупность которых варьируется от 10 (15) до 100 мкм. По «шлейфу», присутствующему вокруг свободных частиц золота, можно констатировать, что это высвобожденные, в процессе техногенеза из рудной матрицы золотины (рисунок 1 в,г). Пробность золотин варьируется от 780 до 860.

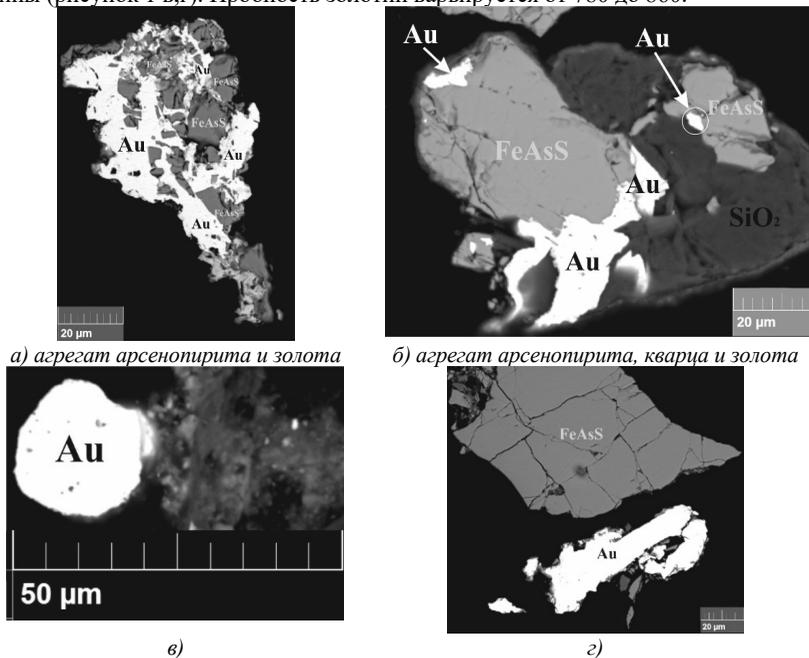


Рисунок. Формы золотин

Проведённые геохимический анализ исходного техногенного материала и анализ водной фазы хвостохранилища свидетельствуют о идущих процессах разрушения и преобразования минералов в условиях техногенеза.

Тесты по обогащению материала пляжной зоны хвостохранилища показали, что применение центробежной концентрации позволяет получить золотосульфидный концентрат с содержанием металла до 100 г/т.

Список использованных источников

1. Dold B., Fontbote L. A mineralogical and geochemical study of element mobility in sulfide mine tailings of Fe oxide Cu-Au deposits from the Punta del Cobre belt, northern Chile // Chemical Geology 189 (2002). – p.p. 135-163.
2. Saryg-ool B.Yu, Myagkaya I.N, Kirichenko I.S. et al. Redistribution of elements between wastes and organic-bearing material in the dispersion train of gold-bearing sulfide tailings: Part I. Geochemistry and mineralogy // Science of the Total Environment 581-582 (2017). PP. 460-471.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

3. Хусаинова А.Ш., Калинин Ю.А., Гаськова О.Л. и др. Типоморфная характеристика золота из хвостохранилищ колчеданно-полиметаллических месторождений Сибири // Георесурсы. 2021. Т.23, №3. – С.149-163
4. Горлова О.Е., Шадрунова И.В., Жилина В.А. и др. Повышение полноты извлечения золота из лежалых отходов переработки золотосодержащих руд // Известия ТулГУ. Науки о Земле, 2020. Вып. 1. – С. 193-210.
5. Абрамов Б.Н. Условия образования и петрогеохимические особенности флюидно-эксплозивных образований золоторудных месторождений Восточного Забайкалья //Литосфера, 2015, №1. С.86-97.

Forms of detection of gold in the tails sulfide ores

Usmanova N.F., Merkulova E.N., Lobastov B.M.

In the article, the results of studies of the material composition of tailings for the enrichment of gold-sulfide ores are presented

ОСОБЕННОСТИ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ГРАФИТОВЫХ ПЫЛЕЙ РАЗЛИЧНЫХ УЧАСТКОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА*

Н.В. Фадеева, Н.Н. Орехова, Е.В. Колодежная, Ю.Ю. Ефимова

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: magtu_opi@mail.ru, natali_fadeeva@mail.ru

Установлены и изучены формы нахождения и состав техногенных минеральных компонентов графитовой пыли металлургического производства, характер их распределения по классам крупности. Определены отличия в составе пыли различных участков, обусловленные особенностями их формирования.

Графитсодержащая пыль металлургического производства может послужить источником весьма ценного сырья – крупночешуйчатого графита, по которому в стране имеется дефицит. Разработка технологии ее переработки имеет стратегическое значение для развития минерально-сырьевой базы графита в стране. Образование железографитовой пыли на предприятиях чёрной металлургии происходит в результате снижения растворимости углерода в чугуна при его остывании. Охлаждение чугуна происходит от момента его выпуска из доменной печи до заливки передельного чугуна в сталеплавильные агрегаты в процессах транспортировки, перелива и осуществлении технологических операций его обработки. При этом, на каждом этапе этого технологического пути складываются свои условия образования железографитовой пыли.

Основными факторами, влияющими на образование и свойства пыли, являются температура чугуна и скорость его охлаждения, наличие в его составе графитообразующих примесей. Различные сочетания этих факторов будут

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда в рамках выполнения гранта на проведение фундаментальных научных исследований и поисковых научных исследований в 2022-2023 годах, соглашение номер 22-27-20068.

обуславливать качественный состав пыли и объем ее выделений. При этом увеличение границы раздела фаз жидкое – газ приводит к росту скорости охлаждения чугуна и образованию большего количества частиц графита при уменьшении их размеров. Росту кристаллов графита способствуют примеси кремния, препятствуют – магний, марганец, хром и сера [1]. Таким образом, даже в пределах одного производства техногенное минеральное сырье может иметь свои качественные и количественные особенности.

Изменение условий формирования железографитовой пыли будет обуславливать не только определённый состав пыли при образовании ее на различных участках, но и наличие у компонентов пыли специфических технологических свойств, определяющих ее обогатимость, то есть извлекаемую ценность на данном уровне развития науки, техники и технологии [2] и необходимость учёта этих особенностей техногенного сырья при разработке технологических решений его переработки.

Технологическая оценка качества графитового сырья, являющегося отходом металлургического производства, должна производиться не только с целью получения из него сырья для углеграфитовой отрасли производства, но и с учётом необходимости комплексного использования сырья и получения из него другого ценного компонента – железа.

Представленный материал является результатом исследований научного коллектива, дополняющим опубликованные ранее результаты по исследованию обогатимости графитовой спели доменного цеха [3,4,5]. В них установлено, что вещественный состав железографитовой пыли доменного цеха предопределяет низкую селективность магнитной сепарации, необходимость тонкого помола и механоактивацию частиц графита для увеличения их реакционной способности перед флотацией.

В новом блоке исследований проведено сравнение технологических особенностей разных по месту отбора графитовых пылей. Исследования проводились на железографитовой пыли (графитовой спели), отобранной в доменном, кислородно-конвертерном и электросталеплавильном цехах. Визуально пробы отличаются друг от друга и представляют собой дисперсные материалы черно-графитового цвета различной степени дисперсности: доменного цеха самый мелкодисперсный материал, максимальный размер чешуек графита в нем около 4 мм, кислородно-конвертерного и электросталеплавильного производств - крупнодисперсный, размер чешуек графита - больше 10 мм, содержат больше частиц крупного металлического скрапа, размером 20 мм.

Для изучения технологических особенностей железографитовых пылей использовался комплекс минералого-аналитических исследований, включающий химический, гранулометрический анализ, оптическую и электронную микроскопию, рентгенофазовый и рентгеноспектральный анализы.

Химический состав проб определен на рентгеноспектральном анализаторе, содержание углерода - на анализаторе SC-144DR сжиганием углерода в атмосфере кислорода до CO_2 . Основными компонентами пыли являются железо, углерод, диоксид кремния, оксиды кальция и алюминия. Пробы кислородно-конвертерного и электросталеплавильного цехов – богатые по углероду (более 30 %), доменного цеха – по железу. Проба доменного цеха отличается большим содержанием вредных для железного и графитового концентратов примесей – фосфора, серы и цинка.

Макроскопически исследуемые пробы представляют собой дисперсные материалы черно-графитового цвета различной степени дисперсности графитовых чешуек,

металлического скрапа. Оптическое микроскопное изучение частиц пыли проведено на анализаторе фрагментов микроструктуры твёрдых тел для технологической минералогии Минерал C7 SIAMS Photolab в отражённом свете. Для разобочения частиц между собой и устранения наложения их друг на друга исследуемая под микроскопом проба подготавливалась к изучению «методом скотча» или механического отшелушивания.

Проведённые исследования позволили выявить форму частиц минеральных составляющих графитовой спели и состояние поверхности чешуек графита. Минеральные компоненты присутствуют в виде пластинчатых, сферических частиц и частиц неправильной формы. Поверхность чешуек графита редко чистая, чаще загрязнена сферическими частицами различных размеров.

Электронно-микроскопический анализ индивидуальных фаз проведён на сканирующем электронном микроскопе (СЭМ) JEOL JSM-6490 LV во вторичных электронах¹.

Элементный и атомарный состав частиц графитовой спели выполнен методом рентгеноспектрального микроанализа (РСМА) с использованием специальной приставки к СЭМ – энергодисперсионного спектрометра INCA Energy, позволяющей одновременно регистрировать рентгеновский спектр от всех элементов, присутствующих в анализируемой пробе. Проведённый качественный и количественный анализ частиц показал, что практически идеальные сферические частицы имеют железоокислородный состав, частицы неправильной формы с заострёнными краями состоят в основном из кремния, кислорода и железа с примесями кальция, алюминия, магния.

Минеральными компонентами железографитовой пыли, выявленными рентгенофазовым анализом на дифрактометре SHIMADZU XRD-6000 (Cu-анод, графитовый монохроматор; расчёт содержаний проведён в программном продукте SIROQUANT V4), являются графит, магнетит, гематит и кварц в разных соотношениях.

Типы и параметры элементарных ячеек кристаллических решёток графита, преобладающих в пробах графитизированной пыли различных участков, определены рентгенографическим количественным фазовым анализом (РКФА). Выявлено наличие центральносимметричной гексагональной, несимметричной гексагональной и ромбической сингоний. Доля ромбического графита возрастает в ряду пыль ЭСПЦ – пыль ККЦ – пыль доменного цеха.

Анализ гранулометрического состава пылей проведён сухим рассевом на ситах с размером ячеек 1, 0,4, 0,315, 0,25, 0,1, 0,071 мм. Изучено распределение по классам крупности магнитных частиц с использованием ручного магнита (напряжённость создаваемого магнитного поля – 43 кА/м) и углерода. Установлено, что при близком и достаточно равномерном гранулометрическом составе проб пыли ККЦ и ЭСПЦ, содержание и распределение магнитных частиц по классам крупности в них отличается. При этом в пробе ККЦ содержание магнитных частиц увеличивается от крупных к мелким классам крупности, а в пробе ЭСПЦ не имеет закономерности изменения. В пробе доменного цеха более половины частиц имеют размер меньше 71 мкм и все классы богаты по содержанию магнитных частиц.

¹ Исследование на СЭМ и РСМА проводили в ЦКЛ НИИ «Наностали» ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»

Проведёнными исследованиями установлено, что основными отличиями проб железографитовой пыли различных участков металлургического производства являются соотношение минеральных компонентов, их дисперсный состав и распределение компонентов по классам крупности, особенности кристаллического строения графита, степень загрязнения поверхности чешуек.

Выявленные особенности предопределяют необходимость комбинирования магнитного, флотационного и пневматического методов разделения, различную их последовательность, использование физических и физико-химических воздействий, интенсифицирующих разделительные процессы.

Список использованных источников

1. Dan L., Maslov V. et al. The Formation, Properties and Use of Dispersed Iron-Graphite Metallurgical Waste //Journal of Casting & Materials Engineering, V.6, №4 (2022). 81–92.
 2. Башлыкова Т.В. Сертификация минерального сырья по технологическим свойствам в решении системных задач повышения качества жизни // Качество и жизнь. №1. 2017. С.17– 26.
 3. Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Колодежная Е.В. Изучение обогатимости графитовой спели флотационным методом // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения - 2022). Владивосток: Изд-во ДФУ, 2022. С. 385-388.
 4. Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Горлова О.Е. Изучение особенностей вещественного состава и технологических свойств металлургической графитосодержащей пыли для получения чешуйчатого графита // Актуальные проблемы горного дела. №3 (12) июнь 2021 г. С. 41-46.
 5. Фадеева Н.В. Орехова Н.Н., Колодежная Е.В. и др. Исследование физико-химических закономерностей процесса флотации графитовой спели //Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2022. Т. 20. № 4. С. 37-46.
-

Features of the material composition of graphite dusts of various sections of metallurgical production

Fadeeva N.V., Orehova N.N., Kolodezhnaya E.V., Efimova Yu. Yu.

The forms and composition of technogenic mineral components of graphite dust from metallurgical production and the nature of their distribution by size classes have been determined and studied. Differences in the dust composition of different sites, caused by the peculiarities of their formation, have been determined.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ***

Н.В. Николаева, И.Т. Каллаев

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург,
Российская Федерация, e-mail: nadegdaspb@mail.ru

Исчерпание качественного минерального сырья и вовлечение в переработку труднообогатимых руд привело к необходимости изучения их физико-механических свойств и обоснование схем рудоподготовки с использованием операций селективной дезинтеграции.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 19-17-00096).

Оценка физико-механических свойств минерального сырья играет важную роль при расчётах технологических процессов и обоснования конструктивных параметров оборудования как на этапе добычи, так и на этапах обогащения и переработки минерального сырья (получения товарных продуктов). Одним из важных и энергоёмких этапов в этой технологической цепочке является подготовка сырья к обогащению. Существует комплекс методов определения физико-механических параметров минерального сырья, которые позволяют получить информацию, необходимую для последующего выбора, обоснования и расчёта схем рудоподготовки. При этом получение полной информации о свойствах исследуемого сырья без дополнительных временных и финансовых затрат является достаточной актуальной задачей. Таким образом, целью представленной работы являлось обоснование необходимого и достаточного комплекса методов изучения физико-механических свойств полиметаллического минерального сырья для достижения максимального раскрытия сростков в процессах рудоподготовки.

В качестве объекта исследования была выбрана полиметаллическая руда (Каджаранское месторождение), а также ряд образцов полезных ископаемых таких как: доломит, известняк, сланец, базальт, кварцит, песчаник, гипс, андезит, гранит, сиенит и др. (эти объекты отличаются по вещественному, минералогическому составу, прочностным свойствам, но при этом очень часто входят в состав полиметаллических руд в разном соотношении). Основными ценными компонентами в рудах Каджаранского месторождения являются медь (0,2–1,5 %), молибден (0,003–0,05 %), золото (0,002 – 1,4 г/т) и серебро (0,2 – 5 г/т). Основные рудные минералы представлены халькопиритом, энаргитом, пиритом, теннатитом, борнитом, молибденитом и гематитом (медь также присутствует в окисленной форме в виде малахита и азурита). Вмещающими породами являются граниты и гранодиориты, кварц, сиенит – и диорит- порфиры и пр.

Исследования проводились на оборудовании Санкт-Петербургского горного университета. Для изучения физико-механические свойства руды и выявления корреляционной зависимости использовалось следующее оборудование: щековая дробилка, валковая дробилка, установка падающего груза DWT, ударный тест Бонда, шаровая и стержневая мельницы Бонда, PLT тестер. Исследование измельчаемости проводилась с использованием шаровой мельницы. Определение элементного состава исходных материалов и продуктов разрушения осуществлялось с использованием рентгенфлуоресцентного анализатора EDX 7000.

Были проведены исследования для определения индекса точечной нагрузки, прочности, крепости, а также индексов шарового измельчения Ф. Бонда, а также установлена корреляционная зависимость между ними (рисунок 1).

Также, в результате обработки и анализа полученных данных была построена матрица совокупного влияния разрушающих факторов (рисунок 2), позволяющая на основе крепости или устойчивости к сосредоточенному нагружению горных пород, величин рабочих индексов шарового измельчения Бонда обосновать выбор оборудования для эффективной рудоподготовки минерального сырья.

После определения физико-механических свойств была изучена измельчаемость с целью обоснования возможности применения селективной дезинтеграции. Так как основной способ обогащения медно-молибденовых руд – это флотация, то за расчётный класс был принят класс крупностью – 0, 071 мм. Руда измельчалась при времени равном 5, 10, 15, 20, 25, 30 минут и подвергалась ситовому анализу и рентгенофлуоресцентному

анализу для установления закономерностей распределения ценных компонентов в зависимости от времени измельчения.

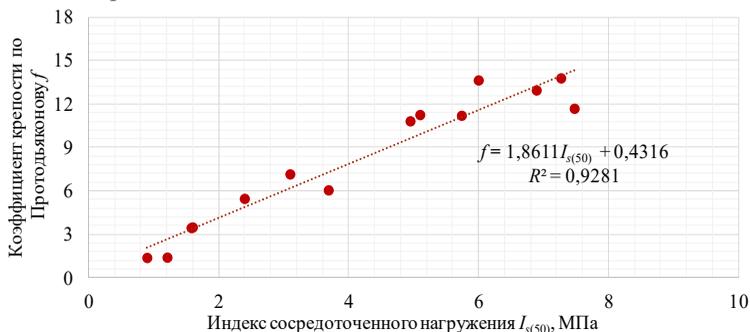


Рисунок 1. Зависимость между физико-механическими параметрами минерального сырья различного состава

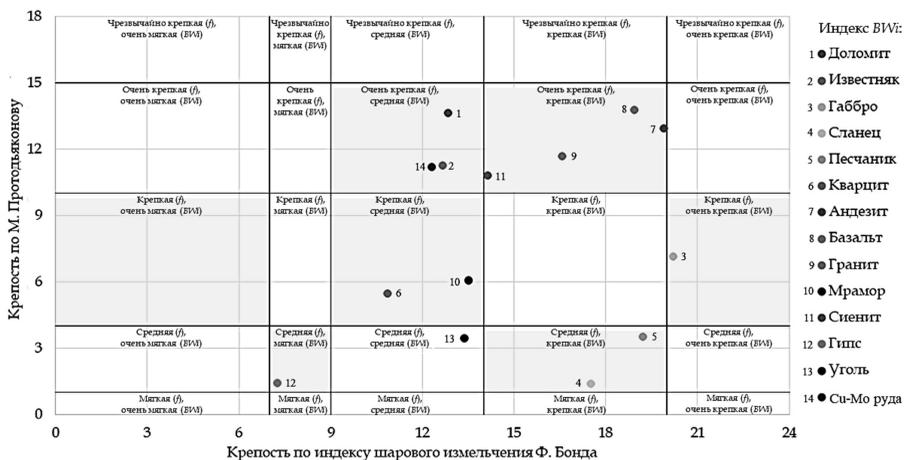


Рисунок 2. Матрица совокупного влияния разнующих факторов

Было установлено, что при 15 минутах происходит перераспределение компонентов: в классе – 0,071 мм наблюдается минимальное содержание SiO₂ и максимальное содержание CuO.

Полученные результаты позволили предположить, что применение селективной дезинтеграции данного вида сырья станет достаточно эффективным методом оптимизации схемы рудоподготовки.

Для количественной оценки селективности операций дезинтеграции был предложен анализ распределения компонентов по классам крупности на основании результатов элементного анализа и гранулометрического анализа.

Таким образом, интерпретация полученных данных с использованием комплексного подхода позволяет обосновать возможность селективной дезинтеграции, как с позиции физико-механических свойств сырья, так и с позиции экспериментальных исследований.

Investigation of physical and mechanical properties of polymetallic minerals

Nikolaeva N. V., Kallaev I. T.

Depletion of high-quality mineral raw materials and involvement in the processing of hard-to-process ores has led to the need for in-depth study of physical and mechanical ores and justification of ore treatment schemes using selective disintegration operations.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОСОБЕННОСТЕЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ

Л.А. Куенко, О.В. Воронова

ФГБНУ Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: kienkola@rambler.ru*

В работе даны обоснования перспектив вторичного использования отходов Ярославской горнорудной компании. Приведены результаты анализов состава девяти проб различных участков хвостохранилища. Предложена технология, обеспечивающая получение флюоритовых концентратов с содержанием CaF_2 93,19-95,25 % при извлечении в них флюорита 47,7-67,4 %

Обогащение вторичного сырья требует особого подхода и остаётся одной из самых острых научно-технических экономических и экологических проблем.

В настоящее время объёмы накопленных отходов горнодобывающих производств, в частности хвостов обогащения, исчисляются на ряде предприятий десятками миллионов тонн. Зачастую они содержат довольно значительные количества ценных минералов недоизвлечённых из-за трудной раскрываемости компонентов, либо из-за отсутствия эффективных технологических приёмов извлечения их в начальный период эксплуатации месторождений. При этом хвостохранилища предприятий занимают, как правило, значительные площади, чем наносят урон окружающей среде.

Одновременно дефицит доступных для добычи качественных руд на действующих предприятиях, и общая тенденция к истощению минерально-сырьевой базы [1, 2] диктует необходимость в проведении изучения особенностей состава техногенного сырья, содержания и форм, имеющихся в них ценных компонентов, оценки перспектив его вторичной переработки.

Использование техногенных месторождений в качестве сырьевых источников на горнорудных предприятиях может оказать положительное влияние на экономические показатели предприятий по ряду причин:

- для начала разработки таких месторождений нужен значительно меньший объём горно-геологических проектных и подготовительных работ;
- из общего цикла горно-обогачительных работ исключается основной объём работ по добыче горной массы, её дробления и тонкого измельчения.
- работающие на первичных рудах предприятия имеют производственную инфраструктуру, транспортные и энергетические источники, сформированный производственно-технический потенциал.

По имеющимся данным объём хвостов обогащения флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), базировавшейся на переработке руд Вознесенского рудного района, оценивается более чем в 30 млн.т.

В настоящее время запасы руд месторождения, являющегося одним из самых крупных по запасам флюорита в мире, оработаны лишь частично. Однако с 2013 г. предприятие остановлено по причине острого дефицита доступного для добычи сырья. Дальнейшая эксплуатация месторождения требует проведения большого объёма горно-вскрышных работ, с переходом в перспективе на высокозатратную подземную добычу руд. Вовлечение в переработку техногенных отходов предприятия является наиболее перспективным путём решения сырьевой проблемы.

На протяжении всего периода работы предприятия перерабатывались руды различных участков месторождений ВРР. При этом для всех руд характерно чрезвычайно тонкое взаимное прораствание слагающих их минералов. При установленном технологическом регламенте предприятия измельчении, соответствующим содержанию зёрен размером менее 0,044 мм 85-95 % не достигалось полного раскрытия минералов. Поэтому при флотационном обогащении часть флюорита, сосредоточенная в нераскрытых сростках либо в тонких шламовых фракциях, сбрасывалась с хвостами [3, 4]. Содержание в них флюорита, по данным опробований различных зон хвостохранилища, колеблется в пределах 13-23 %.

Для объективной оценки обогатимости сырья были проведены исследования на девяти пробах, представляющих различные участки техногенного массива. При этом 2 пробы (XIII 1 и XIII 2) отобраны в зоне концентрации наиболее тонкой части отходов обогащения. По данным гранулометрического анализа состава этих проб с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITZSCH содержание зёрен размером менее 10 мкм составляет в них 80-88 %.

В пробах основного массива содержится свыше 80 % частиц размером менее 45 мкм. Несмотря на столь высокое содержание тонких фракций, весь материал подвергался предварительной обработке в шаровой мельнице перед флотацией. Целью при этом являлось, наряду с раскрытием сростков и образованием свежих минеральных структур, обновление поверхностей частиц, подготовка их к последующим контактам с солевыми компонентами флотационной пульпы. В таблице представлены данные химических анализов проб на основные компоненты и оптимальные показатели обогащения, по результатам проведённых исследований.

Разделение минералов при флотационном обогащении вторичного сырья требует, как показали исследования, существенного изменения технологии применяемой при обогащении рудного материала [5]. Основой для успешной селекции минералов при

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

этом являлось тонкое измельчение сырья, до 96-98 % класса – 0,044 мм в питании флотация в условиях пониженной плотности пульпы, увеличение продолжительности технологических операций на 30-50 %. Кроме того, были значительно скорректированы расходы регуляторов среды; композиций модификаторов, влияющих на контрастность свойств флюорита и кальцита, количества перечистных операций.

Таблица. Результаты анализов исходных проб техногенных хвостов и показатели их обогащения в открытом цикле

Шифр	Проба					Концентрат				
	Содержание, %				M _к	Выход, %	Содержание, %			Извлечение CaF ₂ , %
	CaF ₂	CaCO ₃	SiO ₂	Zn			CaF ₂	CaCO ₃	SiO ₂	
ХВФ 1	15,2	13,35	32,2	0,49	1,13	8,35	93,19	0,69	1,90	52,53
ХВФ 2	20,7	10,2	30,85	0,38	1,98	14,93	93,64	1,09	1,79	67,41
ХВФ 3	18,19	11,39	33,65	0,45	1,56	12,25	93,35	1,08	1,55	62,83
ХВФ 4	19,0	12,9	33,98	0,42	1,45	12,33	93,49	0,76	1,58	60,07
ХВФ 5	18,35	11,67	32,77	0,33	1,57	11,59	93,58	1,27	1,84	59,09
						10,26	95,12	0,69	1,45	53,15
						10,77	93,03	1,78	1,58	58,05
ХВФ 6	17,25	13,6	33,88	0,50	1,27	9,58	95,07	0,49	1,21	52,74
						11,35	94,04	0,91	1,69	61,52
ХВФ 7	17,35	10,96	33,20	0,48	1,58	9,65	95,25	0,48	1,27	52,98
ХШ 1	11,56	12,57	30,85	0,38	0,92	6,46	93,16	1,75	1,74	52,04
ХШ 2	13,12	10,33	33,65	0,45	1,27	6,65	93,35	0,98	1,49	47,70

Как показывает анализ данных исследований, содержание флюорита и кальцита в представленных для исследований пробах существенно влияет на показатели обогащения.

Лучшие результаты (содержание CaF₂ в концентрате 93,34 % извлечение флюорита – 67,41 %) были получены при обогащении пробы ХВФ-2, характеризующейся наиболее высокой массовой долей CaF₂ при благоприятном соотношении флюорита и кальцита (карбонатном модуле $M_k = \frac{\alpha_{CaF_2}}{\alpha_{CaCO_3}}$).

В связи с большим спросом на высокосортные концентраты на нескольких пробах (ХВФ 5, ХВФ 6, ХВФ 7) изучалась возможность повышения массовой доли CaF₂ до 95 % и более. Установлено, что извлечение флюорита при этом снижается на 5-8,5 %. Все полученные концентраты, включая наиболее качественные, содержат свыше 1 % двуокиси кремния, являющейся строго лимитированной вредной примесью. Причина связана, как показывают данные минералогического изучения с применением растрового электронного микроскопа «JEOL», с чрезвычайно тонкими вкраплениями силикатных минералов в зёрнах флюорита.

Полная очистка концентрата от силикатных минералов без специальных воздействий, вскрывающих кристаллическую структуру рудно-минеральной частицы практически невозможна

Вместе с тем необходимо заметить, что результатам проведённых исследований с применением комплекса специальных подготовительных операций и новых комбинаций основных реагентов удалось выделить флюоритовые концентраты существенно выше по качеству, в сравнении с ранее выпускаемыми предприятием, в период его работы на рудном сырье.

Список использованных источников

1. Курков А.В., Ануфриева С.И., Темнов А.В. Перспективы разработки и внедрения комплексных технологий переработки отходов недропользования // *Материалы международной конференции «Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения) Владикавказ. – 2021. – С. 13-19.*
 2. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // *Горный журнал. 2015 – № 7 – С. 29-37.*
 3. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В. и др. Разработка и совершенствование технологии переработки тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморья // *Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007 – № S9. – С. 302-307*
 4. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В. К проблеме повышения селективности флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморского края // *Горный журнал. – 2013. – № 12. – С. 63-67*
 5. Патент 2646268 РФ, МПК В03D 2203/04 Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд /Киенко Л.А., Воронова О.В., заявка № 2017112659, заявл. 12.04.2017, опубл. 02.03.2018 Бюл. № 7.
-

Research of technological features of technogenic raw materials of Yaroslavl mining company

Kienko L.A., Voronova O.V.

The paper substantiates the prospects for the secondary use of waste of the Yaroslavl Mining Company. The results of analyses of the composition of nine samples of various sections of the tailings dump are presented. A technology has been proposed that provides the production of fluorite concentrates with a content of 93.19-95.25 % CAF₂ with the extraction of 47.7-67.4 % fluorite in them.

**ИССЛЕДОВАНИЕ РАСКРЫВАЕМОСТИ МИНЕРАЛОВ ПРИ ДРОБЛЕНИИ
ВЫСОКОКАРБОНАТНОЙ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ С ЦЕЛЬЮ
ПРИМЕНЕНИЯ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

В.С. Лабудин, А.Н. Храмов

Забайкальский государственный университет, г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: labydinvitalii@mail.ru, khramov.a53@mail.ru

Рассмотрена возможность применения предварительного обогащения карбонатно-флюоритовой руды по результатам проведённых исследований фракционного состава дроблёных продуктов. Показано, что при переработке высококарбонатной руды, возможно, применение обогащения в тяжёлых суспензиях с получением приемлемых технологических показателей.

Фракционный анализ дроблёных продуктов минерального сырья применяется для количественной оценки разделения свободных минеральных зёрен и их сростков по фракциям различной крупности и плотности.

По данным фракционного анализа можно определить обогатимость минерального сырья. Под характеристикой обогатимости понимается количественное и качественное соотношение фракций различной плотности в исследуемой руде.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Исследования проведены на карбонатно-флюоритовой руде Эгитинского месторождения.

Для определения фракционного анализа, на обогатительной фабрике были отобраны пробы питания мельницы МШЦ и песков классификатора ИКСН-10.

Фракционный анализ крупных классов -50 +25; -25+16; -16+10 мм выполнен ручным способом путём разделения каждого класса пробы на 5 фракций различной плотности.

Класс -10+1 мм разделён на 3 фракции в тяжёлой жидкости в соответствии с ГОСТ 4790–2017. В качестве тяжёлой жидкости применялся бромформ (плотность 2,9 кг/м³) и синтезированная жидкость из бромформа и спирта с плотностью 2,7 кг/м³.

Исследование фракционного состава класса крупности -50+25 мм пробы питания мельницы МШЦ.

Выделение из класса крупности -50+25 мм фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ позволило во фракции более 2,7 кг/м³ снизить содержание кальцита на 3,98 % (с 14,63 до 10,65 %), при этом содержание флюорита возросло на 18 % (с 52,86 до 70,86 %).

Выход фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ составил 41,6 % с содержанием флюорита 27,54 %, с лёгкой фракцией теряется 21,65 % флюорита.

При выделении фракций плотностью менее 2,8 г/см³ (менее 2,7 кг/м³ и 2,7 - 2,8 кг/м³), содержание кальцита в тяжёлой фракции снизилось на 6,34 % (с 14,63 до 8,29 %), но прирост содержания флюорита по сравнению с граничной плотностью 2,7 кг/м³ составил всего 7,27 % (с 70,86 до 78,13 %), при этом, потери флюорита в лёгкой фракции возрастают на 15,5 %, до 37,15 %. Данные представлены в таблице 1.

Таблица 1. Фракционный состав класса крупности -50+25 мм пробы питания мельницы МШЦ

Граница разделения по плотности, кг/м ³	Плотность фракции, кг/м ³	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
			CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
2,7	менее 2,7	41,6	27,54	17,05	21,65	48,43
	(2,7–2,8) + (2,8–2,9) + (2,9–3,0) + (3,0–3,15)	58,4	70,86	10,65	78,35	51,57
2,8	(менее 2,7) + (2,7–2,8)	57,5	34,16	19,32	37,15	75,90
	(2,8–2,9) + (2,9–3,0) + (3,0–3,15)	42,5	78,13	8,29	62,85	24,10
	Итого	100,0	52,86	14,63	100,00	100,00

Исследование фракционного состава класса крупности -25+16 мм пробы питания мельницы МШЦ.

При выделении из класса крупности -25+16 мм фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ снизилось содержание кальцита в тяжёлой фракции на 5,77 % (с 15,12 до 9,35 %). При этом содержание флюорита возросло на 18,22 % (с 51,51 до 69,73 %). Выход фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ составил 40,9 % с содержанием флюорита 25,19 %, с лёгкой фракцией теряется 20,0 % флюорита.

При выделении фракций плотностью менее 2,8 г/см³ (менее 2,7 кг/м³ и 2,7-2,8 кг/м³), содержание кальцита в тяжёлой фракции снизилось на 6,10 % (с 15,12 до 9,02 %), но прирост содержания флюорита по сравнению с граничной плотностью 2,7 кг/м³ составил всего 5,59 % (с 69,73 до 75,32 %), при этом, потери флюорита в лёгкой фракции возрастают на 10,96 %, до 30,96 %. Данные представлены в таблице 2.

Таблица 2. Фракционный состав класса крупности -25+16 мм пробы питания мельницы МШЦ

Граница разделения по плотности, кг/м ³	Плотность фракции, кг/м ³	Выход %	Содержание, %		Распределение, %	
			CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
2,7	менее 2,7	40,9	25,19	21,02	20,00	56,87
	(2,7–2,8) + (2,8–2,9) + (2,9–3,0) + (3,0–3,15)	59,1	69,73	9,35	80,00	43,13
2,8	(менее 2,7) + (2,7 – 2,8)	52,8	30,22	20,58	30,96	71,84
	(2,8–2,9) + (2,9–3,0) + (3,0–3,15)	47,2	75,32	9,02	69,04	28,16
	Итого	100,0	51,51	15,12	100,00	100,00

Исследование фракционного состава класса крупности -16+10 мм пробы питания мельницы МШЦ.

При выделении из класса крупности -16+10 мм фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ снизилось содержания кальцита в тяжёлой фракции на 3,75 % (с 14,41 до 10,66 %), при этом содержание флюорита возросло на 15,27 % (с 50,03 до 65,30 %). Выход фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ составил 40,0 % с содержанием флюорита 27,15 %, с лёгкой фракцией теряется 21,71 % флюорита.

При выделении фракций плотностью менее 2,8 г/см³ (менее 2,7 кг/м³ и 2,7-2,8 кг/м³), содержание кальцита в тяжёлой фракции снизилось на 4,95 % (с 14,41 до 9,46 %), но прирост содержания флюорита по сравнению с граничной плотностью 2,7 кг/м³ составил всего 1,93 % (с 65,3 до 67,23 %), при этом, потери флюорита в лёгкой фракции возрастают на 16,41 %, до 38,12 %.

Данные представлены в таблице 3.

Таблица 3. Фракционный состав класса крупности -16+10 мм пробы питания мельницы МШЦ

Граница разделения по плотности, кг/м ³	Плотность фракции, кг/м ³	Выход %	Содержание, %		Распределение, %	
			CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
2,7	менее 2,7	40,0	27,15	20,02	21,71	55,61
	(2,7–2,8)+(2,8–2,9)+(2,9–3,0)+(3,0–3,15)	60,0	65,30	10,66	78,29	44,39
2,8	(менее 2,7) + (2,7–2,8)	53,9	35,35	18,63	38,12	69,78
	(2,8–2,9) + (2,9–3,0) + (3,0–3,15)	46,0	67,23	9,46	61,88	30,22
	Итого	100,0	50,03	14,41	100,00	100,00

Исследование фракционного состава класса крупности -10+1 мм пробы питания мельницы МШЦ.

Анализируя фракционный состав класса крупности -10+1 мм питания мельницы МШЦ, видно, что степень раскрытия кальцита и флюорита повышается. Так во фракции менее 2,7 кг/м³ содержание кальцита возрастает с 11,38 % до 25,02 % по пробе, а содержание флюорита снижается с 67,03 % до 9,12 %. В тяжёлой фракции (более 2,9 кг/м³) содержание флюорита возрастает до 89,77 %, а кальцита снижается до 4,44 %.

Данные представлены в таблице 4.

По результатам фракционного анализа классов крупности -50+25; -25+16 и -16+10 мм пробы питания мельницы МШЦ отмечено, что с уменьшением крупности дробления степень раскрытия кальцита не повышается, т.к. выход лёгкой фракции (менее 2,7 кг/м³) составляет соответственно 41,6, 40,9 и 40,0 %, и содержание CaCO₃ находится примерно на одном уровне (17,05, 21,02, 20,02 %), что не характерно для класса крупности -10+1 мм, где наблюдается активное раскрытие минералов.

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Таблица 4. Фракционный состав класса крупности - 10+1 мм пробы питания мельницы МШЦ

Плотность фракции, кг/м ³	Выход	Содержание, %		Распределение, %	
	%	CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
менее 2,7	22,9	9,12	25,02	3,11	50,26
2,7 – 2,9	12,5	55,39	22,31	10,34	24,54
более 2,9	64,6	89,77	4,44	86,53	25,21
Итого	100,0	67,03	11,38	100,00	100,00

Из таблицы 4 видно, что возможно разделение по граничной плотности 2,9 кг/м³ с получением условно «пром.продукта» (тяжёлая фракция) с содержанием CaF₂ и CaCO₃ соответственно 89,77 и 4,44 %, при этом потери флюорита с лёгкой фракцией (менее 2,9 кг/м³) составляют 13,45 %.

Исследование фракционного состава пробы песков ИКСН-10.

Результаты изучения фракционного состава указанной пробы по классам крупности -16+10 и -10+1 мм показали, что нет принципиального отличия по раскрытию как кальцита, так и флюорита по сравнению с зависимостями распределения минералов по фракциям аналогичных классов крупности пробы питания мельницы МШЦ.

На основании данных фракционного состава классов крупности исследуемых проб, которые перед проведением фракционного анализа были предварительно сокращены, был произведён перерасчёт выходов составляющих фракций согласно исходному весу проб. При фракционном анализе классов крупности -16+1 мм питания мельницы МШЦ и песков ИКСН-10, установлено, что при выделении в хвосты фракцию плотностью менее 2,7 кг/м³ возможно снижение содержания кальцита в тяжёлой фракции на 2,32 % (с 11,31 до 8,99 %), при незначительной потере извлечения флюорита (7,3 %) с содержанием CaF₂ в хвостах 16,29 %. Данные представлены в таблице 5.

При фракционном анализе класса крупности -10+1 мм исходной руды питания мельницы МШЦ и песков ИКСН-10, наблюдается, что при выделении в хвосты только фракции плотностью менее 2,7 кг/м³ возможно снижение содержания кальцита на 1,86 % (с 10,58 до 8,72 %) с незначительной потерей извлечения флюорита (3,62 %), с содержанием CaF₂ - 10,17 %. Данные представлены в таблице 6.

Таблица 5. Фракционный состав класса крупности -16+1 мм проб питания мельницы МШЦ и песков ИКСН-10

Плотность фракции, кг/м ³	Выход %	Содержание, %		Распределение, %	
		CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
менее 2,7	25,7	16,29	18,02	7,30	40,95
более 2,7	74,3	71,51	8,99	92,70	59,05
Итого	100,0	57,32	11,31	100,00	100,00

Таблица 6. Фракционный состав класса крупности -10+1 мм проб питания мельницы и песков ИКСН-10

Плотность фракции, кг/м ³	Выход %	Содержание, %		Распределение, %	
		CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃
менее 2,7	21,2	10,17	17,49	3,62	35,00
более 2,7	78,8	72,70	8,72	96,38	65,00
Итого	100,0	59,46	10,58	100,00	100,00

По результатам исследований фракционного состава различных классов крупности дроблённой руды Эгитинского месторождения выявлено:

- во всех изученных классах крупности кальцит концентрируется в лёгкой фракции, флюорит - в тяжёлой. В случае выделения лёгкой фракции, наблюдается снижение содержания кальцита в руде на 2–3 %;
- степень раскрытия, как кальцита, так и флюорита в классах крупности -50+25; -25+16 и -16+10 мм практически на одном уровне, т.е. с уменьшением крупности дроблённого продукта до +10 мм степень раскрытия минералов не повышается. При снижении крупности руды до 1 мм (класс -10+1 мм) наблюдается активное раскрытие минералов.

Проведённые исследования показали, что при переработке высококарбонатной руды, возможно, применение метода обогащения в тяжёлых суспензиях с получением следующих показателей:

- на классе -16,0+1,0 мм - снижение содержания кальцита в исходной руде до 2÷3 %, с потерей извлечения флюорита от 5 до 8 %, с содержанием CaF_2 в хвостах до 17 %;
 - на классе -10,0+1,0 мм - снижение содержания кальцита в исходной руде до 3÷4 % с потерей извлечения флюорита от 3 до 5 %, с содержанием CaF_2 в хвостах до 10 %.
-

Investigation of mineral opening during crushing of high-carbonate fluorite ore in order to apply preliminary enrichment

Labudin V.S., Khranov A.N.

The possibility of using preliminary enrichment of carbonate-fluorite ore based on the results of studies of the fractional composition of crushed products is considered. It is shown that when processing high-carbonate ore, it is possible to use enrichment in heavy suspensions with obtaining acceptable technological indicators.

СРЕДНИЙ ТИМАН: МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ БОКСИТОВ И ГЛИН*

И.Н. Размыслов, О.Б. Котова

ФГБУН Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина ФИЦ Коми НЦ УрО РАН,
г. Сыктывкар, Российская Федерация, e-mail: razmyslov-t@mail.ru

Представлены минералогические и технологические особенности бокситов и глин Среднего Тимана для решения актуальных проблем горнорудного комплекса. Рассмотрены перспективы бокситового сырья как функциональных материалов, в том числе сорбентов.

Бокситы Среднего Тимана (месторождения Вежаю-Ворыквинское, Верхне-Щугорское и Восточное) – комплексные руды, отличаются повышенным содержанием редкоземельных элементов.

* Работа выполнена при поддержке РНФ (проект № 21-47-00019) и Государственного фонда естественных наук Китая (NSFC) № 42061134018.

Отсутствие полной и достоверной информации по составу, характеру распределения элементов-примесей сдерживает комплексную утилизацию продуктов переработки бокситов, разработку эффективных технологий их извлечения.

В первую очередь речь идёт о межфазных граничных взаимодействиях, которые являются результатом процессов сорбции в оксидах и гидроксидах алюминия, железа, титана – значимых объектах технологической минералогии, необходимых для решения актуальных задач горнопромышленного комплекса.

Отдельно стоит проблема отходов, где теряется значительное количество металлов.

Комплекс оптимальных методов минералогического анализа (оптическая и электронная микроскопия, рентгенографический фазовый анализ), дополненный методом индуктивно связанной плазменной масс-спектрометрии позволяет получить максимально полную и всестороннюю информацию не только о бокситах и вмещающих породах в целом, но выявить и изучить особенности минералов, формирующих сложные полиминеральные агрегаты.

В рамках обсуждения перспектив и направлений технологий переработки бокситов Верхне-Шугорского месторождения в связи с их минералогическими особенностями в первую очередь следует рассматривать извлечение минералов алюминия, возможно, железа (гематит – до 40–50 %; гетит – до 10 %) и титана (до 4 %); бокситы отличаются значительным содержанием редких металлов, что повышает перспективную значимость руды как комплексной.

Для более достоверного определения формы нахождения редких металлов, необходимы более глубокие исследования. Наиболее вероятно, что они присутствуют в сорбированных формах в тонкодисперсном материале, включая гематит-гетит-диаспор-бемитовый. В этом случае наиболее перспективными могут оказаться сорбционные технологии извлечения металлов.

Помимо переработки бокситов на глинозём, в качестве огнеупоров они также служат источником железа, что делает их потенциальным источником сырья для чёрной металлургии.

Слабые магнитные свойства оксидов железа и их тонкодисперсность, не позволяют эффективно использовать метод магнитной сепарации.

Эти и другие проблемы переработки и утилизации бокситов остаются в сфере повышенного внимания учёных и технологов.

Важной составляющей задач технологической минералогии является вовлечение новых и нетрадиционных видов сырья.

Сегодня в рамках мировых трендов и технологических вызовов, в том числе в области производства нанокomпозитов, принципиален поиск новых подходов к чистоте и составу исходного сырья и моделированию физико-химических свойств целевых прототипов для различных промышленных приложений.

Каолинит (Вежаю-Ворыквинское месторождение) был изучен и апробирован как сырьё для получения муллитового нанокomпозита.

Предложенный подход контролирует соотношение фаз Al_2O_3 и SiO_2 на определённых этапах, что в дальнейшем позволит моделировать механические и другие свойства матрицы получаемого сырья для целевых прототипов промышленных продуктов.

Необходимо сделать акцент на сорбционных свойствах алюмосиликатов. Исследуемые нами породы, продукты выветривания, преимущественно находятся в высокодисперсном состоянии.

Примерно 80 % вещества составляют частицы размером меньше 20 мкм. Например, основная часть бёмита, гематита и гётита сосредоточены в классе -5 мкм. Малый размер частиц определяет высокую удельную площадь поверхности - 10-30 м²/г. Методами РФА и СЭМ выявлены наноструктуры 1D и 2D типов.

Указанные свойства дают глинистым минералам много преимуществ перед синтетическими материалами для использования их в качестве сорбентов и катализаторов, особенно, когда присутствуют наноструктуры. К этим преимуществам относятся природное происхождение, относительная лёгкость и дешевизна добычи и обогащения, малые размеры частиц, высокая способность к дисперсии, катионному обмену, высокие значения удельной поверхности, определяющие быструю адсорбцию, высокую регенерационную способность.

Однако глинистые минералы хрупки, кроме того 1D наностержни и 2D наноллисты различных форм глины склонны к агрегации. Следовательно, необходимо предпринять дальнейшие исследования для улучшения вязкости и диспергируемости глинистых наноструктур, например, ввести в глиняную матрицу длинные полимерные цепи.

Способы модификации глин разнообразны, что в первую очередь зависит от требуемой структуры и свойств индустриальных прототипов.

Благодаря прочным механическим свойствам и высокой химической и термической стабильности природные глины широко используются в качестве загустителей, стабилизаторов в области жидких удобрений, буровых растворах, наполнителей и упаковок для пищевых продуктов и т.д.

Природные глины имеют удельную поверхность от умеренной до высокой (1–750 м²/г) и пористую структуру (пористость от 51 % до 58 %), и, соответственно, в качестве важнейших материалов в областях энергетических и экологических полей, таких как абсорбенты и системы накопления и преобразования энергии.

В рамках указанных задач проведено обобщение полученной ранее информации о структуре, классификации, химических и физических методов модифицирования минералов алюмосиликатов и отходов (красных шламов), выявлены условия синтеза природоподобных материалов с необходимым размером частиц, пористостью, текстурно-структурными характеристиками, катионообменной ёмкостью и морфологией.

Изучены фазовые трансформации бокситового вещества с выделением и аккумулярованием энергии, с высокими сорбционными и электрохимическими характеристиками и их прикладной потенциал.

Middle Timan: mineralogical and technological features of bauxites and clays

Razmyslov I.N., Kotova O.B.

The mineralogical and technological features of bauxites and clays of the Middle Timan are presented for solving urgent problems of the mining complex. The prospects of bauxite raw materials as functional materials, including sorbents, are considered.

**ОСОБЕННОСТИ ТЕРМИЧЕСКОГО РАЗЛОЖЕНИЯ ОБРАЗЦОВ УГЛЕЙ
ПЕЧОРСКОГО И КУЗНЕЦКОГО БАССЕЙНОВ**

А.И. Докучаева, О.Н. Малинникова, М.О. Долгова

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация,
e-mail: ana-anastasia2015@yandex.ru

Исследовано влияние минеральных включений в образцах углей с известной склонностью к самовозгоранию на скорость их термического разложения. Получена зависимость скорости термического разложения углей от их склонности к самовозгоранию.

Известно, что наличие различных минеральных примесей в угольном веществе по-разному влияет на процесс окисления углей [1]. В частности, присутствие пирита в угле может приводить к ускорению реакции самонагревания угля.

Нами был проведён анализ проб каменных углей, отобранных из шахт Печорского (образцы 1-4, таблица 1) и Кузнецкого (образцы 5-6) угольных бассейнов, с уже известной склонностью к самовозгоранию.

Таблица 1. Характеристика исследуемых угольных образцов

Образец №	Наименование шахты, пласта	Результаты технического анализа			
		V ^{daf} , %	A ^{daf} , %	W, %	Связ. углерод
1	Комсомольская, пл. Четвертый	28,65	7,11	1,34	62,92
2	Комсомольская, пл. Четвертый	30,06	17,07	2,02	52,82
3	Воргашорская, пл. Мощный	30,36	5,70	2,03	61,92
4	Воргашорская, пл. Мощный	30,12	5,38	2,26	62,23
5	Талдинская-Западная, пл. 69	33,25	8,36	2,60	55,78
6	А.Д. Рубана, пл. Полысаевский-II	38,59	2,32	3,52	55,58

Таблица 2. Элементный анализ углей

Образец №	Al	Si	Fe	S	Ca	K
1	2,72	2,69	0,98	1,45	0,87	0,08
2	2,81	4,13	2,03	2,19	2,41	2,19
3	4,15	2,75	2,13	2,02	1,34	0,09
4	2,56	1,97	1,55	1,23	0,49	0,06
5	4,35	1,39	0,54	1,03	0,20	0,004
6	-	0,98	0,71	0,70	0,64	0,002

В соответствии с нашими исследованиями, проведёнными ранее, образцы угля 1 и 2 являются не склонными к самовозгоранию, образцы 3 и 4 – склонные к самовозгоранию [2]. Образцы 5 и 6 отобраны на склонных к самовозгоранию пластах.

В таблице 2 представлен анализ элементного состава образцов.

Известно, что сера, присутствующая в углях, влияет на склонность к самовозгоранию. Считалось, что низкое содержание серы в угле способствует первоначальному нагреву, однако на сегодняшний день есть противоречивые результаты исследований. Поэтому наибольшее внимание уделяется пириту.

Образец 2 не склонного к самовозгоранию угля выделяется значительным содержанием К (2,19%), Са (2,41%) и Si (4,13%). Содержание К в других образцах незначительно. Алюминий отсутствует в образце 6, причём данный образец содержит

0,71 % S и около 1 % Si. В больших количествах Al присутствует в склонных к самовозгоранию образцах 3 и 5, при этом содержание Fe в образце угля 3 (ш. Воргашорская) почти в 4 раза превышает содержание Fe в образце 5 (ш. Талдинская-Западная), а S – почти в 2 раза.

Наибольшее содержание пирита в образцах 2 и 3 соответственно склонного и не склонного к самовозгоранию углей. Зольность образца 2 составляет 17 %, что указывает на низкую сорбционную способность образца.

В данном случае сделать каких-либо выводов об однозначности влияния пирита на склонность к самовозгоранию не удалось.

Методом термогравиметрического анализа рассчитаны скорости потери массы образцами углей (рисунок).

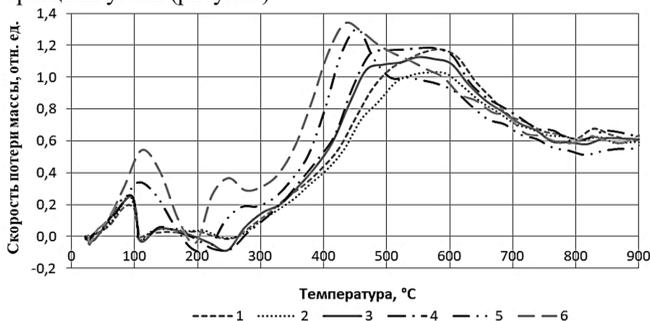


Рисунок. Скорость изменения массы образцов углей

Величины скоростей потери массы образцами ($\Delta m/\Delta t$) вычислялись по производным термограмм, описывающих зависимости изменения массы образцов углей от температуры (таблица 3).

Таблица 3. Результаты термогравиметрического анализа

Образец №	100-300 °С		300-900 °С		Склонность к самовозгоранию
	$\Delta m/\Delta t$, отн.ед.	$T_{\text{макс.}}$, °С	$\Delta m/\Delta t$, отн.ед.	$T_{\text{макс.}}$, °С	
1	-0,009	258	1,17	587	не скл.
2	-0,006	239	1,02	594	не скл.
3	-0,087	247	1,13	549	скл.
4	-0,080	252	1,18	579	скл.
5	-0,081	217	1,30	455	скл.
6	-0,040	197	1,34	434	скл.

Нагрев образцов проводился со скоростью 10°C/мин в среде с доступом кислорода до 900°C. На термограммах прослеживаются три температурных области, соответствующие следующим процессам в углях при повышении температуры: выхода влаги (25–120°C), изменения массы из-за сорбции кислорода и окисления (120-300°C) и деструкции и сгорания угля (300-900°C).

Наибольший интерес представляли два последних температурных интервала. Величина $\Delta m/\Delta t$ фиксировалась в максимуме пиков в каждом температурном интервале. Величины $\Delta m/\Delta t$ на стадиях окисления и сгорания представлены в отн.ед.

По данным таблицы 3 величина скорости термического разложения углей в интервале 300-900 °С не зависит от склонности образцов углей к самовозгоранию, однако прослеживается некая закономерность в отличии значений этой величины для образцов углей Печорского (образцы 1-4) и Кузнецкого (образцы 5-6) каменноугольных месторождений.

Также существенная разница в температурах в максимуме пика, для печорских углей средняя T_{\max} равна 577°С, а для кузбасских углей – 444°С. Следует продолжить исследование на большем количестве проб.

В низкотемпературной зоне 100-300°С пик термограммы находится в отрицательной области, что характеризуют прирост массы образцами за счёт сорбции кислорода углём. Значение скорости изменения массы ($\Delta m/\Delta t$) составляет -0.006 ÷ -0.009 отн.ед. в образцах 1 и 2, и -0.040 ÷ -0.087 отн.ед. в образцах 3-6, то есть в склонных к самовозгоранию углях $\Delta m/\Delta t$ на порядок больше. К тому же значения средней T_{\max} составляет 249 и 207°С соответственно для проб печорских и кузнецких углей.

Выводы

1. Скорость изменения массы в интервале температур 100-300°С отрицательна (происходит набор массы) и, по модулю, на порядок больше в склонных к самовозгоранию образцах углей по сравнению с несклонными. В зоне высоких температур 300-900°С такого различия не обнаружено.
2. Характерные температуры разложения при нагревании образцов печорских и кузнецких углей различны, за исключением отмеченной выше скорости набора массы при сорбции кислорода.
3. Наличие минеральных компонентов и их концентрации в составе исследуемых углей не оказали какого-либо существенного влияния на скорость термического разложения углей и на склонность этих углей к самовозгоранию.
4. Присутствие пирита в угле не является причиной самовозгорания угля, однако наличие пирита влияет на интенсивность процесса окисления угля вследствие физико-химических эффектов, которые он оказывает. В нашем случае пирит содержится в недостаточном количестве, чтобы повлиять на физико-химические процессы в угле.

Список использованных источников

1. Линденау Н.И., Маевская В.М., Вахрушева Е.С. и др. Каталог углей СССР, склонных к самовозгоранию. М.: Недра, 1981. – 416 с.
2. Докучаева А.И., Долгова М.О., Пашичев Б.Н. Особенности углей, склонных к самовозгоранию // Сб.: Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья. (Плаксинские чтения – 2020), Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2020. С. 260–262.

Features of thermal decomposition of coal samples from the Pechora and Kuznetsk basins

Dokuchaeva A.I., Malinnikova O.N., Dolgova M.O.

We have investigated the dependence of the influence of mineral inclusions in samples of coals with a known tendency to spontaneous combustion on the rate of their thermal decomposition. The dependence of the rate of thermal decomposition of coals on their propensity to spontaneous combustion is obtained.

ЦИФРОВОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Р.В. Кононенко, М.А. Попов

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: istu_politeh@mail.ru, popovma.kvantum@gmail.com

Рассмотрены перспективы применения цифрового моделирования для достижения оптимальных технико-экономических показателей при проектировании технологии глубокой переработки минерального сырья.

Для обеспечения оптимальных технико-экономических показателей работы участка дробления и измельчения требуется правильный выбор технологического оборудования на стадии проектирования.

Применение инструментов цифрового моделирования при проектировании технологии глубокой переработки минерального сырья позволяет на основе цифровой модели оптимизировать процесс выбора оборудования. Для подтверждения результатов цифрового моделирования, проведённого на основании разработанной расчётной модели, необходимо провести верификацию полученных результатов, оценку возможности масштабирования и применимости полученной расчётной модели.

В работе [1] приводится пример использования совмещённой цифровой модели DEM-CFD-расчёта для определения оптимальных технологических параметров процесса мокрого полусамоизмельчения.

В научной статье [2] представлены результаты исследования по цифровому моделированию работы шаровой мельницы и электропривода.

На основании результатов моделирования даны рекомендации по оптимальному управлению шаровой мельницей с точки зрения минимизации энергозатрат. Данные работы описывают способы применения инструментов цифрового моделирования для решения задач в области глубокой переработки минерального сырья.

Планируемая работа направлена на проверку сходимости полученной расчётной модели путём сравнения результатов моделирования и данных, полученных с лабораторного оборудования (мельница Бонда, стрежневая мельница) с целью подтверждения или опровержения возможности применения данной расчётной модели для цифрового моделированию работы технологического оборудования для выбора оптимальной модели оборудования.

При применении инструментов цифрового моделирования, при задании правильной расчётной модели сходимость полученных результатов составляет 95 %.

Для верификации расчётных моделей, применяемых в программе для цифрового моделирования, используют сравнение полученных результатов с результатами эксперимента. В случае если постановка натурального эксперимента затруднена или является нецелесообразной (по техническим, экономическим и прочим причинам), масштабируемость модели проверяют на основе ранее полученных данных с другого объекта или процесса, который наиболее близок по физическим процессам.

Полученные в результате лабораторных исследований физико-механические параметры руды вносятся в расчётную модель. При помощи цифровых инструментов на основании расчётов выполняется процесс моделирования. Для оценки соответствия

цифрового аналога реальному объекту, полученные результаты моделирования сравниваются с результатами лабораторных исследований.

На основании известных данных по работе промышленных технологических линий производится проверка сходимости расчётной модели с целью проверки возможности её масштабирования.

В результате проведённого исследования планируется найти оптимальных подход к разработке масштабируемых расчётных моделей процессов дроблений и измельчения руды. Основываясь на результатах цифровой симуляции процесса можно будет осуществить выбор оптимальных моделей оборудования.

В результате выполнения работы будет разработан подход к вопросам моделирования, верификации и масштабирования расчётных моделей процессов дробления и измельчения руды, что является актуальной научно-технической задачей. Решение данной задачи позволит применять инструменты цифрового моделирования на стадии расчёта и проектирования участков дробления и измельчения руды с целью достижения оптимальных технико-экономических показателей при выборе оборудования.

Список использованных источников

1. Читалов Л.С. Разработка комплексного метода оценки эффективности процессов измельчения сульфидных медно-никелевых руд: дис. канд. техн. наук: 25.00.13. - СПб., 2021. - 118 с.
 2. Жуковский Ю.Л., Королев Н.А., Малькова Я.М. Мониторинг состояния измельчения в барабанных мельницах по результирующему моменту на валу //Записки Горного института, 2022, 256, 686-700.
-

Digital modeling of technology for deep processing of mineral raw materials

Kononenko R.V., Popov M.A.

The prospects for the use of digital modeling to achieve optimal technical and economic indicators in the design of technology for deep processing of mineral raw materials are considered.

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ
МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В
МЕЛЬНИЦАХ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ**

Ю.В. Дмитрак

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, e-mail: dmitrak@yandex.ru

Проведён научный обзор математических методов моделирования процесса измельчения горных пород в мельницах различных типов. Рассмотрены вопросы установления универсального энергетического критерия разрушения горных пород и связи его с параметрами ударных импульсов, возникающих в результате взаимодействия мелющих тел с измельчаемым материалом.

Проблема разрушения различных материалов, в том числе и горных пород, при динамическом нагружении привлекает возрастающее внимание исследователей и инженеров. Это связано с практическим применением ударных и других импульсных методов создания интенсивных нагрузок в разнообразных технологических процессах дробления и измельчения горных пород.

При динамическом разрушении кусков горной породы и твёрдых материалов в условиях одноосной деформации образуется откол от куска, что связано с использованием ударных волн. При объяснении и описании изменения состояния горной породы при дезинтеграции используется представление о ее динамическом разрушении как многостадийном процессе. Однако вопрос о характеристиках этих стадий и условиях перехода от одной стадии к другой остаётся открытым.

Наиболее простые критерии откольного разрушения основаны на учёте временных характеристик импульса растяжения. Разрушение куска горной породы или твёрдого тела будет происходить, если в некотором его сечении достигаются растягивающие напряжения, равные или превосходящие некоторую критическую величину $\sigma_{отк}$ зависящую от временной характеристики нагружения. Отсюда следует, что сопротивление разрушаемого материала к действию растягивающих напряжений определяется двумя переменными: амплитудой и длительностью ударного импульса.

Для импульса растяжения прямоугольной формы, характерного для соударения мелющего шара с куском породы с малыми скоростями, естественным является выбор в качестве временного параметра t_p - длительности импульса растяжения. Зависимости $\sigma_{отк}(t_p)$, как показали эксперименты, могут быть описаны различными аналитическими зависимостями вида [1]:

$$t_p = k_1 e^{-\alpha \sigma_p}, \quad t_p = m \sigma_p^{-n}, \quad (1)$$

где k_1 , α , m , n - эмпирические коэффициенты.

Откольное разрушение имеет место в том сечении куска породы, в котором ранее, чем в других сечениях реализуются критические условия: $\sigma_{отк}$ и соответствующее ему значение t_p .

Для импульса растяжения треугольной формы условия нагружения в заданном сечении образца возможно характеризовать его амплитудой и градиентом напряжений, либо амплитудой и производной напряжений по времени. В работе [2] показано, что ни один из рассмотренных подходов не обладает существенным преимуществом.

При откольном разрушении работа по отрыву от образца совершается за счёт упругой энергии в импульсе растяжения. Если количества упругой энергии будет достаточно, то процесс откола произойдёт. Полагая, что процесс деформирования носит упругий характер, для растягивающего импульса произвольной формы это условие имеет вид [1]:

$$\lambda = \int_0^{l_0} \frac{\sigma_p(x)}{AE} dx, \quad (2)$$

где λ - удельная работа отрыва материала; σ_p - амплитуда волны растяжения; E - модуль Юнга; l_0 - длина волны разрежения.

$$A = \frac{2(1 - \mu)}{(1 + \mu)(1 + 2\mu)}.$$

При наличии откола l_o - представляет собой его толщину. Для треугольного импульса растяжения величина λ связана с σ_p и $\sigma_{отк}$ выражением:

$$\lambda = \sigma_p^2 \cdot \sigma_{отк} / 3EA \quad (3)$$

и для прямоугольного импульса: $\lambda = \sigma_p^2 \cdot \sigma_{отк} / EA$ (4)

В зависимости от материала и условий динамического нагружения разрушение может происходить либо в результате зарождения, роста и слияния пор (вязкое разрушение), либо как процесс зарождения, роста и слияния микротрещин (хрупкое разрушение).

Практика показывает, что при многообразных и сложных механизмах динамического разрушения твёрдых тел трудно и, может быть, невозможно построить общую теорию (модель) разрушения. Поэтому предпочтительным представляется развитие частных теорий (моделей), с достаточной степенью точности описывающих поведение материала (частицы, твёрдого тела) в определённых условиях динамического нагружения.

Большой вклад в развитие теории разрушения горных пород внёс профессор Р.Ю.Подэрни. В работе [3] он разработал математическую модель нагружения крепких горных пород при механическом разрушении. Автор исследовал напряжённо-деформированное состояние горных пород в зоне контакта с режущим инструментом. Результатом исследований явились рекомендации по выбору режимных параметров горных машин, при которых процесс разрушения происходит с наибольшей эффективностью.

Фундаментальные исследования механизма измельчения минеральных сред и полезных ископаемых основываются на изучении актов распада исходной частицы под действием разрушающей силы, которая является важной динамической характеристикой процесса. Например, для решения этой проблемы авторы [4] выделили подход, использующий в качестве основных уравнений законы сохранения энергии и импульса. В выбранном подходе существенным обстоятельством является то, что свойства исследуемого процесса не зависят от взаимодействия частиц, участвующих в процессе. Ударный процесс разрушения характеризуется не столько законом изменения силы разрушения $\vec{F}(t)$, сколько интегральной величиной - ударным импульсом:

$$\vec{Q}^r = \int_0^{\tau} \vec{F}(t) dt, \quad (5)$$

где τ - продолжительность удара.

Основываясь на том, что процесс разрушения твёрдого материала при измельчении носит вероятностный характер, а применение строго детерминированных математических моделей искажает физическую сущность процесса измельчения и статистического подхода, не использующего фундаментальные законы, С.П. Бобков предложил адекватно моделировать реальное измельчение частиц твёрдой фазы путём совмещения вероятностного и детерминированного подходов [5]. Автором разработан алгоритм, моделирующий процесс разрушения частицы свободным ударом в элементарном объёме измельчающего устройства. Этот алгоритм состоит из двух больших частей: моделирования механического воздействия и разрушения частицы; моделирования гранулометрического состава продукта разрушения. При разработке первой части были сделаны следующие допущения и предположки:

• В диапазоне от V_{min} до V_{max} границы которого зависят от конструктивных особенностей измельчающего аппарата, скорость механического воздействия на частицу (V) считалась случайной величиной.

• Вероятность разрушения подчиняется нормальному закону:

$$P = \frac{1}{2} \left[1 + \operatorname{erf} \left(\frac{t}{\sqrt{2}} \right) \right] \quad (6)$$

Величину t рекомендуется определять по методике [15]:

$$t = 1,09 \ln \left(\frac{V}{V_{кр}} \right), \quad (7)$$

где $V_{кр}$ - критическая скорость разрушения частицы, при которой вероятность разрушения равна 0,5.

В условиях ударного нагружения частиц, автор для определения $V_{кр}$ рекомендует использовать зависимость:

$$V_{кр} = \frac{1,9 (\tau_{ср} / \rho \cdot 10^{-4} + 1)}{x_{ис}^{0,4}}, \quad (8)$$

где $\tau_{ср}$ - предел прочности материала на срез; ρ - плотность; $x_{ис}$ - размер частицы.

Формула (8) справедлива в диапазоне: $x_{ис}$ ($6 \times 10^{-5} \div 1 \times 10^{-2}$), для величины $\tau_{ср} / \rho$ ($1 \times 10^3 \div 8 \times 10^3$).

Частица материала считалась разрушенной, если выполнялось условие:

$$0 \leq \rho^x \leq \rho, \quad (9)$$

где ρ^x - случайная величина в диапазоне от 0 до 1.

В основу разработки алгоритма моделирования гранулометрического состава полученного продукта была положена двухзонная модель разрушения частицы, которая применима к измельчению хрупких материалов ударом. Первая зона при ударном воздействии на частицу примыкает непосредственно к пятну ударного контакта. Ее объем достигает $1/2 \div 1/3$ общего объема частицы и зависит от скорости удара и возрастает при увеличении скорости. В этой зоне имеют место сильные сжимающие напряжения, превышающие предел прочности материала в $3 \div 5$ раз, а иногда до 10 раз. Разрушение этой зоны способствует образованию большого количества мелких частиц.

Вторая зона, имея большой объем, не примыкает к пятну ударного контакта частицы. В этой зоне действуют напряжения растяжения, которые способствуют образованию при разрушении небольшого числа крупных частиц. Экспериментальным подтверждением рассматриваемой модели может служить бимодальный характер кривых плотности распределения продуктов ударного разрушения.

На основе математических выкладок, отражающих образование монофракций частиц правильной формы при разрушении в каждой из зон, автором предложена формула для определения величины математического ожидания числа крупных осколков, образующихся при разрушении исходной частицы:

$$M = \operatorname{int} [B(V/V_{кр})^l] + 2, \quad (10)$$

где B - наиболее вероятное число крупных частиц-осколков, уменьшенное на 2, от разрушения исходной частицы материала при скорости воздействия, равной $V_{кр}$; l - коэффициент, лежащий в диапазоне ($2 \div 3$).

Алгоритм, моделирующий процесс разрушения частиц свободным ударом, был реализован на ЭВМ. Сравнение результатов имитации разрушения частиц 0,4 мм на

ЭВМ с результатами измельчения одиночным ударом известняка с размером фракции от 0,35 до 0,5 мм по данным Н.М. Смирнова показали достаточно высокую сходимость.

Величина предельного напряжения на контактное сжатие устанавливается экспериментально, а по полученным результатам расчётным путём определяется величина предельного напряжения на растяжение в устье трещины. Обе эти величины являются константами для однородной горной породы или минеральной среды и, как показывает практика, не зависят от размера испытываемого образца.

Показатель прочности образца горной породы или минеральной среды на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ зависит от размера разрушаемого образца. От приложения усилия сжатия образец разрушается. Получаемый при этом показатель характеризует прочность образца на сжатие. Процесс разрушения образца происходит за счёт возникающего разрывающего момента. Этот момент вызывает появление напряжения растяжения. При достижении предельно допустимого значения напряжения растяжения в устье трещины $\sigma_{р.т.}$ начинается процесс роста трещины. Из-за возникновения в контакте зоны всестороннего сжатия конической формы происходит раскол образца.

Зная экспериментально определённое значение предельно допустимого напряжения на контактное сжатие $\sigma_{сж.к.}$, можно вычислить коэффициент внутреннего трения $\text{tg}\varphi$ и величину разрывающего момента. Разрывающий момент, отнесённый к единице длины фронта магистральной трещины, как и установленное значение предельно допустимого напряжения на растяжение, является для однородной горной породы или минеральной среды постоянной величиной.

В работе [6] представлены результаты исследований по дроблению в лабораторной шаровой мельнице шести породных материалов: гипса, мрамора, доломита, полевого шпата, кварцита и корунда. На основании данных гранулометрического анализа проб, взятых из мельницы в процессе измельчения, была рассчитана скорость измельчения класса зёрен 1-2 мм с использованием кинетической модели Аустина (Austin), а также был определён прирост абсолютной суммарной поверхности зёрен измельчённого продукта во время процесса. Установлено, что твёрдость может служить критерием податливости измельчению для зёрен крупности 1-2 мм. Показано также, что измельчение зёрен разных классов крупности протекает с разной скоростью.

Фундаментальным достижением линейной механики разрушения твёрдых тел, основанной на идее А. Гриффитса об условии перехода трещины в неустойчивое состояние и затрате части упругой энергии напряжённого тела на образование новой поверхности при распространении трещины, явилось признание факта: разрушение тела (разделение его на части) есть акт совершения работы [7]. Эта работа производится за счёт упругой энергии деформации. Признание данного факта считает автор, привело к критическому пересмотру критериев разрушения и разработке новых методов определения твёрдых тел на прочность. Практика показала, что традиционные критерии прочности - критические значения напряжения σ_* , деформации ϵ_f или их комбинация - оказались недостаточными. Роль такой характеристики твёрдого тела, как сопротивление σ_* , ограничилась узкой задачей сравнения различных твёрдых материалов в стандартных испытаниях, а теоретическая прочность с энергетических позиций оказалась меньше на 2-4 порядка прочности материалов в реальных условиях. Пришло время ввести новые критерии разрушения, включающие удельную работу разрушения G_{lc} , используемую, как правило, в комбинации $G_{lc} \approx K_{lc}^2 (E - \text{модуль Юнга,$

K_{lc} - критическое значение коэффициента интенсивности напряжений).

Безусловный интерес представляют исследования американских учёных Стивендинга и Лехнинга. Исследователи пришли к выводу, что, если на трещину, находящуюся в материале, действует волна напряжения с большой амплитудой (порядка 100g) и очень малой длительностью (порядка 0,001 с), то падающая и отражённая волны образуют в окрестности стенки трещины зону суперпозиций, в которой хрупкий материал приобретает пластические свойства. При этом стенку трещины можно рассматривать, как тонкую, однородную пластину и применять к ней известные из теории пластин методы расчёта [8]. Данный подход использован нами в настоящей работе для обоснования энергетического критерия разрушения горных пород.

Специалисты АО «Моделирование и Цифровые Двойники», в полной мере, воспользовались современным уровнем развития компьютерной техники и передовых технологий математического моделирования. Технологии цифрового двойника включают эталонные математические модели процессов измельчения (DEM) и нейросетевые компоненты, интегрированные на платформе Промышленного Интернета вещей PTC ThingWorx. Метамоделли разработаны с помощью программных продуктов Rocky DEM и OptiSlag от компании Ansys, интегрированы в PLC и работают в реальном времени совместно с системой управления [9]. Кроме того, комплексный цифровой двойник выдаёт рекомендации по изменению режимов работы, остаточном ресурсе и износу элементов мельницы.

Исследование движения мелющей загрузки позволяет определить кинематические и динамические параметры мелющих тел, а также установить величину энергии, которой они обладают в зависимости от типа мельницы и режима движения. Вместе с тем для того, чтобы установить величину энергии, которой должен обладать шар, чтобы разрушить частицу материала до заданного размера, необходимо установить энергетический критерий процесса измельчения, базирующийся на основных законах механики разрушения горных пород. Данный тезис положен в основу исследований, которые проводятся в ИПКОН РАН. Научной группой под руководством профессора Дмитрака Ю.В. получено дифференциальное уравнение движения стенки трещины при ударном разрушении частицы материала:

$$\frac{\pi \rho a t u^2 y}{3} + \frac{\pi \rho a t^2 u^2 \dot{y}}{3} + 4 \pi \rho a t^2 u^2 \ddot{y} + \frac{4 \pi \rho a t^3 u^2 \dot{y}}{3} - \pi \rho a t^2 b y - \frac{\pi \rho a t^2 u^2 b \ddot{y}}{2} - \frac{\pi \rho a t^2 u^2 \dot{y}}{3} - \pi \rho a t^2 b^2 + \pi \rho a t^2 b + \frac{\pi \rho a t^2 u^2 b \dot{y}}{2} = \frac{\pi \sigma u t y}{6} - \pi \sigma u b t y + 4 \pi \gamma y - \mu \dot{y} \quad (11)$$

где: y - отклонение стенки трещины (мм), u - поперечная скорость частиц в волне напряжения (м/с), α - продольная скорость звука в горной породе (м/с), ρ - плотность материала, σ - амплитуда ударного импульса (кг/м²), t - длительность ударного импульса (с), b - постоянный, безразмерный коэффициент, зависящий от свойств мелющей загрузки.

Для описания состояния готовности трещины к росту в уравнении (11) отбрасываются все члены, содержащие \dot{y} и \ddot{y} . Тогда уравнение (11) примет вид:

$$\frac{\pi \rho a t u^2 y}{3} - \pi \rho a t u^2 b y - \pi \rho a t u^2 b^2 + \pi \rho a t u^2 b = \frac{\pi \sigma u t y}{6} - \pi \sigma u b t y + 4 \pi \gamma y \quad (12)$$

где $\frac{\pi \sigma u t y}{6} - \pi \sigma u b t y = Q_y^{\text{пот}}$ - обобщённая потенциальная сила.

Данное выражение является уравнением критического состояния стенки трещины.

В результате проведённого математического анализа с использованием энергетического метода Лагранжа применительно к теории колебаний тонкой однородной пластины были получены выражения для потенциальной и кинетической энергий отклонения стенки трещины, а также основные параметры ударного импульса - длительность и амплитуда, которыми должна обладать ударная волна, возникающая при воздействии мелющего тела на измельчаемый материал, чтобы частица горной породы измельчилась до заданного размера.

При этом теоретически обоснован обобщённый энергетический критерий разрушения горных пород, позволяющий вычислять величину энергии, необходимую и достаточную для разрушения частиц горной породы до заданного размера, получены теоретические, и экспериментальные зависимости, описывающие взаимосвязь энергетических, динамических и технологических параметров мелющей загрузки, а также конструктивных параметров барабанной мельницы при ударно-истирающих воздействиях мелющих тел на измельчаемый материал (выражение (21)) [10].

$$\sigma^2 t > \frac{12E\gamma + 3\sigma^2 bd + 3\sigma^2 \sqrt{\frac{16E^2\gamma^2}{\sigma^4} + \frac{8E\gamma bd}{\sigma^2} + b^2 d^2} - 2\frac{wd}{3}(bd - b^2 d)}{wda} \cdot \sqrt{\frac{3}{24}(1 - \nu^2)(7 + 6b^2 - 6b)} \quad (13)$$

Установлено, что коэффициент Пуассона (вид горной породы) не оказывает существенного влияния на длительность ударного импульса, необходимого для разрушения частиц горной породы до заданного размера (без учёта демпфирующих свойств горных пород). При этом длительность ударного импульса при прочих равных условиях существенным образом зависит от размера частицы горной породы.

Список использованных источников

1. Иванов А.Г. Динамическое разрушение и масштабные эффекты (обзор). - Прикладная механика и техническая физика, 1994. - № 3. (май, июнь).
2. Yuriy V. Dmitrak "The determination of the technological parameters of the vibratory and ball mills". In: The developing and investigations of new and high efficiency equipment for the rock's fine grinding.; The scientific bulletin of «FunPlanet Enterprises, Ltd. », v.35, p.29, Chapel Hill, USA, 1999.
3. Подэрни Р.Ю. Горные машины и комплексы для открытых работ. М., Недра, 1985. 544 с.
4. Дмитрак Ю.В., Атрушкевич В.А., Кубрин С.С. и др. Определение энергии ударных импульсов в процессе измельчения горных пород для мельниц различных типов // Устойчивое развитие горных территорий. 2022. Т.14, № 3. С. 468–478.
5. Бобков С.П. Имитационное моделирование ударного разрушения частиц. - Интенсивная механическая технология сыпучих материалов. Иваново, 1990. - С. 27-33.
6. R.Venugopal, Raj K.Rajamani "3D Simulation of Charge Motion in Tumbling Mills by the Discrete Element Method. International Journal of Mineral Processing, 44 (1995) 197-201. Elsevier Science B.V., Amsterdam.
7. Маркочев В.М., Алымов М.И. О теории хрупкого разрушения Я.Френкеля и А.Грифитса // Чебышевский сборник, 2017, том 18, выпуск 3, с. 381–393
8. Steverding B., Lehnigk S.H. "Collision of stress pulses with obstacles and dynamics of fracture". - Journal of Applied Physics, 1991, v.42, #8, p.3231-3238.
9. Официальный сайт компании Cadfem-cis, cadfem-cis.ru, Москва, 2023 г.

10. Чантурия В.А., Дмитрак Ю.В., Атрушкевич В.А. и др. Особенности процесса роста трещин при высокочастотном воздействии мелющих тел на горные породы // Маркшейдерия и недропользование. 2022. №4 (120). С. 4-9.
-

Improving mathematical methods for modelling rock grinding in different types of mills

Dmitrak Y.V.

A scientific review of mathematical methods of modelling the process of grinding rocks in mills of various types is carried out. The issues of establishing a universal energy criterion for rock breaking and its connection with the parameters of shock pulses originating from the interaction of grinding bodies with the grinding material are considered.

СОВРЕМЕННЫЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О СПОСОБАХ ТЕСТИРОВАНИЯ И РАСЧЁТЕ МЕЛЬНИЦ САМО- И ПОЛУСАМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Ю.В. Куликов¹, А.Е. Сенченко¹, П.К. Федотов²

¹ ООО Научно-исследовательский и проектный институт «Технологии обогащения минерального сырья» (Институт ТОМС), г. Иркутск, Российская Федерация

² ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: Kulikov@tomsmineal.ru

Представлен краткий обзор способов лабораторного тестирования и последующих расчётов для выбора промышленных мельниц само- и полусамои измельчения. Отмечаются положительные и отрицательные стороны рассматриваемых способов.

Процессы рудоподготовки на горно-обогатительных предприятиях имеют высокую капитальную стоимость строительства и являются наиболее энергоёмкими в сравнении с остальными переделами технологической схемы. Поэтому важное значение имеет обоснование оптимальной технологии рудоподготовки, которое выполняется на основе результатов соответствующего лабораторного тестирования и последующих технико-экономических расчётов.

Значительная часть построенных в последние годы и проектируемых сейчас крупных горно-обогатительных предприятий для рудоподготовки используют технологию само- и полусамои измельчения, которая позволяет заменить на современной обогатительной фабрике несколько стадий дробления и классификации руды. В Российской Федерации это предприятия на месторождениях: Михеевское, Томинское, Малмыжское, Удоканское, Быстринское, Наталкинское, Талнахское, Песчанка и др. В мире можно отметить несколько крупных предприятий: Оуу Tolgoi (Монголия); Aktogay и Bozshakol (Казахстан); Tasiast (Мавритания); First Quantum Sentinel (Замбия); Toromocho, Antapscay, Las Bambas (Перу); Quebrada Blanca, Escondida, Caserones, Esperanza, Centinela (Чили).

Предпочтение технологии само- и полусамои измельчения отдают в первую очередь ввиду её простоты, доступности, наличия серийно выпускаемого оборудования с высокой удельной производительностью. Данная технология успешно применяется в широком диапазоне твёрдости руды для железных, золотых и медных месторождений по всему миру.

Несмотря на свою популярность технология само- и полусамоизмельчения является достаточно сложным объектом исследований. Существует ряд конкурирующих способов определения удельной энергии измельчения и последующего выбора промышленного оборудования на основе специальных программных комплексов или инженерного расчёта. Но даже наличие большого числа способов тестирования и расчётов часто приводит к ошибкам при выборе мельниц. Поэтому большое значение уделяется получению корректных исходных данных на базе соответствующего тестирования, сравнению результатов, полученных альтернативными способами.

Теория измельчения основана на взаимосвязи между затрачиваемой энергией и крупностью измельчённых частиц, получаемых из питания заданной крупности.

Наиболее известным и широко используемым энергетическим уравнением является уравнение, предложенное Бондом (1961):

$$W = 10 \cdot W_i \cdot (P^{0.5} \cdot F^{-0.5}) \quad (1)$$

где: W – удельная энергия, затрачиваемая при измельчении ($\text{кВт} \cdot \text{ч/т}$); W_i – рабочий индекс ($\text{кВт} \cdot \text{ч/т}$); P – класс крупности измельчённого продукта, суммарный выход которого по кривой гранулометрического состава соответствует выходу 80 % (P_{80}); F – класс крупности исходного материала, суммарный выход которого по кривой гранулометрического состава соответствует выходу 80 % (F_{80}).

Третья теория измельчения Бонда представляет собой эмпирическую зависимость, которая связывает затраты энергии в пропорции к вновь образованной поверхности, образующейся при разрушении частиц. Впоследствии к уравнению Бонда было предложено применять коэффициенты эффективности, чтобы корректировать потребляемую мощность.

Уравнение для третьей теории измельчения Бонда первоначально было разработано для использования с традиционными схемами дробления и измельчения (дробилка – стержневая – шаровая мельница или дробилка – шаровая мельница).

К 70-м годам двадцатого века применение традиционных схем, как правило, ограничивалось относительно низкими производительностями. Большинство современных схем измельчения включают в себя мельницу полусамоизмельчения, шаровую мельницу и/или их комбинацию. Использование рабочих индексов Бонда в сочетании с другими тестами на разрушение и применением эмпирических коэффициентов эффективности стало стандартом для определения крепости руды, чтобы рассчитать удельное потребление энергии для схем измельчения.

Подход Бонда заключается в определении характеристик твёрдости руды или так называемого «рабочего индекса» (W_i) с помощью стандартизированных лабораторных испытаний. Полный набор тестов Бонда на измельчение позволяет получить рабочий индекс ударного дробления (CW_i), индекс абразивности (A_i), рабочий индекс стержневого измельчения (RW_i) и рабочий индекс шарового измельчения (BW_i).

Необходимо отметить, что при разработке и публикации теории Бонда технология полусамоизмельчения только внедрялась в горнодобывающей отрасли, поэтому соответствующее тестирование и способы расчёта мельниц не были предложены Бондом.

МакФерсон (1978) создал тест для определения параметров самоизмельчения, выполняемый в лабораторной мельнице непрерывного действия диаметром 18 дюймов в закрытой схеме с воздушным классификатором до достижения устойчивого состояния. Основным результатом теста является рабочий индекс самоизмельчения МакФерсона

(AWi). Индекс AWi используется в сочетании с другими рабочими индексами Бонда (CW_i, RW_i, BW_i) для определения потребления энергии с использованием третьего закона измельчения Бонда.

Из-за сложной конструкции установки и необходимости длительного непрерывного тестирования большой массы руды, данный способ не нашёл широкого применения в отрасли. В России данный способ никогда не применялся.

Чтобы заполнить недостающий раздел в теории Бонда по выбору мельниц полусамоизмельчения, Барратт (1986) предложил использовать эмпирическую формулу для прогнозирования мощности, в которой используется комбинация рабочих индексов Бонда (CW_i, RW_i, BW_i) для диапазона крупностей от питания F₈₀ до определённого значения продукта P₈₀. К полученной величине мощности применяется поправочный коэффициент и вычитается мощность на шаровое измельчение.

Для автоматизации выполнения расчётов по предложенному способу было разработано соответствующее программное обеспечение с товарным наименованием Millpower 2000.

Недостатком способа является необходимость получения при лабораторном тестировании трёх рабочих индексов согласно методике Бонда: индекса ударного дробления (CW_i), индекса стержневого измельчения (RW_i) и индекса шарового измельчения (BW_i). Известно, что рабочий индекс ударного дробления (CW_i) определяют на крупнокусковом материале. Из большой массы пробы выбирают всего несколько крупных кусков руды, которые могут оказаться непредставительными для данной пробы и всего месторождения. Результаты тестирования могут не воспроизводиться при тестировании в других лабораториях на идентичном тестовом материале.

Таким образом, расчёт удельной энергии мельниц полусамоизмельчения для данного способа не обеспечивает требуемой точности.

Исследования по методике JK Drop Weight Test (DWT) выполняют для определения характерных для каждой руды параметров, интерпретируемых в дальнейшем при помощи программного пакета JKSimMet Mineral Processing Simulator, что позволяет выбрать дробильное оборудование, а также мельницы само- и полусамоизмельчения.

Для прогнозирования процесса само- и полусамоизмельчения с использованием программы JK SimMet выделяют два взаимодополняющих механизма разрушения:

- ударное разрушение (высокоэнергетическое воздействие);
- абразивное разрушение (низкоэнергетическое воздействие).

Параметры ударного разрушения (A и b) определяют при помощи лабораторной установки методом падающего груза (JK Drop-Weight tester). Параметр абразивного разрушения (ta) определяют в ходе выполнения теста в барабанной мельнице.

Существует сокращённая форма теста падающим грузом. Тест SMC был разработан Морреллом (2004) как экономичный способ оценки тех же самых параметров, что и в тесте JK Drop-Weight (DWT), но при наличии ограниченного количества материала, когда объём пробы и её крупность недостаточны для проведения полного тестирования DWT.

Результаты теста SMC используют для определения индекса Drop-Weight (DW_i), который является мерой прочности горной породы при ударном разрушении, а также индексов M_{ia}, M_{ic} и M_{ih}, характеризующих затраты удельной энергии при грубом измельчении, дроблении в традиционных дробилках и валковых дробилках высокого давления.

Недостатком тестирования DWT и SMC является процедура подготовки пробы. Для тестирования из большой массы пробы выбирают всего несколько крупных кусков руды, которые могут оказаться непредставительными для данной пробы и всего месторождения.

Моррисон (2011) утверждает, что значение показателя A_{xb} , получаемого в результате тестирования падающим грузом, составляет всего лишь 40 % от энергии, необходимой для мельницы полусамоизмельчения. Другими словами, согласно этому утверждению энергия, необходимая для полусамоизмельчения, будет в 2,5 раза больше, чем значение показателя A_{xb} для получения такой же степени разрушения частиц.

Точность расчётов измельчительного оборудования в программном пакете JK SimMet по результатам тестирования DWT/SMC зависит от наличия базы данных. Если база данных по месторождениям аналогам отсутствует, то надёжность полученного результата расчёта значительно снижается.

Недостатком способа определения удельной энергии падающим грузом являются скрытые параметры, которые невозможно получить при тестировании в лаборатории без обращения к разработчику методики. Сами по себе коэффициенты, получаемые при тестировании JK Drop Weight Test или SMC Test, не позволяют напрямую определить удельную энергию само- и полусамоизмельчения и не позволяют выполнить расчёт оборудования без программного пакета JKSimMet.

Примерно в одно и то же время с тестированием падающим грузом был разработан способ определения удельной энергии измельчения при тестировании в лабораторной мельнице. Старки предложил свой тест на определение индекса мощности полусамоизмельчения (SAG Power Index – SPI). Тест проводится в замкнутом цикле, и время, необходимое для измельчения материала до крупности $P_{80} = 1,7$ мм, используется для прогнозирования удельной энергии само- и полусамоизмельчения.

В настоящий момент методика SPI является закрытой и используется в программном пакете CEET (ранее в программном пакете Minnovex).

Тестирование SAGDesign было разработано Старки (2005) для преодоления технических ограничений теста SPI. Лабораторная мельница воспроизводит рабочие условия промышленной мельницы полусамоизмельчения в закрытом цикле измельчения. Количество оборотов мельницы, необходимое для измельчения материала до крупности $P_{80} = 1,7$ мм, используется для прогнозирования удельной энергии само- и полусамоизмельчения. Измельчённый продукт, полученный в лабораторной мельнице полусамоизмельчения, затем направляют на определение рабочего индекса шарового измельчения Бонда.

В совокупности результаты тестирования в мельнице полусамоизмельчения и шаровой мельнице позволяют спрогнозировать требуемое количество энергии для всего процесса рудоподготовки: от исходной до конечной крупности. В общем виде уравнение для расчёта энергии может быть представлено следующим образом:

$$W_T = W_{SAG} + W_{BM} \quad (2)$$

где: W_T – общая удельная энергия цикла рудоподготовки (кВт·ч/т); W_{SAG} – удельная энергия само- и полусамоизмельчения (кВт·ч/т); W_{BM} – удельная энергия измельчения в шаровой мельнице (кВт·ч/т).

Преимуществом описываемого способа тестирования является отсутствие каких-либо скрытых коэффициентов или формул. Результатом тестирования является параметр удельной энергии само-/полусамоизмельчения, измеряемый в кВт·ч/т.

Фактически Старки доработал теорию Бонда в части полусамозмельчения. Недостатком способа является невозможность выполнения тестирования в лабораториях, не прошедших обучение и сертификацию.

Результаты тестирования SAGDesign могут быть использованы для непосредственных инженерных расчётов мельниц, либо для моделирования и выбора мельниц в программном пакете USIM PAC от компании Caspco.

Учитывая значительный опыт исследовательских работ и проектирования горно-обогатительных предприятий, в Институте ТОМС для выбора оборудования, моделирования схем рудоподготовки и сравнения их экономической эффективности был разработан собственный способ тестирования и соответствующее программное обеспечение АКРИМ-Р – Автоматизированный комплекс расчёта и моделирования (рудоподготовка).

Разработанный способ основан на вычислении значения удельной энергии измельчения (кВт·ч/т) при заданной крупности питания и крупности продукта. Предложен простой алгоритм расчёта промышленного оборудования, в котором требуемую производительность мельницы умножают на полученную при тестировании удельную энергию. Определив требуемую полезную мощность двигателя мельницы, выполняют подбор параметров самой мельницы (геометрия, условия загрузки измельчающей средой и др.).

В зависимости от конфигурации выбранной схемы и условий ведения процесса могут вводиться соответствующие поправочные коэффициенты. Все расчёты осуществляются в автоматическом режиме.

Последующее технико-экономическое сравнение вариантов схем вместе с возможностью в ручном режиме изменять параметры позволяют обосновать оптимальное технологическое решение для рудоподготовки каждого месторождения с учётом его индивидуальных особенностей.

Важно отметить, что для современных горно-обогатительных предприятий выбор оптимальных решений, связанных с рудоподготовкой, является одним из ключевых вопросов проектирования.

Ошибка при выборе мельницы само- и полусамозмельчения повлечёт за собой многомиллионные убытки. Чтобы избежать подобных ситуаций, требуется не только выполнить тестирование представительных проб руды в сертифицированной лаборатории, но и привлечь к разработке схемы рудоподготовки, а также последующему проектированию опытных специалистов, обладающих знаниями и опытом для работы в современных программных комплексах.

Modern views on testing methods and sizing of ag/sag mills

Kulikov Y.V., Senchenko A.Y., Fedotov P.K.

A brief overview of contemporary lab-scale testing methods and subsequent calculations to size and select industrial AG and SAG mills is presented. The paper describes pros and cons of the methods under consideration.

**СОПОСТАВЛЕНИЕ РЕНТГЕНАБСОРБЦИОННОГО И
РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОГО МЕТОДОВ СОРТИРОВКИ РУД
ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ**

С.В. Зиятдинов¹, Т.А. Ефремова¹, Т.Ю. Овчинникова²

¹АО «Уралмеханобр», г Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: svziyat@mail.ru

²ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург,
Российская Федерация, e-mail: Tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

Развитие методов предварительного обогащения в целом, рентгеноабсорбционного и рентгенофлуоресцентного в частности, обуславливает необходимость сопоставления возможности использования данных методов для предварительного обогащения руд цветных металлов. Сравнение этих методов представлено в настоящей статье.

При изучении возможности предварительного обогащения медной руды Сафьяновского месторождения рентгеноабсорбционным методом были проведены расчёты массовых коэффициентов ослабления и интенсивностей прошедшего излучения кусков минералов разной толщины.

Поскольку в кусках содержания минералов варьируются случайным образом, необходимо рассчитать интенсивности прошедшего излучения в кусках с различным минеральным составом [1-3].

Расчётные значения интенсивности прошедшего излучения для различных по составу кусков представлены в таблице 1.

Таблица 1. Интенсивности прошедшего излучения в кусках с различным минеральным составом при энергии облучающих квантов 124 кэВ

Кусок	Минерал	Содержани е минерала в куске, % α_i	Интенсивность прошедшего излучения через минерал толщиной 3 см, д. ед. I_i	Доля интенсивности прошедшего излучения через слои отдельных минералов в куске, д. ед. I_{K_i}
Бедный по меди с преобладанием пирита	Халькопирит	3	0,041	0,001
	Пирит	61	0,040	0,024
	Сфалерит	2	0,028	0,001
	Кварц	34	0,300	0,102
	Итого:	100	-	0,128
Богатый по меди, без пирита	Халькопирит	45	0,041	0,018
	Пирит	0	0,040	0,000
	Сфалерит	21	0,028	0,006
	Кварц	34	0,300	0,102
	Итого:	100	-	0,126

Расчёт доли интенсивности прошедшего излучения через слои отдельных минералов в куске рассчитывался по формуле 1:

$$I_{K_i} = \alpha_i \cdot I_i / 100, \quad (1)$$

Международная конференция «Плаксинские чтения – 2023»
г. Москва, 02-05 октября 2023 г.

где: α_i – содержание минерала в куске, %; I_i – интенсивность прошедшего излучения через минерал толщиной 3 см, д.ед.; I_{ki} – доля интенсивности прошедшего излучения через слои отдельных минералов в куске, д.ед.

Если обратиться к расчётам, представленным в таблице 1, можно отметить, что, доля интенсивности прошедшего излучения через бедный кусок по меди с преобладанием пирита равна 0,128 д. ед., тогда как через богатый по меди кусок без пирита 0,126 д.ед. Значения идентичны, а куски обладают разной потенциальной экономической стоимостью.

Таким образом, рентгеноабсорбционный метод не позволяет разделить близкие по значению массового коэффициента ослабления минералы и их сростки, что критично для многокомпонентных руд цветных металлов.

В таблице 2 представлены характеристики 20 кусков медной руды Сафьяновского месторождения, полученные с помощью рентгенофлуоресцентного сепаратора СРФ1-100Л.

Таблица 2. Характеристики кусков, полученные с помощью рентгенофлуоресцентного сепаратора СРФ1-100Л

№ куска	Число импульсов в спектральных областях элементов, имп/с				Аналитический параметр, усл. ед.			Содержание элементов, %		
	N_{Cu}	N_{Zn}	N_{Fe}	N_s	H_{Cu}	H_{Zn}	H_{Fe}	β_{Cu}	β_{Zn}	β_{Fe}
69	3682,5	833,25	4793	709	5,19	1,18	6,76	26	0,02	28,2
90	246,25	174	2310,5	1388,25	0,18	0,13	1,66	0,79	0,01	6,4
96	3064,25	727,75	4647,25	608,75	5,03	1,2	7,63	17,79	0,05	31,66
99	528,75	271	3824,25	1142,5	0,46	0,24	3,35	2,09	0,15	13,33
104	430,25	282	3878,5	1802	0,24	0,16	2,15	0	0,03	8,39
105	512,25	478	8382	953,25	0,54	0,5	8,79	0,61	0,02	36,72
109	627,25	260,25	2953,25	865,5	0,72	0,3	3,41	3,86	0,03	13,6
112	366,5	200,75	2322,5	1724,75	0,21	0,12	1,35	0,81	0,04	5,13
128	543,75	282,25	3574	1980,75	0,27	0,14	1,8	0,48	1,86	6,97
141	2208	597,75	4943,5	847,25	2,61	0,71	5,83	14,3	0,03	23,88
162	443,25	256,5	4139,5	1884	0,24	0,14	2,2	0,48	0,05	8,57
166	250,25	264	1365	1958,75	0,13	0,13	0,7	0,07	0,03	2,57
169	676,25	383	3927,5	1896,25	0,36	0,2	2,07	0,06	0,02	8,06
173	484,5	247	3062,25	1751	0,28	0,14	1,75	0,8	0,04	6,75
175	3480,25	2000,5	3728,5	652,25	5,34	3,07	5,72	21,76	1,87	23,2
182	343,5	185	2346,5	1331,75	0,26	0,14	1,76	1,1	0,07	6,8
185	1380,25	394,25	3408,75	1127,75	1,22	0,35	3,02	6,9	0,06	11,98
187	1320,25	509,5	3948,25	1347,5	0,98	0,38	2,93	3,69	0,01	11,59
197	1558,75	1162,75	5699	817,75	1,91	1,42	6,97	1,02	0,03	28,77
200	386,25	262	3037,5	1641,25	0,24	0,16	1,85	0,15	0,05	7,16

В качестве аналитического параметра было принято спектральное отношение числа импульсов в энергетической области элемента к числу импульсов в области рассеянного излучения. Например, для меди, $H_{Cu}=N_{Cu}/N_s$. Содержание меди в кусках определено методом химического анализа.

Согласно данным таблицы 2 в руде встречаются куски совершенно разного минерального и химического составов, при этом прослеживается взаимосвязь между аналитическим параметром и содержанием химического элемента в куске.

На рисунке представлена зависимость аналитического параметра от содержания меди в куске.

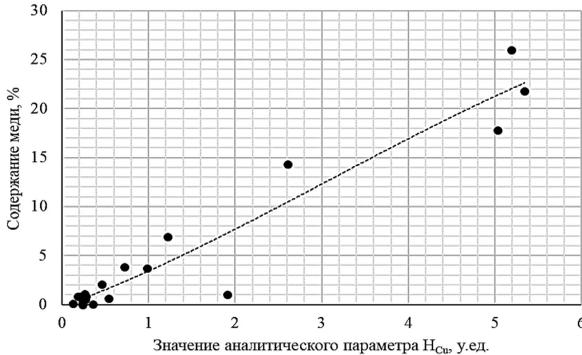


Рисунок. Зависимость содержания меди от аналитического параметра $N_{Cu}=N_{Cu}/N_s$

Коэффициент корреляции составил 0,964, что говорит о сильной связи аналитического параметра с содержанием меди в кусках [4].

Таким образом, рентгенофлуоресцентный метод позволяет достаточно эффективно разделять многокомпонентные медьсодержащие куски.

Изучение рентгеноабсорбционного метода показало, что данный метод не способен разделить близкие по значению массового коэффициента ослабления минералы и их сростки, что критично для многокомпонентных руд цветных металлов.

По результатам проведённых исследований можно отметить, что рентгенофлуоресцентный метод является наиболее эффективным из рассматриваемых для сортировки многокомпонентных медьсодержащих руд.

Список использованных источников

1. Цыпин Е.Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: науч. монография. Екатеринбург: Изд-во УГТУ, 2015. 303 с.
2. Цыпин Е.Ф. Предварительное обогащение //Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. С. 82-104.
3. Цыпин Е.Ф., Комлев С.Г. Радиометрическая обогатимость руд: Учебное пособие. Изд-во «Уральский рабочий» Свердловск 1988 – 75 с.
4. Ревнивец В.И., Азбель Е.И., Баранов Е.Г. и др. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке. – М.: Недра, 1987. – 307 с.

Comparison of X-ray adsorption and X-ray fluorescence method of sorting non-ferrous metal ores

Ziyatdinov S.V., Efremova T.A., Ovchinnikova T.Yu

The development of pre-enrichment methods in general, X-ray adsorption and X-ray fluorescence in particular, necessitates their comparison regarding the possibility of using these methods for pre-enrichment of non-ferrous metal ores. A comparison of these methods is presented in this article.

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОНСТРУКЦИИ
РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНОГО СЕПАРАТОРА С ЦЕЛЬЮ
ЭФФЕКТИВНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РАЗЛИЧИЙ В МИНЕРАЛОГО-
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВАХ РУД И ПОРОД**

Д.А. Асанович, Д.Н. Шibaева

Горный институт КНЦ РАН, Апатиты, Российская Федерация, e-mail: shibaeva_goi@mail.ru

В работе проанализированы варианты систем транспортирования рентгенолюминесцентного сепаратора для выбора наилучшей ее конструкции, обеспечивающей уменьшение расстояний от источника излучения до куска, от куска до детектора при движении по траектории свободного падения

Рентгенолюминесцентная сепарация, метод разделения, основанный на анализе светового потока люминесценции, зарегистрированного с поверхности кусков рудной массы. Проведёнными исследованиями подтверждена возможность и эффективность прогнозирования содержания полезного компонента в куске по результатам анализа его поверхности. В работе *Тереженко С.В., Шibaева Д.Н. Повышение качественных показателей рудопотока с использованием методов предконцентрации: теория и практика // Горный журнал. 2020. № 9. С. 60-65* - рассмотрены факторы, определяющие эффективность кускового разделения рудной массы, одним из которых является соблюдение модуля крупности в сепарируемом классе не более 2,5 отн.ед., учтённый российскими производителями рентгенолюминесцентных сепараторов АО «ИЦ Буревестник» и ООО «ЭГОНТ». Однако, вследствие природных особенностей рудной массы: высокой вариативности форм, размеров и плотности кусков ее составляющих, даже в таком диапазоне крупности кусков класса –50+20 мм, из-за разброса расстояний от источника первичного излучения до анализируемой поверхности кусков, а также от поверхности кусков до детектора, эффективность разделения может быть невысокой. Поскольку интенсивность, как первичного, так и вторичного излучения уменьшается с квадратом расстояния.

Целью данной работы является поиск приёмов снижения влияния природных различий кусков рудной массы (вариативность форм, размеров и плотности) на эффективность сепарации за счёт уменьшения разброса расстояний от источника первичного излучения до поверхности кусков, от поверхности кусков до детектора, возникающих в процессе их перемещения по траектории свободного падения рудной массы через зону облучения и регистрации, колебаний траекторий свободного падения в зоне разделения.

Установлено, что в радиометрических сепараторах используются две группы систем транспортирования.

Первая группа реализует перемещение кусков рудной массы в зону облучения и регистрации посредством двух последовательно расположенных вибропитателей: разгрузочного и транспортирующего. Процесс облучения, регистрации и разделения для таких систем осуществляется на траектории свободного падения.

Во второй группе для перемещения кусков рудной массы через зону облучения и регистрации используется конвейерная лента. Процесс анализа куска рудной массы в этом случае происходит на ее поверхности, а разделение на траектории свободного падения.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Для выбора наилучшего способа стабилизации траекторий движения кусков рудной массы в свободном падении (для систем транспортирования первой группы) разработаны варианты конструкций, транспортирующих вибропитателей, которые условно можно разделить на три группы.

Группы сформированы в зависимости от соотношения длин дополнительно наклонённой профилированной части лотка вибропитателя к общей его длине.

- первая группа – наклонная часть составляет 50 % всей длины лотка (диапазон увеличения наклона 3-13° с шагом 2°);
- вторая – наклонная часть составляет 20 % всей длины лотка (диапазон увеличения наклона 5-20° с шагом 5°);
- третья – наклонная часть составляет 10 % всей длины лотка (диапазон увеличения наклона 5-20° с шагом 5°).

Кроме того, для вариантов геометрий профилированной части лотков, относящихся ко второй и третьей группам, разработаны конструкции, где дополнительная наклонная часть является невибрирующей – успокоитель.

Показано, что для варианта сепаратора, реализующего процесс облучения и регистрации на траектории свободного падения целесообразно использовать конструкцию транспортирующего вибропитателя, профилированная часть которого состоит из двух частей (рисунок 1 а): вибрирующей (90 % от его общей длины), наклоненной на угол 14°, и не вибрирующей (успокоителя) под углом 24°. Такая конструкция вибропитателя обеспечила снижение разброса траекторий (рисунок 1б): в начальной точке движения по траектории свободного падения – после схода с успокоителя, составляет 46,2 мм, увеличиваясь через каждые 10 см минимум на 7 %.

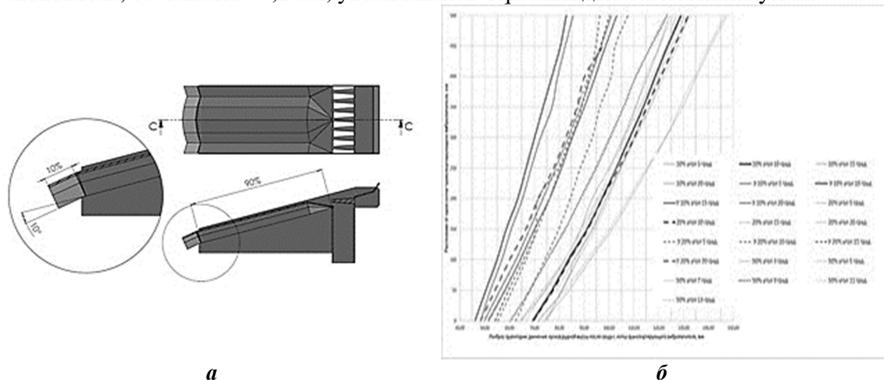


Рисунок 1. Результаты моделирования конструкций транспортирующего вибропитателя: а) схема транспортирующего вибропитателя; б) разброс траекторий кусков в свободном падении

Системы транспортирования второй группы, сочетающие вибропитатель и конвейерную ленту, позволяют минимизировать колебания расстояний от источника первичного облучения до образца, и от образца до детектора.

Необходимо отметить, что для эффективной идентификации свойств отдельных кусков требуется сформировать не только монослой на поверхности конвейерной ленты,

но и расстояния между кусками с целью обеспечения возможности идентификации их границ. Отсутствие необходимого расстояния между кусками отрицательно повлияет на качество разделения.

Альтернативным вариантом системы транспортирования, представленным в рамках работы, обеспечивающим покусковый анализ на поверхности устройства перемещения и точное, точечное разделение является трёхэлементная система, включающая разгрузочный вибропитатель, транспортирующий и барабанный раскладчик. Барабанный раскладчик (п-канальное устройство, каждый канал которого включает m -ячеек), объединяющий в единую систему устройство транспортирования рудной массы в зону облучения и регистрации и исполнительный механизм, выделяющий из технологического потока горной массы куски, содержащие полезные компоненты.

Поиск наилучшего варианта конструкции вибропитателя и ячеек барабанного раскладчика (высоты и толщины торцевой перегородки) основывался на возможности обеспечения максимального заполнения ячеек (рисунок 2).



а *б*
Рисунок 2. Модель системы транспортирования в Rocky DEM:
а) общий вид; б) заполнение ячеек барабанного раскладчика

Установлено, что для сепарации кускового материала класса $-50+20$ мм, максимальное количество ячеек с 1 куском и минимальное количество пустых ячеек (27,3 %) достигается при использовании в конструкции транспортирующего элемента вибропитатель с успокоителем, наклонённым под углом 29 градусов, длина которого составляющей 10 % от всей длины профилированной части лотка; высоте и толщине торцевой перегородки ячейки равным 45 мм и 3 мм соответственно.

Improving the design of the X-ray luminescent separator in order to effectively use the differences in the mineralogical and technological properties of ores

Asanovich D. A., Shibaeva D.N.

This article presents an analysis the variants of transportation systems for the X-ray luminescent separator in order to select its best design, which ensures a decrease in the spread of distances from the source of primary radiation to the surface of the pieces, from the surface of the pieces to the detector, when moving along the free fall trajectory/

**ЭЛЕКТРОИМПУЛЬСНАЯ ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ МИНЕРАЛЬНОГО
КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ***

А.П. Жабоедов¹, А.И. Непомнящих¹, А.А. Жерлицын²

¹ ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова Сибирского отделения
Российской академии наук, г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: rover2808@yandex.ru

² ФГБУН Институт сильноточной электроники Сибирского отделения
Российской академии наук г. Томск, Российская Федерация

В данной работе исследовано измельчение кварцевого сырья методом электроимпульсного дробления и оценено его влияние на эффективность химического выщелачивания кварцитов Восточного Саяна.

Технология получения кварцевых концентратов зависит от свойств породообразующих минералов и уровня развития техники. На сегодняшний день технологические схемы получения кварцевого концентрата для различных типов сырья включают в себя следующие этапы подготовки: первичное дробление, отмывка и очистка, физическая обработка (истирание, магнитная сепарация, электростатическая сепарация), химическая обработка (флотация и химическое выщелачивание), термическая обработка (высокотемпературное хлорирование, прокатка) и др. [1].

Минеральные включения находятся по граням монофракционных кристаллов, сростков, что при дроблении крупногабаритного материала по границам дефектов приведёт к их вскрытию и нахождению на поверхности шихты.

Основным подготовительным этапом обогащения является дезинтеграция кварцевой породы до фракции 100-300 мкм. Традиционно для этих целей используют механическое дробление, термодробление (терморазупрочнение) и истирание [2]. Данные операции не обеспечивают высокую селективность и приводят к переизмельчению ценного продукта, а при дроблении и измельчении химически чистого сырья могут привести к его загрязнению.

На сегодняшний день альтернативой данным методам является электроимпульсный способ измельчения материалов [3], основанное на электрическом пробое и раскрытии материала по трещинам и примесным включениям, являющихся менее электрически прочными, рабочим инструментом метода является канал сильноточного разряда в воде, инициируемый высоковольтным импульсом напряжения.

В результате исследования электроимпульсной дезинтеграции кварцитов Восточного Саяна определены и отработаны оптимальный режимы, позволяющие получить наибольший выход полезной фракции.

Предварительные данные показали, что для эффективной электроимпульсной дезинтеграции кварцитов, не требуется предварительное терморазупрочнение материала. Качество используемой воды при дроблении не сказывается на характеристиках кварцевых концентратов.

* Работа выполнена по госзаданию №0284-2021-0004 «Материалы и технологии для разработки радиационных детекторов, люминофоров и оптических стекол», с использованием научного оборудования ЦКП "Изотопно-геохимических исследований" ИГХ СО РАН.

Микроскопические исследования, кварцевой крупки фракцией 100-300 мкм, на оптическом микроскопе OLIMPUS BX-51 в проходящем свете показали, что кварцевые агрегаты, полученные при механическом истирании, содержат большое количество флюидных включений, тогда как в крупке, полученной при электроимпульсном дроблении флюидные включения не обнаружены.

Список использованных источников

1. Haus R., Prinz S., Priess C. Assessment of high purity quartz resources // Quartz: Deposits, Mineralogy and Analytics. – Springer, Berlin, Heidelberg, 2012. – С. 29-51.
 2. Непомнящих А.И., Волкова М.Г., Жабоедов А.П. и др. Кварцевые концентраты на основе сливного кварцита // Неорганические материалы, 2018, том 54, № 8, С. 850–853
 3. Мирталипов Д.Т. и др. Применение импульсной электроразрядной обработки для дробления материалов и экстракции веществ // Технологии и оборудование химической, биотехнологической и пищевой промышленности. – 2021. – С. 48-51.
-

Electropulse disintegration of mineral quartz raw materials

Zhaboedov A.P., Nepomnyashchikh A.I., Zherlitsyn A.A.

In this work, the grinding of quartz raw materials by the method of electropulse crushing was studied and its effect on the efficiency of chemical leaching of East Sayan quartzite was evaluated.

**ИНТЕНСИФИКАЦИЯ РУДОПОДГОТОВКИ И ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД ПУТЕМ СОЧЕТАНИЯ
РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ И ФЛОТАЦИИ**

А.К. Салчак^{1,2}, В.И. Ростовец¹

¹ ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН,
г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: benevikt@nigs.ru

² Обогащительная фабрика ООО «Лунсин», г. Кызыл, Республика Тыва

Установлено, что рентгенорадиометрическое разделение руды позволяет выделить из нее 24,16 % крупнокусковых хвостов, содержащих минимальное количество ценных компонентов, и 75,84 % концентрата с максимально возможным содержанием цинка 11,62 % при его извлечении 97,83 %. Это на 22,52 % больше, чем извлечение цинка в хвосты медно-свинцовой флотации по существующей технологии.

На современном этапе богатые месторождения практически отработаны, а перерабатывать традиционными методами бедные и забалансовые руды экономически невыгодно. Легкообогащаемых руд остаётся все меньше и все чаще приходится вовлекать в переработку труднообогащаемые и упорные руды. Поэтому из-за экономических и технологических преимуществ предварительное обогащение должно стать и уже является неотъемлемой частью общей технологии добычи и переработки полезных ископаемых и разных техногенных образований [1].

Одним из эффективных методов, позволяющих получать качественные концентраты из такого минерального сырья, является флотация, для которой определяющий фактор – размер свободных зёрен минеральных частиц.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

По данным [2] расширение диапазона крупности частиц во флотационной пульпе до 0,1–0,3 мм может дать экономию 30–50 % энергии, затрачиваемой в процессе измельчения.

В [3] указывается, что для процессов селективной дезинтеграции в ряде стран разрабатываются энергетические методы воздействия на минеральное сырье (СВЧ, мощные наносекундные импульсы и т.д.).

Среди указанных перспективным является воздействие потоком высокоэнергетических ускоренных электронов на минеральное сырье [4–5].

Радиационные технологии являются потенциально прорывными в различных областях промышленного производства.

Достоинством воздействия ускоренными электронами является наличие отечественного стандартного оборудования для реализации процессов обработки минерального сырья с сохранением или незначительным изменением технологических схем и оборудования обогатительных фабрик [6].

Другим направлением поиска и развития эффективных обогатительных технологий является предварительное обогащение [7–10], в котором могут решаться различные задачи, из них наиболее важной и часто решаемой является задача предварительной концентрации полезных минералов в выделенном продукте.

В последнее время среди используемых методов предварительного обогащения приобретают особое значение информационные методы обогащения.

Наиболее универсальным и востребованным является рентгенорадиометрический метод. Этот способ опробован и уже используется при переработке различных видов минерального сырья.

Цели и задачи исследований настоящей работы заключаются в обосновании применения физических и физико-химических воздействий, обеспечивающих не только снижение себестоимости получения конечной товарной продукции за счёт предварительного удаления пустой породы из руды и повышения технологических и технико-экономических показателей флотационного процесса обогащения руды, но и снижение негативного влияния обогатительных предприятий на окружающую среду.

Объектом исследований являлась полиметаллическая руда одного из месторождений Республики Тыва со следующим содержанием основных полезных компонентов в %: свинца – 1,0, цинка – 9,65, меди – 0,7.

Существующей технологией флотации предусматривается коллективная медно-свинцовая флотация, из хвостов которой извлекается цинковый концентрат.

Медно-свинцовый концентрат подвергается флотационному разделению на медный и свинцовый концентраты.

В таблице 1 приведены результаты медно-свинцовой (Cu-Pb) флотации.

Таблица 1. Баланс продуктов обогащения в операции основной Cu-Pb флотации существующей технологической схемы переработки руды

Продукт	Выход, % от операции	Содержание, %			Извлечение, %		
		Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu
К-т основной Cu-Pb флотации	24,03	8,547	8,820	2,327	24,69	85,74	78,47
Хвосты основной Cu-Pb флотации	75,97	8,245	0,464	0,202	75,31	14,26	21,53
Питание основной Cu-Pb флотации	100,00	8,318	2,472	0,712	100,00	100,00	100,00

Анализ приведённых в таблица 1 данных показывает, что существующая технология рудоподготовки и обогащения характеризуется низкой эффективностью, так как извлечение цинка (Zn) в концентрат медно-свинцовой флотации составляет 24,69 %, а потери свинца (Pb) и меди (Cu) с хвостами Cu-Pb флотации соответственно равны 14,26 и 21,53 %. Учитывая, что цинковый (Zn) концентрат получается из хвостов Cu-Pb флотации, то извлечение цинка в концентрат составит порядка 75,0 %.

Низкие показатели по извлечению металлов в концентраты несмотря на достаточно тонкое измельчение, достигающее 90-95 % класса -44 мкм, связано с минералогическими особенностями руды, характеризующих ее трудную обогатимость и упорность.

Для изучения распределения элементов в исследуемой руде было проведено испытание (таблица 2) на возможность удаления пустых пород из исходной текущей руды.

Таблица 2. Результаты рентгенорадиометрического разделения текущей пробы полиметаллической руды

Продукт	Выход		Содержание, %			Извлечение, %		
	кг	%	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu
1	16,95	11,3	0,09	0,03	0,01	0,11	0,22	0,20
2	10,5	7,0	0,41	0,06	0,05	0,32	0,28	0,62
3	8,7	5,8	2,67	0,09	0,28	1,72	0,35	2,88
4	7,95	5,3	12,19	0,59	0,53	7,17	2,09	4,98
5	105,9	70,6	11,58	2,06	0,73	90,68	97,06	91,32
Итого	150,0	100,0	9,02	1,50	0,56	100,00	100,00	100,00

Анализ данных таблица 2 показывает, что с увеличением выхода выделяемого (отбрасываемого) из руды продукта содержание в нем цветных металлов (Zn, Pb, Cu) возрастает. Так если в продукте 1 содержание цинка, свинца и меди составляет в %: 0,09; 0,03 и 0,01, то в продукте 4 – 12,19; 0,59 и 0,53 % соответственно.

В таблица 3 приведены результаты опытов по определению условий оптимальной рентгенорадиометрической сепарации пробы исследуемой полиметаллической руды.

Таблица 3. Определение оптимального режима рентгенорадиометрической сепарации текущей пробы полиметаллической руды

Продукт	Выход %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu
Концентрат	70,53	11,58	2,06	0,73	90,65	97,05	91,61
Хвосты	29,47	2,86	0,15	0,16	9,35	2,95	8,39
Итого	100,00	9,01	1,49	0,56	100,00	100,00	100,00
Концентрат	75,84	11,62	1,96	0,72	97,83	99,19	96,58
Хвосты	24,16	0,81	0,05	0,08	2,17	0,81	3,42
Итого	100,00	9,01	1,50	0,56	100,00	100,00	100,00
Концентрат	81,66	10,98	1,82	0,68	99,82	99,51	99,34
Хвосты	18,34	0,09	0,04	0,02	0,18	0,49	0,66
Итого	100,00	8,98	1,49	0,56	100,00	100,00	100,00
Концентрат	88,70	10,15	1,68	0,63	99,89	99,77	99,80
Хвосты	11,30	0,09	0,03	0,01	0,11	0,23	0,20
Итого	100,00	9,01	1,49	0,56	100,00	100,00	100,00

По данным таблица 3 наиболее эффективным является режим, при котором выход хвостов составляет 24,16 %. Выход концентрата 75,84 % с содержанием цинка 11,62 % при извлечении 97,83 %. Это на 22,52 % больше, чем извлечение цинка в хвосты медно-свинцовой флотации, из которых по существующей технологии получают товарный цинковый концентрат. По данным исследований рекомендуемая для сепарации крупность руды +12-80 мм.

Таким образом, как показывают результаты выполненных исследований, использование рентгенорадиометрической сепарации при обогащении труднообогатимой полиметаллической руды позволит не только повысить технологические показатели по переработке руды, но и одновременно снизить себестоимость товарной продукции из-за снижения нагрузки на основное технологическое оборудование и сократить объем сбросов тонкого материала в хвостохранилище обогатительной фабрики за счёт предварительного удаления из руды 24.16 % пустой породы в виде крупных кусков.

Список использованных источников

1. Скопов С.В. Обогащение минерального сырья и техногенных отходов на ЗАО НПК «ТЕХНОГЕН» – Материалы III Международной научно-технической конференции «Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных отходов», г. Екатеринбург – 2007. – С. 22-32.
 2. Кондратьев С.А., Мошкин Н.П. Взаимодействие минеральной частицы со свободным пузырьком воздуха в жидкости // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2020. № 6. С. 125–135.
 3. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья сложного вещественного состава / Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2020). – Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2020. – С. 3–4.
 4. Кондратьев С.А., Ростовцев В.И., Коваленко К.А. Развитие экологически безопасных технологий комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // Горный журнал. – 2020. – № 5. С. 39-46.
 5. Чантурия В.А., Бунин И.Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2007. – № 3. С. 107–128.
 6. Куксанов Н.К., Салимов Р.А., Брызгин А.А. Ускорители электронов для промышленного применения, разработанные в ИЯФ им. Г. И. Будкера СО РАН // Успехи физических наук. – 2018. – Т. 188. – № 6. – С. 672-685.
 7. Цыпин Е.Ф., Ефремова Т.А., Елизаров Д.Б. и др. Связь показателей рентгенорадиометрической сепарации с крупностью сортируемых классов // Известия вузов. Горный журнал. – 2018. – № 6. – С. 77-84.
 8. Максимов И.И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. С. 3–11.
 9. Цыпин Е.Ф., Ефремова Т.А., Овчинникова Т.Ю. Технологические особенности предварительного обогащения руд с использованием рентгенорадиометрической сепарации // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022). – Владивосток: ДВФУ, 2022. – С. 224–228.
 10. Knapp H., Neubert K., Wotruba H. Simulation of sensor-based on drill core analysis // Proc. of the XXVII Int. Min. Congress. Santiago, Chile, 2014. Chap. 16. P. 21–30.
-

Intensification of ore preparation and enrichment of polymetallic ores by combining X-ray radiometric separation and flotation

Salchak A. K., Rostovtsev V. I.

It was found that the X-ray radiometric separation of ore makes it possible to isolate from it 24,16 % of coarse tailings containing the minimum amount of valuable components and 75,84 % of concentrate with the maximum possible zinc content of 11,62 % when it is extracted 97,83 %. This is 22,52 % more than the extraction of zinc into the tailings of copper-lead flotation using the existing technology.

**РАЗРАБОТКА КОНЦЕПЦИИ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ПОДГОТОВКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ К
КУЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ**

В.П. Мязин^{1,2}, Е.С. Соколова¹, С.А. Арданаева¹

¹ Забайкальский государственный университет, г. Чита, Российская Федерация,

² Читинский филиал Института горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, г. Чита, Российская Федерация, e-mail: myazinvpchita@mail.ru

Выдвинута концепция подготовки техногенного минерального сырья к последующей переработке его методом кучного выщелачивания на основе инновационных разработок вывода в голову технологического процесса накопленных древесных отходов и глинистых фракций.

В последнее время, в связи с интенсивным ведением горных работ и постоянным снижением содержания полезных ископаемых в минеральном сырье, всё в большей степени в переработку вовлекаются ранее отработанные природные месторождения, которые перешли в разряд техногенных. Техногенные месторождения минерального сырья образуются, в первую очередь, за счёт складирования отходов горного и обогащательного производства при подземном или открытом способе добычи руды.

Для обоснованного выбора технологических схем рудоподготовки техногенного сырья проанализированы известные требования, предъявляемые к изучению вещественного состава и технологических свойств, в ранее разработанных в нормативных документах применительно к природным месторождениям [1-3]. Алгоритм выделенных основных факторов для научного обоснования технологических схем рудоподготовки:

- транспортирование и доставка минерального сырья;
- крупность максимального куска по условиям ведения горных работ;
- способ доставки минерального сырья к установкам для последующего выщелачивания ценного компонента;
- влажность, крепость, насыпная и объёмная плотность руды;
- гранулометрический и минералогический состав минерального сырья;
- содержание тонкодисперсных глинистых частиц класса крупности – 0,005 мм с целью оценки промывистости минерального сырья;
- использование данных, полученных при оценке обогатимости минерального сырья.

В другом случае, для этих целей может быть использован действующий промышленный аналог.

Следует особо подчеркнуть, что окончательное принятие решения по выбору технологических схем рудоподготовки определяется путём проведения исследовательских работ на обогатимость. По данным выполненных исследований установлено [4-7], что вещественный состав техногенных отходов, по сравнению с минеральным сырьём природных месторождений, значительно изменяется. Это обусловлено тем, что при первоначальной разработке природных месторождений подземным способом использовали деревянное крепление выработанного пространства при ведении горных работ, что привело к накоплению в техногенных отходах крупных и мелких фрагментов крепёжного леса и образованию большого количества щепы при последующем измельчении в мельницах. Как следствие, происходит забивка дренажных устройств пачуков и ситовой поверхности погружных грохотов в отделениях сорбции, десорбции и регенерации.

Другим видом техногенного минерального сырья при подготовке его к дальнейшей гидрометаллургической переработке являются накопленные металлоносные пески россыпной золотодобычи [8, 9]. Удельные капитальные затраты и себестоимость на единицу продукции которых значительно ниже, чем техногенного сырья рудных месторождений.

Преобладающими глинистыми минералами техногенного сырья золотодобычи является характерная смесь основных вмещающих минералов глин, состоящая из каолинита, гидрослюда, монтмориллонита и определяющая эффективность промывки песков. Причём количественное содержание глинистых минералов предопределяет тип оборудования для дезинтеграции и промывки техногенного минерального сырья при подготовке его к дальнейшей переработке.

По данным практики установлено [5, 9], что особенностью техногенного сырья является наличие в нём крупных и мелких фрагментов крепёжного леса и труднопромывистых вмещающих глинистых примесей, представленных в основном смесью глинистых минералов (каолинит, гидрослюда, монтмориллонит) с повышенным содержанием мелкого и крупного свободного золота трудноизвлекаемого при гравитационном обогащении песков.

Удельный вес глинистых и высокоглинистых техногенных месторождений достигает в среднем 40 % от общих запасов. Поэтому использование процессов гидрометаллургии для извлечения труднообогатимых мелких классов золота и комплексного использования техногенного сырья становится обязательным и наиболее перспективным [7, 10]. Научно-обоснованному выбору методов цианирования и используемых растворителей при построении эффективных технологических схем подготовки техногенного сырья должно уделяться особое внимание.

При доставке техногенного минерального сырья на технологическую площадку и дальнейшем транспортировании его к мельницам должно быть выполнено обязательное условие оснащения конвейера предохранительной системой удаления из массопотока металлических включений (болты, гайки, цепи, клыки ковшей), с целью предотвращения поломки оборудования дробильно-измельчительного комплекса.

Патентным анализом известных технических решений, на основе использования классов международной патентной классификации: В03В 7/00, В03В 9/00, С22В 3/04, С03В 9/00, В03В 5/62, Е21С 41/30, С 22В 11/00, В03В 5/00 (при глубине поиска 30 лет)

установлено, что на сегодняшний день имеется незначительное количество авторских свидетельств и патентов по удалению древесной щепы из зумпфов, гидрошахт, сливов классификаторов.

Реализация основной идеи рудоподготовки техногенного сырья по выводу древесных отходов и глинистых минеральных фракций в голове технологического процесса с использованием новых инновационных технических решений до сих пор слабо проработана. Поэтому для повышения эффективности технологических схем рудоподготовки техногенного сырья потребовалось проанализировать новые подходы по первоначальному удалению илесто-глинистых фракций, крупных и мелких фрагментов крепёжного леса в голове технологического процесса. С этой целью дезинтегрирующее оборудование в технологических схемах представлено скруббер-бутарой, оснащённой на выходе коническим грохотом для удаления древесных отходов и сокращения количества измельчённой щепы. Максимальное выделение измельчённой щепы производится по ходу движения массопотока к гидрометаллургической установке.

Повышение эффективности работы гидрометаллургического оборудования достигается за счёт сокращения простоев на очистку сеток от щепы в массопотоке и предотвращения порыва сеток в колоннах. Обоснована возможность реализации, выдвинутой авторами концепции по построению инновационных технологических решений схем рудоподготовки с целью дальнейшего повышения эффективности извлечения ценного компонента и комплексности использования минерального сырья.

Основные фрагменты разработанной концепции защищены патенто-защищёнными решениями и приведены в следующих номерах: 2707459, 2708297, 2709259, 2763829, организацией-заявителем которых является Забайкальский государственный университет.

Список использованных источников

1. Федотов К.В., Никольская Н.И. Проектирование обогатительных фабрик: Учебник для вузов. – М.: Издательство «Горная книга», 2012. – 536 с.
2. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / Под ред. В.И. Ревнищева. – М.: Недра, 1987. С. 128-218, 287-303.
3. Архипов А.В., Решетняк С.П. Техногенные месторождения. Разработка и формирование: монография /под науч. ред. акад. Н. Н. Мельникова. - Апатиты: КНЦ РАН, 2017. — 175 с.
4. Мязин В.П. Соколова Е.С., Арданаева С.А. Патентно-информационный анализ оценки уровня развития технических решений по кучному выщелачиванию золота из техногенного сырья в криолитозоне // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. – 2020. Т.7. №2. С. 101-106. = Myazin V.P., Sokolova E.S., Ardanaeva S.A. Patent and information analysis of evaluating the development level of technical solutions for gold heap leaching from technogenic raw materials in the cryolithzone // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2022.
5. Мязин В.П., Петухова И.И., Шумилова Л.В. и др. Развитие концепции ресурсосбережения нерудного сырья и отвальных продуктов при обогащении и переработке золотосодержащих песков // Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук. 2020. Т.7. №1. С. 229-233. = Myazin V.P., Petukhova I.I., Shumilova L.V. et al. Development of the resource conservation concept of non-metallic minerals and remains of tailings // IOP Conference Series: Earth and Environmental Science, 2022.
6. Мязин В.П., Соколова Е.С. К оценке уровня развития технологии кучного выщелачивания ценных металлов из минерального сырья на основе использования патентных

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

-
- исследований // Кулагинские чтения: техника и технология производственных процессов: XIX Междунар. науч.-практ. конф.: сб. ст.: В 3 ч. – Чита, ЗабГУ, 2019. С. 43-48.
7. Мязин В.П., Никоненко Т.В. Технологическая оценка обогатимости и комплексности использования глинистых золотосодержащих песков (на примере россыпей Енисея, Якутии, Забайкалья) // Вестник Забайкальского государственного университета. 2019. Т. 25. № 5. С. 28-36.
 8. Повышение эффективности дезинтеграции и гравитационного разделения глинистых золотосодержащих песков в промывочных комплексах / В.П. Мязин, В.И. Мязина // Сб.: Проблемы дезинтеграции минерального и техногенного сырья в горной промышленности и строительной индустрии. - г. Ставрополь. 2007.
 9. Мязин В.П., Литвинцева О.В., Закиева Н.И. Технология обогащения золотосодержащих песков: учеб. пособие. – Чита: ЧитГУ, 2006. – 269 с.
 10. Деметьев В.Е., Дружина Г.Я., Гудков С.С. Кучное выщелачивание золота и серебра Иркутск: Иргиредмет, 2004. — 352 с.
-

Development of a concept to improve technological schemes preparation man-made raw materials for heap leaching

Myazin V.P., Sokolova E.S., Ardanaeva S.A.

The concept of preparing technogenic mineral raw materials for their subsequent processing by heap leaching based on the use of innovative solutions at the head of the technological process with the accumulation of wood waste and clay fractions has been put forward. .

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТКЛАССИФИКАЦИИ В ЗАМКНУТОМ ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Ю.П. Морозов¹, Т.И. Интогарова², О.Е. Ковальчук²

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Российская Федерация,
e-mail: tails2002@inbox.ru

² Мирнинский политехнический институт (филиал) Северо-Восточного федерального университета им. М.К. Аммосова, Мирный, Российская Федерация,
e-mail: tatyana.intogarova@mail.ru, oleg.kovalchuk@mail.ru

Одним из путей повышения показателей флотационного обогащения за счет снижения переизмельчения полезных ископаемых является использование процесса флотационной классификации в замкнутом контуре измельчения. За счет извлечения ценных компонентов в пенообразовавшийся продукт флотационной классификации ценных компонентов по мере их вскрытия в процессе измельчения значительно снижаются потери.

В практике обогащения для снижения переизмельчения минералов применяют различные направления в том числе, избирательное разрушение при формировании структурных элементов разделения и раскрытия на каждой стадии переработки сырья, принцип фракционного концентрирования, который используется в схемах стадийной флотации.

Одним из эффективных методов повышения показателей флотации за счет снижения переизмельчения минералов является использование процесса флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения, так как частицы ценных компонентов извлекаются во флотоклассификаторе по мере их вскрытия в процессе их измельчения.

Используя большой объем накопленных данных по флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения, разработана методика моделирования флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения с получением в сливе отвальных хвостов.

Моделирование выполнено для условий переработки медной руды Еленовского месторождения по методике декомпозиционного моделирования, в которой использовано декомпозиция схемы на отдельные типовые элементы и декомпозиция потоков продуктов в схеме.

Типовыми элементами схемы приняты камеры флотационных машин. При декомпозиции схемы использовано двухпараметрическое кодирование топологии схемы, при котором связи типовых элементов друг с другом задаются двухмерным массивом в виде матрицы $N \times N$, где N – количество типовых элементов в схеме.

Исходя из экспериментальных данных качественно–количественной схемы флотоклассификации в замкнутом цикле с измельчением (рисунок 1) в отделение флотации поступает нижний продукт сужающегося желоба с выходом 33,39 %, массовой долей меди в нем – 13,22 % и извлечением меди в него 50,60 %.

При моделировании схемы флотации на данном продукте операция основной флотации из моделирования исключена.

Схема моделирования процесса флотоклассификации с флотацией представлена на рисунке 2.

Схема моделирования включает операции I и II перечистой флотации. Количество камер в I перечистой флотации составляет 6, во II перечистой флотации – 2 камеры.

Результаты моделирования представлены в таблице.

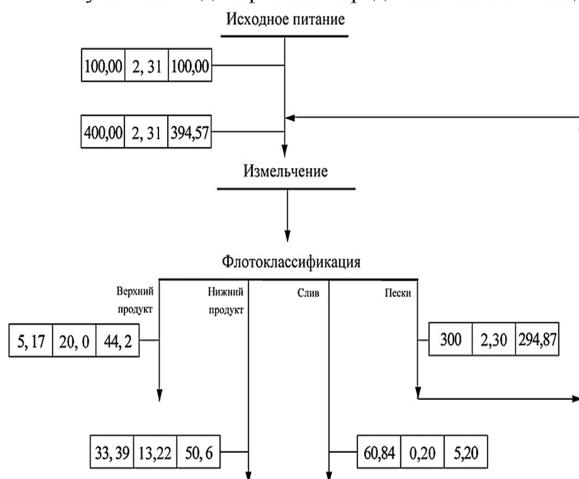


Рисунок 1. Качественно–количественная схема флотоклассификации в замкнутом цикле с измельчением

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

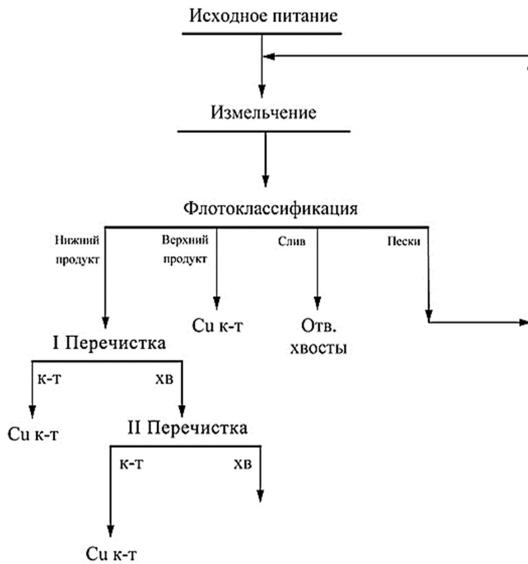


Рисунок 2. Схема моделирования процесса флотоклассификации с флотацией

Таблица. Баланс по конечным продуктам схемы флотоклассификации с флотацией с получением отвальных хвостов

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Концентрат флотоклассификатора	5,17	20,00	44,20
Концентрат флотации	5,17	20,50	45,30
Итого концентрат	10,34	20,30	89,50
Слив флотоклассификатора	60,84	0,20	5,20
Хвосты флотации	28,82	0,43	5,30
Итого хвосты	89,66	0,27	10,5
Питание	100	2,34	100

Результаты моделирования показывают, что выделение в сливе флотоклассификатора отвальных хвостов с массовой долей меди 0,2 % обеспечивает повышение извлечения меди в кондиционный медный концентрат на 7,5 %, что свидетельствует о целесообразности применения флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения

Simulation of the flotation classification process in a closed grinding cycle

Morozov Y.P., Intogarova T.I., Kovalchuk O.E.

One of the ways to increase the indicators of flotation enrichment by reducing the over-grinding of minerals is to use the flotation classification process in a closed grinding circuit. Due to the extraction of valuable components into the foam product of the flotation classification of valuable components as they are opened during the grinding process, losses are significantly reduced.

**ОБОСНОВАНИЕ КРИТЕРИЕВ ПРИМЕНЕНИЯ ФИЛЬТРОВАЛЬНЫХ
АППАРАТОВ ЭФФЕКТИВНОГО ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ДЛЯ ШИРОКОГО
ДИАПАЗОНА ХАРАКТЕРИСТИК СУСПЕНЗИЙ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ
КОМПЛЕКСОВ НА ОСНОВЕ АНАЛИЗА МАССИВА ДАННЫХ**

А.В. Круглов, С.А. Голиков

ООО «Научно-технический центр «Бакор», Москва, г. Щербинка, Российская Федерация,
e-mail: kruglov@ntcbakor.ru

В работе представлен опыт ООО «НТЦ «Бакор» в области построения предиктивных моделей, основанных на больших массивах эмпирических данных о фильтрации широкого поля суспензий с применением спектра фильтровального оборудования компании для фиксации границ применимости каждой из фильтровальных установок, а также планирования цепей аппаратов для получения оптимальных показателей работы обогатительных фабрик.

Научно-исследовательский центр обогащения и фильтрации в рамках своей деятельности выполняет прикладные и фундаментальные работы по определению основных параметров обезвоживания для широкого диапазона характеристик суспензий горно-обогатительных комплексов.

Данные работы основаны на определении исходных характеристик суспензии, таких как концентрация твёрдого, гранулометрический состав и удельная поверхность твёрдой фазы, вязкость и рН.

Данный, достаточно узкий, перечень параметров позволяет определить варианты применимых технологий разделения твёрдой и жидкой фаз, учитывающих экономическую эффективность процесса. При этом в рамках прикладных задач проводится ограниченное количественно экспериментов нацеленных на получение результатов в рамках поставленных клиентом задач.

Фундаментальная работа, не ограниченная требованиями заказчиков, позволяет провести исследования по обезвоживанию продуктов обогащения с применением широкой номенклатуры фильтровальных установок и вариативностью физико-химических характеристик пробы, в том числе с применением реагентов для интенсификации процесса фильтрации.

В процессе накопления результатов экспериментов возникает необходимость их классификации по отдельным или взаимовлияющим критериям для экспертного определения технологии и параметров обезвоживания продукта на различных типах фильтровального оборудования с минимальной погрешностью. Первым этапом работы является систематизация результатов испытаний по физико-химическим характеристикам и типам применяемого оборудования.

Данные этап позволяет решить две основные задачи: во-первых, определение границ применения фильтровальных установок, во-вторых, выявить неисследованные зоны (рисунок).

Систематизация и хранение данных выполнено с применением программного продукта Vitrix 24, позволяющим формировать массив данных для последующего анализа.

В качестве критериев выборки, созданного программного продукта приняты: гранулометрический состав по узким классам крупности, концентрация твёрдого, тип

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

фильтровального оборудования и химический состав твёрдой фазы суспензии (по доминирующему компоненту).

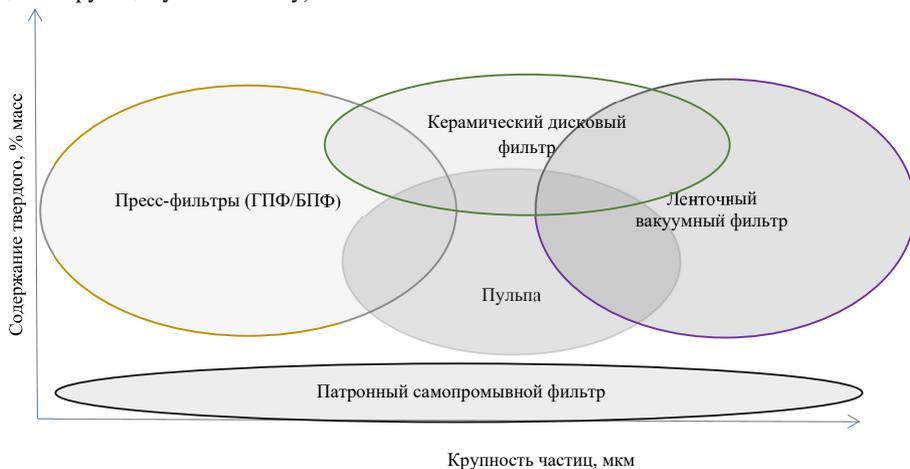


Рисунок. Границы применения фильтровальных установок

С целью повышения качества результатов анализа данных применяется формула среднеквадратичного отклонения при оценке удельной производительности и впадения продуктов обогащения после обезвоживания.

При интеграции программы в систему Vitrix24 появляется возможность, кроме данных прописанных в реестре получить непосредственный доступ к отчёту, для ознакомления с заданием, ходом работ, промежуточным результатам и выводам, по конкретному продукту (строке массива данных).

Результаты анализа данных могут применяться для оценки характеристик продуктов обезвоживания и подбора технологического оборудования в тех случаях, когда отсутствует возможность предоставления проб для проведения испытаний или производится предварительная оценка технологических решений участков обезвоживания для подготовки технико-экономического обоснования реализации проектов обогатительных фабрик.

Substantiation of criteria for the use of filter devices for effective dehydration for a wide range of characteristics of suspensions of mining and processing complexes, based on the analysis of the data array

Kruglov A.V., Golikov S.A.

The work describes the experience of "NTC" Bakor" LLC in the field of predictive modeling based on large arrays of empirical data of a wide field of suspensions filtering with the use of a range of the company's filter equipment, that allow to determine the limits of applicability for each of the filtering units, as well as to plan the apparatus circuits that allow obtaining the optimal performance indicators of the dewatering redistributions of mining plants.

МЕЖДИСЦИПЛИНАРНЫЙ ПОДХОД К РАЗРАБОТКЕ АКТУАЛЬНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ СУХОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД

*А.И. Матвеев, В.Е. Филиппов, А.Н. Григорьев, И.Ф. Лебедев,
В.Р. Винокуров, Е.С. Львов*

ИГДС ФИЦ «Якутский научный центр» СО РАН, ФГБУН Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук»
Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского СО Российской академии наук,
г. Якутск, Российская Федерация, e-mail: andrei.mati@yandex.ru

Приводятся результаты научных исследований и технологические заделы по созданию технологии и оборудования сухой переработки и обогащения руд. Технология предусматривает разработку в области рудоподготовки и пневматического сухого обогащения руд полезных ископаемых.

Одним из перспективных направлений, проводимых нами исследований является разработка научно-экспериментальных основ сухого обогащения различного рудного минерального сырья. Актуальность данного направления связано с высоким расходом технической воды в процессах переработки полезных ископаемых, что в условиях Российской Федерации Севера чревато высокой себестоимостью и повышенной экологической нагрузкой на окружающую среду, что подтверждается опытом эксплуатации обогатительных фабрик на территории Якутии.

Разрабатываемое направление по созданию заделов по созданию технологии сухого обогащения связано с научными исследованиями в области рудоподготовки и пневматического сухого обогащения руд полезных ископаемых.

Как известно, основная проблема рудоподготовки заключается в дороговизне и неэффективности процессов с точки зрения раскрытия минералов полезных ископаемых, а процессов мокрого обогащения - высокий расход технической воды (4-5 м³/т и более).

Исследованиями разных времён выявлено, что ударный (динамический) способ разрушения является наиболее рациональным способом для предварительной подготовки материала перед обогащением и имеет ряд преимуществ по степени дробления, энергоёмкости, а главное по раскрытию полезных компонентов. При этом, основной целью является, не только сокращение крупности дробимого материала, а максимально возможное раскрытие полезного компонента от рудной массы, происходящего в основном режиме дезинтеграции по наиболее слабым интергранулярным и межминеральным связям сложных по текстуре рудных полиминеральных естественных комплексов (агрегатов). Это явление в технической литературе определено как избирательное раскрытие тех или иных минеральных компонентов, вследствие селективного характера разрушения сложного по составу и текстуре горных пород.

Нами найдены условия существенной интенсификации процессов ударного дробления и измельчения, которые заключаются в возможности обеспечения многократных динамических воздействий на кусковые геоматериалы в рабочей зоне разрушения, реализуемых в новых аппаратах, в которых обусловлено мгновенной объёмной передачей напряжений по механическим связям по всему объёму

материалу и в конечном счёте приводящее к его фатальному разрушению в режиме дезинтеграции с опережающим избирательным раскрытием минеральных форм, в том числе полезных компонентов [1]. Эффект полностью соответствует золотому правилу обогатителей «не дробить ничего лишнего».

Характерный эффект получен при испытании различных рудных геоматериалов в дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300 одного из первых наших разработок [2], в том числе для алмазосодержащих кимберлитов трубки «Зарница», где наряду с высокой степенью дробления получены данные по высокой сохранности кристаллов алмазов по сравнению с мокрой мельницей самоизмельчения типа «Каскад» в три раза [3]. В части количественного определения эффекта дезинтеграции обоснована методика определения степени дезинтеграции геоматериалов. Методика предполагает по гранулометрическому составу продуктов дробления идентификацию двух процессов рудоподготовки: дезинтеграцию и собственно механическое разрушение [4]. Методика основана на вычлениении из общего гранулометрического состава продуктов дробления доли области их преимущественного накопления (моды), описываемых в виде логнормального распределения, зависящего от энергии механического воздействия и отвечающего за процесс непосредственного механического разрушения геоматериала.

Степень дезинтеграции является наряду с фундаментальными показателями как степень дробления является важной технологической характеристикой как объекта рудоподготовки – минерального сырья, так и аппарата дробления и измельчения независимо от используемого способа и типоразмера.

Установлены закономерности дезинтеграции горных пород при интенсивных механических воздействиях, разработаны способы разрушения кусковых геоматериалов многократными динамическими воздействиями в режиме дезинтеграции, избирательного опережающего раскрытия мономинеральных полезных компонентов, что послужило для разработки ряда перспективных аппаратов рудоподготовки: сухого дробления и измельчения. В этой части защищено наибольшее количество патентов 34.

В части сухого обогащения нами разработаны основы разделения минералов из измельчённого материала по миграционной способности в искусственно создаваемом минерально-воздушном потоке, что является существенным развитием в области пневматических методов обогащения, а конкретно для обогащения минералов высокой и средней плотности минеральных смесей в искусственно создаваемых аэродинамических потоках, в частности в работе с винтовым пневмосепаратором [5].

Разработаны и апробированы высокоэффективные опытные образцы горно-обогатительного оборудования: дробилки многократного динамического воздействия РД-МДВ-900, ДКД-300, центробежные измельчители ЦМБУ-800 и ВЦИ-1500, пневмосепараторы ПОС-2000 и ВПС-500, разработаны принципиальные конструкции и проектируются ряд новых аппаратов рудоподготовки и пневматического обогащения. Установлено самая высокая степень дробления для новой высокопроизводительной дробилки РД-МДВ-900 со значением 12.

Показана эффективность апробации автономного комплекса сухого обогащения с новыми безопасными стандартами экологии по переработке золотосодержащих руд, позволяющих полностью раскрыть и извлечь свободное золото крупностью от 10000 до 100 микрон. В частности, это подтвердилось на примере переработки

золотосодержащих руд ряда месторождений Нежданинского, Дуэтского, Сарылахского, Малтан, Нагорное, Якутское, Вьюн, Малотарынского (Якутия), Гурбей (Иркутская область), где получены результаты, подтверждающие эффективность сухого обогащения руд со свободным золотом [6-7].

Список использованных источников

1. Львов Е.С., Матвеев А.И. Изучение формирования гранулометрического состава и раскрытия минералов при дроблении руд с использованием дробилки многократного динамического действия ДКД-300 // ГИАБ, 2014. – № 10. – С. 112-116.
 2. Матвеев А.И., Винокуров В.П., Григорьев А.Н. и др. Патент 2111055 РФ. Дробилка комбинированного ударного действия // Опубл. в БИ -1998. - №14.
 3. Матвеев А.И. Львов Е.С., Осипов Д.А. Основание применения дробилки комбинированного ударного действия ДКД-300 в схеме сухого обогащения кимберлитовых руд трубки «Зарница».
 4. Матвеев А.И. Львов Е.С. Разработка методики определения степени дезинтеграции геоматериалов в процессе многократного ударного дробления // ФТПРПИ, 2020. №2- С. 137-143.
 5. Матвеев А.И., Лебедев И.Ф., Никифорова Л.В. и др. Моделирование движения частиц в винтовом пневмосепараторе // ГИАБ. 2014. – № 10 С.172–178.
 6. Матвеев А.И., Львов Е.С., Заикина А.В. Особенности механического разрушения золотосодержащих руд месторождения Гурбей ударными динамическими воздействиями // ФТПРПИ, 2021. №2. – С. 141-151.
 7. Матвеев А.И., Лебедев И.Ф., Львов Е.С. и др. Возможности внедрения сухой технологии предварительного обогащения золотосодержащих руд на примере месторождения Гурбей / Проблемы комплексного освоения георесурсов: материалы VII Междунар. науч. конф., г. Хабаровск, 25-27 сент. 2018 г.
-

On the way of creating technologies for dry beneficiation of ores

Matveev A.I., Filippov V.E., Grigoriev A.N., Lebedev I.F., Vinokurov V.R., Lvov E.S.

The results of scientific research and technological groundwork for the creation of technology and equipment for dry processing of ores are presented. The technology provides for the development in the field of ore preparation and pneumatic dry processing of ores.

**ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ ШАРОВОГО И СТЕРЖНЕВОГО
ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД**

А.А. Паливода, А.С. Опалев

Горный институт - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра "Кольский научный центр Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.palivoda@ksc.ru

Исследованы закономерности шарового и стержневого измельчения на примере железистых кварцитов. Созданы модели лабораторной шаровой и стержневой мельниц в программном комплексе Rocky DEM.

Экономия материалов и электроэнергии, их эффективное и рациональное использование является важнейшей научно-технической задачей.

Более половины электроэнергии обогатительных фабрик приходится на рудоподготовительные операции, это объясняется большим энергопотреблением двигателей мельниц и насосов. Хотя мельницы потребляют много электроэнергии, лишь небольшая доля этой энергии преобразуется в фактическое дробление частиц.

Недоизмельчение и переизмельчение рудного сырья приводит к ухудшению качества конечного концентрата и к снижению извлечения ценного компонента в концентрат. Снижение качества железного концентрата приводит к снижению его цен, рентабельности производства и к увеличению затрат в металлургическом переделе. Отсюда следует, что оптимальный выбор измельчительного оборудования и режима его работы приводит к снижению технико-экономических показателей работы обогатительных фабрик.

Целью данной работы является исследование кинетики шарового и стержневого измельчения железорудного сырья на основании результатов минералогического и химического анализа. Объект исследований является шаровая и стержневая мельница. Предметом исследования являются закономерности измельчения железорудного сырья.

Исследование кинетики шарового и стержневого измельчения заключалось в следующем. Подготовленные лабораторные навески измельчались 1, 2, 4, 8, 16 минут с измерением энергозатрат на холостом ходу и с нагрузкой. Шаровое измельчение исследовались в двух режимах в зависимости от шаровой загрузки: одинаковая и различная крупность шаров. Продукты кинетики стержневого и шарового измельчения анализируют с помощью результатов химического и минералогического анализа.

Рабочие поверхности шаровой и стержневой мельниц различны, следовательно, различны и их характеристики. При шаровой дезинтеграции руд измельчающие тела находятся в точечном контакте с минералами и с друг другом, при стержневой – в линейном контакте. Получаемые продукты стержневого измельчения являются более крупными, шероховатыми, имеющими однородными размер, при шаровом измельчении – размер измельчаемых тел относительно мелкий.

Производительность обработки минерального сырья зависит от размера продукта: для грубого измельчения (1-3 мм) используют стержневое измельчение, для тонкого помола (<0,5 мм) – шаровое.

Для моделирования динамики стержневого измельчения была создана трёхмерная DEM-модель лабораторной стержневой мельницы (рисунок 1).

Мелющими телами являются стержни диаметром 40 мм. Рудный материал представлен многогранниками с 15 вершинами. Коэффициенты взаимодействия материалов приняты по справочным данным. Скорость вращения барабана 56 оборотов в минуту.

Для моделирования динамики шарового измельчения была создана трёхмерная DEM-модель лабораторной шаровой мельницы (рисунок 2). Мелющими телами являются шары диаметром 15 мм. Рудный материал представлен многогранниками с 15 вершинами. Коэффициенты взаимодействия материалов приняты по справочным данным. Скорость вращения барабана 68 оборотов в минуту.

В результате DEM моделирования процесса измельчения были получены следующие данные. На рисунке 3 и 4 представлены энергетические спектры для стержневого и шарового измельчения.

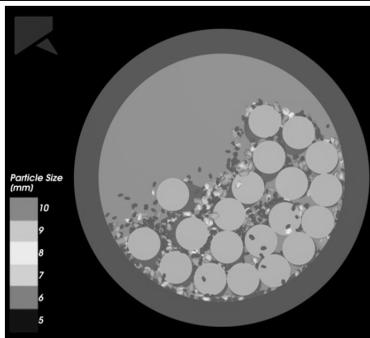


Рисунок 1. Визуализация модели стержневой мельницы в программе комплексе Rocky DEM

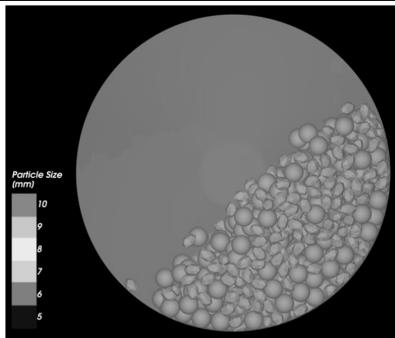


Рисунок 2. Визуализация модели шаровой мельницы в программе комплексе Rocky DEM

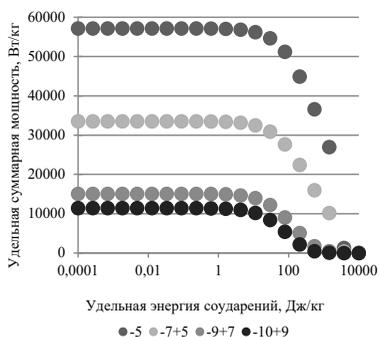


Рисунок 3. Энергетические спектры, полученные при моделировании стержневой мельницы

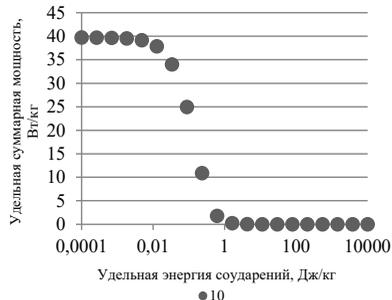


Рисунок 4. Энергетические спектры, полученные при моделировании шаровой мельницы

Получены следующие результаты расчётов при моделировании шарового измельчения в программном комплексе Rocky DEM: $P_m = 872,34$ Вт – мощность, потребляемая мельницей; $P_d = 765,61$ Вт – рассеиваемая мощность, $\frac{\Delta E_{mech}}{\Delta t} = 106,73$ Вт – изменение механической энергии частиц. Таким образом, если учесть потери мощности в двигателе и других элементах конструкции мельницы (11-13 %), то полная мощность, потребляемая мельницей, составит 985,75 Вт, что на 9 % меньше установленной мощности. Полученные результаты расчётов при моделировании стержневой лабораторной мельницы в программном комплексе Rocky DEM равны: $P_m = 1386,09$ Вт; $P_d = 1216,50$ Вт, $\frac{\Delta E_{mech}}{\Delta t} = 169,59$ Вт. Полная мощность, потребляемая мельницей, составит 1566,28 Вт, что на 17 % меньше установленной мощности.

Investigation of the kinetics of ball and rod grinding on the example of iron ores

Palivoda A.A., Opalev A.S.

The regularities of ball and rod grinding are investigated on the example of ferruginous quartzite. Models of a laboratory ball and rod mill have been created in the Rocky DEM software package.

**ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ «СУХОЙ» ДЕЗИНТЕГРАЦИИ В СХЕМАХ ДОБЫЧИ И
ПОСЛЕДУЮЩЕГО ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

Л.В. Савицкий

Мирнинский политехнический институт (филиал) Северо-Восточного федерального
университета им. М. К. Аммосова, г. Мирный, Российская Федерация,
e-mail: leon_s_2003@inbox.ru

При эксплуатации горнорудного предприятия приоритетом является не только его эффективная и ритмичная работа, но и своевременное совершенствование технологии добычи и обогащения. Накопленный опыт применения «сухого» обогащения алмазосодержащих кимберлитов показал, что с учётом применения оборудования, обеспечивающего стабильную работу в жёстких условиях низких температур и ресурсных ограничений, повысить эффективность работы алмазодобывающего предприятия можно за счёт использования «сухого» хранения хвостовой продукции. Рассмотрен вариант альтернативного способа утилизации хвостохранилищ, основой которого является «сухое» хранение, преимущества которого обусловлены отсутствием необходимости строительства гидротехнических сооружений.

Важным аспектом функционирования горного предприятия является не только его эффективная и ритмичная работа, но и своевременное совершенствование технологии добычи и обогащения. При этом в процессе переработки алмазосодержащего сырья, особенно имеющего низкое содержание полезного компонента, основным вопросом становится утилизация пустой породы, применяемые процессы и приёмы которой наиболее дифференцированы в зарубежной и отечественной практике. Одним из вариантов альтернативного способа утилизации хвостов обогащения является «сухое» складирование.

Как правило, зарубежный принцип организации хвостового хозяйства включает проведение операций грохочения хвостов первичного обогащения крупностью менее 25 или 20 мм с целью их обезвоживания и выделения из них материала крупностью $-8+0,5$ мм, транспортируемых на специально подготовленную площадку, расположенную в непосредственной близости от объектов и цехов фабрики.

В последующем из доставленного на площадку материала формируются штабеля отвалных хвостов. Материал крупностью менее 0,5 мм или подрешетины продукт операции грохочения представляет собой обводнённый продукт. Поэтому он направляется в узел сгущения и формирования цикла оборотной воды. При применении для этих целей радиальных сгустителей, слив которых направляется в бак оборотной воды, а сгущённый продукт – в шламонакопитель, образуются излишки осветлённой воды, которая перекачивается обратно на фабрику и используется в качестве оборотной воды, так же, как и слив радиальных сгустителей.

В отличие от зарубежной, отечественная технология организации цикла оборотной воды предусматривает не раздельное, а совместное складирование всех отвалных хвостов в специально организованном хвостохранилище.

Обводнённые хвосты, содержание твёрдого в которых в отдельных случаях достигает 8-8,5 м³ воды на тонну твёрдого, грунтовыми насосами перекачиваются в хвостохранилище. Осветлённая в хвостохранилище вода перекачивается обратно на фабрику, то есть используется в качестве оборотной воды.

Прямое копирование зарубежного опыта на традиционное алмазодобывающее предприятие невозможно как по причине существенных технологических особенностей схемы обогащения алмазосодержащего сырья, так и сложившейся практики организации хвостохранилищ наливного типа.

Проведённые в 2002-2012 гг. технологические испытания технологии сухого обогащения на одном из беднотоварных месторождений [Акишев А.Н., Бондаренко И.Ф., Зырянов И.В. *Технологические аспекты разработки беднотоварных месторождений алмазов.* – Новосибирск, «Наука», 2018] позволили определить основные принципы организации мобильных систем для «сухого обогащения». При этом основной технологической проблемой мобильных передвижных комплексов «сухого» обогащения является необходимость применения высокопроизводительных сепараторов первичного обогащения, обеспечивающих стабильные показатели в суровых условиях низких температур и ограничения ресурсов для их эксплуатации и ремонта. Тем не менее, очевидны технологические преимущества для организации сухого складирования хвостов – отсутствие цикла оборотного водоснабжения и возможность установки комплекса «сухого» обогащения непосредственно на месторождении.

Вторым важным моментом применения «сухих» способов рудоподготовки является реализация принципа селективной дезинтеграции, который практически невозможно осуществить в процессе разрушения куска (частицы) материала в объёме пульпы, но при реализации «сухих» методов рудоподготовки возможно создание максимальной разрушающей нагрузки именно в зоне поверхностей раздела минеральных фаз. Такой принцип обеспечивает межкристаллитный характер разрушения, что способствует сохранности природного качества полезного компонента – кристалла алмаза.

Следует отметить, что применение зарубежной технологии раздельного складирования отвалных хвостов в отечественной практике для суровых климатических условий Якутии является существенной проблемой, решение которой тесно связано с опытом применения «сухих» технологий.

Анализ достигнутых опытно-промышленных испытаний технологии «сухого» обогащения показывает, что возможно модульное исполнение комплекса, включающего модуль рудоподготовки на базе самоходных дробильных установок, разгрузка дроблённого продукта которого сразу после дробления или после предварительной классификации системой конвейеров может быть направлена на обогатительный модуль.

Основной особенностью организации «сухих» процессов обогащения является организация аспирационных систем, обеспечивающих эффективное удаление пыли из процесса обогащения. Концентраты первичного обогащения могут быть направлены на действующие обогатительные фабрики для доводки этих концентратов или в перспективе возможно создание доводочного модуля, который позволит исключить

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

транспортные расходы, необходимые для осуществления вышеуказанных перемещений концентрата. В данном случае применим зарубежный опыт таких мобильных доводочных комплексов, которые пока имеют ограниченное применение в геологических подразделениях, но более широкое их распространение для традиционных схем алмазодобычи позволит кардинально изменить подходы к проектированию обогатительных мощностей алмазодобывающих предприятий.

Также очевиден эффект применения опыта «сухого» складирования хвостовых продуктов на зарубежных фабриках и экологический аспект применения «сухих» технологий, так как отсутствует необходимость строительства гидротехнических сооружений на месторождениях, которые имеют низкое содержание и значительно удалены от основной инфраструктуры алмазодобывающих предприятий, что позволит вовлекать такие объекты в обработку без значительных капитальных вложений.

Следует заметить, что в настоящее время ведутся работы по обоснованию применения опыта работы зарубежных фабрик в области раздельного складирования, которое, в первую очередь, предполагает применение эффективных методов обогащения кимберлитовых руд, позволяющих наиболее полно извлекать алмазы, избегая излишней циркуляции хвостовых продуктов.

Experience in the use of "DRY" disintegration in the schemes of extraction and subsequent enrichment of diamond-containing raw materials

Savitskiy L.V.

During the operation of a mining enterprise, the priority is not only its efficient and rhythmic work, but also the timely improvement of mining and enrichment technology. The accumulated experience in the use of "dry" enrichment for diamond-containing kimberlites has shown that, taking into account the use of equipment that provides stable performance in harsh conditions of low temperatures and resource limitations, it is possible to increase the efficiency of the diamond mining enterprise through the use of "dry" storage of tail products. A variant of an alternative method of utilization of tailings is considered, the basis of which is "dry" storage, the advantages of which are due to the absence of the need to build hydraulic structures.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СПЛАВА ЗОЛОТОЙ СУРЬМЫ С ЦЕЛЬЮ УСТАНОВЛЕНИЯ ЕЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ

П.М. Соложенкин

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail solozhenkin@mail.ru

В работе представлены результаты физико-химических исследований сплава золотой сурьмы. Синтез аурастибита $AuSb_2$ выполняли методом сплавления. Полученный сплав соответствует $Au-Sb_2$. ДЭДТК более эффективный, чем бутил К_х при флотации частиц аурастибита в трубке Холлимонда. Использовали современные различные физико-химические методы для исследования сплава и получили оригинальные сведения.

AuSb₂ преобладает в сурьмяных рудах, что серьёзно усложняет процесс извлечения золота, а также обуславливает потери полезного компонента, поскольку Au и Sb связаны генетически AuSb₂. По общему плану структура близка к структуре пирита, в которой спаренные атомы S₂, являющиеся по существу радикалами, могут замещаться Se₂, As₂, Sb₂ и др. Помимо пирита, в этом структурном типе кристаллизуются спирилит (PtAs₂), геверсит (PtSb₂), аурустибит (AuSb₂).

1. Синтез аурустибита выполнял методом сплавления Бакшеев С.П. Исходно брали порошок сурьмы Cu₀ и порошок катодного золота с примесями цветных металлов (Ag, Ni, Sb, As, Fe, S и др.). Оба продукта происхождения из руд Олимпиадинского месторождения. Соотношение выбирали из расчёта получить стехиометрию AuSb₂. Температура плавки 1100-1200°C в восстановительной атмосфере (тигель из графита). Продолжительность ~20 мин. Охлаждали на воздухе. Исследовали золотосодержащий продукт в виде золото-сурьмяного сплава массой, равной 7,46 грамма с содержанием золота 47,53 %, что в пересчёте составляет 3,54 грамма химически чистого золота.

По данным Бакшеева С.П. элементный химический анализ, %: Au - 47,53; As - 0,091; Cu - 0,034; Fe - 0,0199; Ni - 0,46, S < 0,0009; Sb - основа. Установлено, что сплав в основном представлен составом Au-Sb₂. Для физико-химических исследований образец был отполирован и из него по разработанному способу был получен порошок. Остаток образца, весом 3,3 грамма и размером 9x9 мм был использован для изготовления электрода оригинальной конструкции, так как его поверхность была полусферической и создавала неожиданные и определённые трудности. Исследовали шлиф сплава как полированный, так и неполированный. Вес полированного шлифа 3,33 гр, также порошок, крупностью -74+20 мкм и -20 мкм весом 2,86 гр.

2. Измерение электрокинетического потенциала сплава от pH и флотационных реагентов.

pH раствора регулировали растворами H₂SO₄ и NaOH. Установлено, что кривая зависимости потенциала от pH среды имеет излом в нейтральной области. Визуально наблюдалось, что электрод антимонита в кислой среде чернел, а в щелочной покрывался беловатой пленкой. Электрокинетический потенциал антимонита изменяется симбатно флотиремости минерала. Минимальные отрицательные значения потенциала находятся в пределах pH=4÷7.

Измерение дзета-потенциала проводилось электрокинетическим методом на приборе Zeta-Check (США). Использовался поршень, обеспечивающий зор с неподвижной частью, равный 0,2 мм. Растворы готовились на дистиллированной воде. Масса образцов порошка минерала составляла 0,05 г., объем растворов 25 мл. Данные не приводились к значениям с вычетом значения потенциала текущего образца деионизированной воды, т.к. оно составило -73,2 мВ (близко к дистиллированной воде).

Дзета-потенциал от pH сдвигается в отрицательную сторону, и зависимость представлена практически прямой. Дзета-потенциал при pH 6,7 составил -90,7 мв, а при pH 10,5 величина дзета потенциала уже была -164,8 мв. Дзета-потенциала аурустибита при активации азотнокислым свинцом сдвигается в положительную область. При расходе Pb(NO₃)₂ 100 г/т потенциал был -38,6 мв, а при расходе 175 г/т достиг величин -24,5 мв. Начальный дзета-потенциал был -90,7 мв, т.е. скачек дзета-потенциала (разница) составил 52,1 мв.

Закрепление свинца происходит на внутренней обкладке двойного электрического слоя. При испытанных расходах активатора не произошла перезарядка слоя.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Установлено, что кривая зависимости потенциала от pH среды имеет излом в нейтральной области, что свидетельствует о наличии различных химических процессов.

3. Измерение времени прилипания пузырька воздуха к поверхности неполированного шлифа.

Оценку смачиваемости поверхности аурустибита проводили на контактном приборе конструкции В.А. Глембоцкого КП–ЦК5. Полированный аншлиф аурустибита помещали в кювету объемом 20 мл, заполненную дистиллированной водой, затем к поверхности минерала специальным держателем (плунжером) подводили пузырёк воздуха размером 3 мм, и при заданном времени их соприкосновения определяли время прилипания воздушного пузырька к аншлифу. Перед измерением времени прилипания пузырька к минеральной поверхности образец аурустибита обрабатывался 3-я реагентами – $Pb(NO_3)_2$, бутиловым и амиловым ксантогенатами, в различной концентрации, после чего промывался водой. Результаты измерения приведены в таблице 1.

Таблица 1. Время прилипания пузырька к сплаву, предварительно обработанного сульфгидрильными собирателями

Концентрация бутилового ксантогената, мг/дм ³			
15	30	45	60
Время прилипания пузырька к сплаву, мс			
500/50 мс	500/50 мс	500/50 мс	500/50 мс
Концентрация амилового ксантогената, мг/дм ³			
15	30	45	60
Время прилипания пузырька к сплаву, мс			
50 мс	50 мс	50 мс	50 мс
Pb(NO ₃) ₂ 0,5 мг/л			
Время прилипания пузырька к сплаву, мс			
50 мс			

При концентрации бутилового ксантогената от 15 мг/дм³ до 60 мг/дм³, время прилипания пузырька к сплаву соответствовало 500/50 мс. При концентрации амилового ксантогената, от 15 мг/дм³ до 60 мг/дм³ время прилипания пузырька к сплаву 50 мс. Время прилипания пузырька к сплаву, предварительно обработанного азотнокислым свинцом, составило 50 мс.

4. Измерения краевого угла смачивания.

Изучение гидрофобных свойств аурустибита проводили методом *лежащей капли* для измерения *краевого угла смачивания*, являющегося классическим при исследовании состояния поверхностных (смачиваемость, гидрофобность) и флотационных свойств минералов.

В методе лежащей капли измеряется угол между твёрдой поверхностью и жидкостью в точке контакта трёх фаз (рисунок а).

Соотношение сил межфазного и поверхностного натяжения в точке контакта трёх фаз может описываться уравнением Юнга, на базе которого можно определить краевой угол.

На кафедре порошковой металлургии МИСиС были также проведены опыты по измерению краевых углов смачивания на полированном шлифе. Аппаратура позволяла определять краевой угол во времени, в течение 3 мин (рисунок б).



Краевой угол смачивания θ , °

87,1

87,5

88,3

84,3

87,75

Среднее – 86,99

а)

б)

Рисунок. Схема для измерения угла капли между твёрдой поверхностью и жидкостью (а) и результаты измерения краевого угла ауростибита (б)

5. Флотационные опыты в специальной флотомашине.

В таблице 2 представлены результаты флотации ауростибита в трубке Холлимонда сульфгидрильными собирателями (бутил К_x и ДЭДТК). ДЭДТК более эффективный, чем бутил К_x при флотации частиц ауростибита в трубке Холлимонда.

6. Измерение отрыва пузырька воздуха от поверхности шлифа минералов.

Таблица 2. Результаты флотации порошка ауростибита диэтилдитиокарбаматом натрия (ДЭДТК)

Продукт	Вес, мг	Извлечение	Условия опытов
Концентрат	209,0	52,38	азотнокислый свинец - 50 мг/дм ³ , ДЭДТК 3x10 ⁻⁴ моль/д ³ (56 мг/дм ³), объем трубки – 50 см ³ , объем вытесненного воздуха -100 см ³
Хвосты	190,0	47,62	
Исходный продукт	399,0	100,0	

Была измерена сила отрыва при обработке шлифа сплава диэтилдитиокарбаматом натрия. Уставлено, что при концентрации ДЭДК, 400 мг/д³ сила отрыва равна нулю. Высказано предположение, что при этой концентрации собирателя происходит обратная сорбция ДЭДК и поэтому пузырёк не прилипает к подложке. Попытка измерение силу отрыва пузырька воздуха от поверхности активированного азотнокислым свинцом шлифа антимонита не увенчались успехом. Даже при концентрации амилового ксантогената и ДЭДК порядка 150 мг/дм³ пузырёк нельзя было прикрепить к поверхности антимонита.

Physico-chemical studies of gold antimony alloy in order to establish its technological properties

Solozhenkin P.M.

The paper presents the results of physicochemical studies of the golden antimony alloy. The synthesis of aurostibite AuSb₂ was performed by fusion. The resulting alloy corresponds to Au-Sb₂. DEADTC is more effective than butyl K_x in flotation of aurostibite particles in a Hollimonde tube. We used modern various

**СЕКЦИЯ "ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ
И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ"**



**КРИТЕРИЙ ВЫБОРА СОБИРАТЕЛЕЙ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ
СИНЕРГЕТИЧЕСКОГО ЭФФЕКТА***

С.А. Кондратьев

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г.
Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: kondr@misd.ru

Выявлены причины проявления синергетического эффекта во флотации от применения композиции собирателей. Предложен критерий, позволяющий выбрать сочетания собирателей и увеличить извлечение полезного компонента.

Во флотации синергизм — это повышение показателей процесса применением сочетания собирателей, суммарный расход которых меньше или равен расходу в случае применения одного из собирателей.

Синергизм во флотации достигается выбором сочетания собирателей, свойства каждого из которых позволяют им выполнять свою индивидуальную функцию в образовании флотационного агрегата наиболее эффективно, а также усилить выполнение этой функции собирателем-партнёром. Применение одного собирателя и генерация его различных производных форм в результате изменения рН, гидролиза, электронно-каталитического окисления в пульпе часто не могут дать производных соединений, отвечающих требуемым свойствам. Задача исследователя заключается в выборе набора собирателей по определённым правилам, которые позволяют получить синергетический эффект во флотационном обогащении.

Исходя из термодинамических представлений о элементарном акте флотации основной причиной повышения показателей, исследователи считают увеличение сорбции основного собирателя. Например, предполагается, что присутствие неионогенного собирателя увеличивает сорбцию анионного собирателя в результате латерального взаимодействия углеводородных цепей и экранирования электростатического отталкивания солидофильных групп [1].

Эксперименты не подтверждают предложенное обоснование синергетического эффекта. В [2] выполнялась флотация фосфатов композицией собирателей: олеатом натрия и оксиэтилированным нонилфенолом ($C_9H_{19}C_6H_4O(C_2H_4O)_4H$) с 4 ЕО (C_2H_4O) группами. Использование комбинации собирателей подняло показатели флотации, при этом было установлено, что адсорбция олеата натрия на апатите снизилась. Авторы объяснили этот факт конкурирующей адсорбцией между двумя реагентами. Изменение контактного угла при добавлении оксиэтилированного нонилфенола было незначительным.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-27-00084, <http://rscf.ru/project/22-27-00084>.

Другой пример, показывает, что контактный угол смачивания на кварце не увеличивается при совместной сорбции додецилового спирта ($\text{CH}_3(\text{CH}_2)_{11}\text{OH}$) и додецилового амина ($\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_2$) [3]. Происходит расширение области рН, где минеральная поверхность является гидрофобной, в диапазон более низких значений до $5 \div 6$. Величина контактного угла при этом несколько понижается. Авторы утверждают, что при малой поверхностной концентрации катионного собирателя минеральная поверхность гидрофобизируется физической формой сорбции собирателя в области более низких значений рН. Утверждение спорное, так как неионогенные поверхностно-активные вещества сорбируются по правилу уравнивания полярностей граничащих сред.

Установлена корреляционная связь флотуемости с уменьшением поверхностного натяжения раствора двух или более реагентов-собирателей. В [4] выполнено сопоставление молярных отношений компонентов смеси при которых достигалось эффективное понижение поверхностного натяжения и максимальное извлечение полезного компонента. В эксперименте использовали смесь додецилсульфата натрия и оксиэтилированного гексадецилового спирта $\text{C}_{16}\text{H}_{33}\text{O}(\text{CH}_2\text{CH}_2\text{O})_n\text{H}$.

Авторы провели флотацию шеелита и определили молярное отношение концентраций реагентов, при котором достигалось максимальное значение извлечения полезного минерала. Также было определено молярное отношение концентраций реагентов, при котором достигалось максимальное понижение поверхностного натяжения. Установлено совпадение молярных соотношений, при которых достигается синергизм в понижении поверхностного натяжения смеси и максимальное извлечение минерала.

Примеры повышения флотуемости применением ионогенного оксигидрильного и неионогенного собирателей даются в [5, 6]. Выполнялась флотация шеелита олеатом натрия в сочетании с полиоксизетиленовым эфиром додеканового спирта (МОА-9) [5]. Экспериментально доказан синергизм композиции собирателей в понижении поверхностного натяжения растворов и, одновременно, в повышении флотуемости. Авторы отмечают, что поверхностное натяжение раствора, представленного смесью собирателей, меньше поверхностных натяжений растворов индивидуальных собирателей. Гидрофобные части молекул МОА-9 внедряются в гидрофобную область мицелл олеата натрия с образованием более крупных ассоциатов. В результате увеличивается сорбция олеата и флотуемость минерала.

Аналогичный эффект установлен в работе [6]. При добавлении оксиэтилированного октафенола (октафенилполиоксизетилен) флотуемость шеелита значительно повысилась в области низких температур (10°C). Результаты флотации показывают, что присутствие поверхностно-активных веществ улучшает флотацию шеелита в диапазоне низких концентраций олеата натрия, а синергетический эффект увеличивается с ростом числа ЕО групп (от 4 до 15) в молекулярной структуре октафенола.

По сравнению с каждым собирателем смесь химических соединений может обеспечить значительное извлечение шеелита при гораздо меньшей концентрации олеата натрия (60 мг/л). Поверхностное натяжение смеси меньше поверхностного натяжения индивидуальных собирателей. Этот эффект предполагает потенциальную возможность получения высокого поверхностного давления в момент прорыва прослойки и сокращение времени индукции.

Теоретическое обоснование повышения флотуемости при понижении поверхностного натяжения раствора собирателя получено на основе механизма работы физически сорбируемого собирателя.

В результате прорыва прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия - минеральную частицу и пузырёк газа – поверхностно-активные формы собирателя попадают на пузырёк.

Растекание плёнки собирателя (его поверхностно-активных форм) приводит к захвату жидкости и удалению ее из прослойки. Скорость растекания плёнки определяет время индукции – время формирования флотационного контакта [7]. Скорость растекания плёнки можно характеризовать изменением энергии на границе раздела “газ-жидкость” [8]. Это изменение энергии выражается в форме работы $A = \pi \cdot S$, которую затрачивает плёнка при растекании, здесь π – поверхностное давление в плёнке, Н/м; S – площадь растекания плёнки, м². Понижение поверхностного натяжения увеличивает поверхностное давление в растекающейся плёнке. Указанное давление характеризует движущую силу (на единицу длины периметра площади) растекания плёнки.

Таким образом, работа растекания плёнки, представленной сочетанием собирателей, их поверхностно-активных форм, является критерием выбора сочетания собирателей. Хемосорбированный собиратель определит критическую толщину и селективность прорыва прослойки жидкости. Он является основой для закрепления физически сорбируемых форм собирателей. Физически сорбированные формы композиции собирателей выполняют функцию удаления прослойки и снимают кинетическое ограничение образованию флотационного контакта. Их работа определит собирательную активность сочетания собирателей и синергетический эффект.

Список использованных источников

1. Rao K.H., Forssberg KSE. Mixed collector systems in flotation //International Journal of Minerals Processing. – 1997. – Vol. 51. – P. 67–79.
2. Sis H, Chander S. Adsorption and contact angle of single and binary mixtures of surfactants on apatite. Minerals Engineering. – 2003. – Vol. 16. - P. 839–848.
3. Smith R.W. Coadsorption of dodecylamine ion and molecule on quartz / Trans. SME/AIME. – 1963. – Vol. 226. – P. 427-433.
4. Jost F., Leiter H., Schwuger M. J. Synergisms in binary surfactant mixtures // Colloid and Polymer Science. – 1988. – Vol. 266. - P. 554-561.
5. Zhu H., Qin W., Chen C., Liu R. Interactions between sodium oleate and polyoxyethylene ether and the application in the low-temperature flotation of scheelite at 283 K / J Surfact Deterg. – 2016.
6. Chen C., Zhu H., Sun W. et.al Synergetic effect of the mixed anionic/non-ionic collectors in low temperature flotation of scheelite / Minerals. -2017. Vol. 7. – P.87 – 95.
7. Кондратьев С. А. Подходы к выбору флотационных реагентов-собирателей / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2022. № 5. – С. 109 – 124.
8. Кондратьев С.А., Цицилина Д.М. Избирательность флотационного извлечения кальцийсодержащего минерала осадками оксигидрильного собирателя /ФТПРПТ. 2023. №2. С. 112 – 122.

Criterion for selecting collectors for obtaining a synergic effect

Kondrat`ev S.A.

The reasons for the manifestation of a synergistic effect in flotation from the use of a composition of collectors are revealed. A criterion is proposed that allows choosing combinations of collectors and increasing the recovery of a useful component.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ КАТИОННЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ПРИ ОБРАТНОЙ ФЛОТАЦИИ НАДРЕШЕТНОГО ПРОДУКТА ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ РЯДОВОГО МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МИХАЙЛОВСКОГО ГОКА ИМЕНИ А.В. ВАРИЧЕВА

Р.И. Исмагилов¹, Е.Л. Чантурия², Д.В. Шехирев², Х.К. Рахимов²

¹ УК МЕТАЛЛОИНВЕСТ, Москва, Российская Федерация

² Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов» (НИТУ МИСИС), Москва Российская Федерация, e-mail: elenachan@mail.ru

Представлены результаты флотационного дообогащения надRESHETНОГО продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата катионными собирателями группы аминов и их смесями. Установлена высокая эффективность собирателей (в порядке убывания) Flotigam 3135, Lilaflot M811, Tomamine PA-14, Flotigam 2835 (70 %) + Flotigam 3135 (30 %), Lilaflot D817M при обратной флотации магнетита. Выделены магнетитовые концентраты, содержащие более 70 % железа общего, 1,5–1,7 % кремнезёма, 0,09–0,14 % суммы оксидов калия и натрия.

Целью работы являлось изыскание современных эффективных собирателей/сочетаний собирателей для селективного выделения кварца и железосодержащих силикатов в пенный продукт обратной флотации, с получением камерным продуктом магнетитового концентрата, содержащего железа общего не менее 70 % и кремнезёма не более 1,7–1,5 % при максимально возможном снижении содержания в нем суммы щелочных оксидов (K_2O+Na_2O). Исследования проводили на материале надRESHETНОГО продукта тонкого грохочения корпуса дообогащения (КДО) рядового магнетитового концентрата Михайловского ГОКа им. А.В. Варичева (проба НД), минеральный и химический состав которого представлен в таблицах 1 и 2.

Таблица 1. Химический состав пробы НД, %

Проба НД	Fe общ.	SiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O + Na ₂ O
НД по данным МГОКа	61,7	12,6	0,28 – 0,29	0,12 – 0,11	0,4 – 0,4
НД по данным РФА прямой анализ	62,22	11,78	0,26	0,08	0,34
НД по данным РФА расчётное, средневзвешенное	61,32	11,80	0,286	0,13	0,416

Таблица 2. Минеральный состав надRESHETНОГО продукта по минеральным группам (по данным MLA)

Минеральная группа	Минералы, вошедшие в группу	Доля минеральной группы, %
Магнетит	«Чистый» магнетит, магнетит с тончайшими включениями кварца, магнетит с тончайшими включениями кварца и селадонита	84,77
Гематит	Гематит, гетит	3,82
Карбонаты	Анкерит, сидерит, кальцит	0,89
Кварц	Кварц, кварц с тончайшими включениями магнетита	7,73
Эгирин	Эгирин	0,71
Селадонит	Селадонит	1,73
Алюмосиликаты		0,07
Прочие		0,20
Железный скрап		0,08
Итого		100,00

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

В качестве собирателей в процессе флотационного дообогащения использованы катионные реагенты, производимые в промышленных масштабах компаниями Nouryon Surface Chemistry AB Akzo Nobel и Clariant, TOMAH PRODUCTS ING (таблица 3).

Таблица 3. Реагенты-собиратели, использованные при обратной флотации надреши́тного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата

№ п/п	Название, Производитель	Тип
1	Tomamine PA-14, TOMAH PRODUCTS ING	Моноаминоэфир R-O-CH ₂ CH ₂ CH ₂ -NH ₂ [3-(изодецилокси) пропиламин-1] 95 %. Степень нейтрализации 30 %. + изо-спирты C ₉ -C ₁₁ 5 %; изо-C ₁₀ –предельный
2	Lilafлот 821M, Nouryon Surface Chemistry AB Akzo Nobel	Эфир моноамина частично нейтрализованный 1-Пропанамин, 3-(изотридецилокси) –ацетат
3	Lilafлот D817M, Nouryon Surface Chemistry AB Akzo Nobel	Поли(гексаметиленбисцианогуанид-гексаметилендиамин) гидрохлорид (C ₁₀ H ₁₈ N ₈ ·C ₆ H ₁₆ N ₂)x·HCl (50–70 % + 30–50 %)
4	Lilafлот 811M, Nouryon Surface Chemistry AB Akzo Nobel	Смесь эфиров моноаминов (алкоксипропиламины) алкен C ₁₃ H ₂₈ NO (изомер) (50-70 %) + алкан C ₁₅ H ₃₃ NO ₃ (30 – 50 %). Степень нейтрализации 20–40 %
5	Flotigam EDA, Clariant	Додецилэфирамин в смеси среднепечочечных алкиловых эфиров моноаминов. Степень нейтрализации 48–52 %.
6	Flotigam 2835, Clariant	Длинноцепочечный алкиловый эфир диамина и/или смесь. C ₁₉ H ₄₂ N ₂ O. Степень нейтрализации 50 %.
7	Flotigam 3135, Clariant	Короткоцепочечный алкиловый эфир диамина и/или смесь. Степень нейтрализации 33–37 %
8	Flotigam 2835 2L, Clariant	Смесь длинноцепочечных алкиловых эфиров диамина. Степень нейтрализации 20 %.
9	Flotigam 3135 BR, Clariant	C ₁₂ H ₂₇ NO (1-Пропанамин, 3-(изониллокси) -1) + изоспирты C ₉ – C ₁₁ , обогащенные изодециловым спиртом C ₁₀ H ₂₂ O
10	Flotigam 7100, Clariant	Смесь эфиров моноаминов и алкиламинов. (Изонилэфир пропиламин) Степень нейтрализации 30–50 %
11	Flotigam 7499, Clariant	Эфир моноамина
12	Flotigam 7500, Clariant	Алкиловый эфир моноамина
13	Flotigam 7848, Clariant	Смесь диамина и изоспиртов. N-[3-(Додецилокси) пропил] пропан-1,3-диамин (70-90 %) + Изоспирты C ₁₂ - C ₁₆
14	Flotigam 10049, Clariant	Производное жирного амина. Смесь: алкилэфирамин (изонил эфир пропил амин) 90–95%. Степень нейтрализации 30–50% + Изоспирты (изонилловый спирт) 5–10%.
15	Flotigam 10056S	Смесь C ₁₂ H ₂₇ NO 3- (изониллокси)пропиламин 30-50 % + C ₁₃ H ₂₉ NO (3-(изодецилокси)пропиламин) 30-50 % + уксусная кислота 10-20 %
16	Flotinor 5530, Clariant	Смесь амидоаминов (кокосовые жирнокислотные амиды) N-[3-(диметиламино) пропили] 90–100 %
17	Flotinor 16939, Clariant	Смесь амидоаминов (кокосовые жирнокислотные амиды) N-[3-(диметиламино) пропили] 90–100 %

Из анализа массива экспериментальных данных следует, что собирателями, позволяющими в процессе обратной катионной флотации выделить камерные продукты, содержащие не менее 70 % Fe_{общ.} и не более 1,5 % SiO₂, являются Flotigam 3135, Lilafлот 811 M и Lilafлот D 817 M (таблица 4).

При этом наилучшее соотношение качества концентрата и извлечения в него железа общего получено при флотации реагентами Lilafлот 811 M (70,48 % Fe_{общ.}, 1,5 % SiO₂, 0,09 % суммы оксидов калия и натрия при извлечении Fe_{общ.} 63,27 %) и Lilafлот D

817 M (70,21 % Fe_{общ.}, 1,5 % SiO₂, 0,11 % суммы оксидов калия и натрия при извлечении Fe_{общ.} 64,29 %).

Flotigam 3135 позволяет выделить камерный продукт более высокого качества, содержащий 70,49 % Fe_{общ.}, 1,47 % SiO₂ и суммы оксидов калия и натрия 0,1 %, но при более низком извлечении железа общего 56,18 %.

Таблица 4. Результаты ранжирования всех испытанных с целью снижения содержания кремнезёма и суммы оксидов калия и натрия катионных собирателей аминов различных производителей по убыванию содержания Fe_{общ.} в камерных продуктах обратной флотации измельчённого надрешетного продукта КДО

Катионные собиратели амины	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %			
		Fe _{общ.}	SiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O+ Na ₂ O	Fe _{общ.}	SiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O
Flotigam 3135	49,22	70,49	1,47	0,05	0,05	0,1	56,18	6,06	10,50	16,13
Lilafлот 811 M	55,70	70,48	1,5	0,04	0,05	0,09	63,27	7,13	10,50	20,87
Lilafлот D 817 M	56,35	70,21	1,5	0,05	0,06	0,11	64,29	7,01	12,56	24,10
Tomamine (PA-14)	57,22	70,39	1,7	0,04	0,05	0,09	65,04	8,19	9,90	22,31
Flotigam 3135BR	53,12	70,21	1,6	0,07	0,05	0,12	60,44	7,17	14,03	19,04
Flotigam 10056S	55,71	69,91	1,63	0,07	0,05	0,12	63,27	7,67	14,71	22,80
Flotigam 7848S	58,52	69,94	1,71	0,1	0,05	0,15	66,67	8,20	20,76	21,75
Flotigam 7500S	64,02	69,87	1,81	0,1	0,1	0,2	72,73	9,64	21,53	38,54
Flotigam 2835	62,78	69,80	1,85	0,05	0,1	0,15	71,12	9,68	14,75	38,31
Flotigam 2835-2L	64,70	69,77	1,79	0,06	0,08	0,14	73,37	9,68	15,77	28,07
Flotigam 7100S	61,00	69,70	2,05	0,09	0,05	0,14	68,92	10,53	19,15	26,12
Flotigam 10049	63,09	69,59	2,13	0,1	0,09	0,19	71,18	11,30	22,27	39,95
Flotigam 7499	55,74	69,29	2,22	0,09	0,12	0,21	63,24	9,97	17,05	40,45
Lilafлот 821 M	74,32	68,98	2,85	0,08	0,12	0,2	83,12	17,93	25,18	49,41
Flotigam EDA	71,05	68,69	3,32	0,09	0,07	0,16	79,34	19,47	25,35	37,73
Flotinor 5530	74,30	67,03	5,23	0,11	0,05	0,16	81,49	32,01	25,52	21,69
Flotinor 16939	76,90	66,07	6,75	0,12	0,08	0,2	82,81	42,93	31,74	35,56

Собиратели Tomamine PA-14 и Flotigam 3135BR позволяют выделить магнетитовый концентрат, удовлетворяющий требованиям по содержанию железа общего 70,39–70,21 %, но при более высоком содержании кремнезёма 1,7–1,6 %.

Установлена возможность выделения высококачественных по содержанию железа общего и кремнезёма концентратов комбинацией реагента Flotigam 3135 с другими аминами фирмы Clariant.

Сочетание аминов позволило получить камерные продукты с более высокими показателями по качеству, но при низком извлечении. Сочетанием Flotigam 3135 (70 %) + Flotigam 7100S (30 %) может быть выделен концентрат, содержащий 70,41 % Fe_{общ.}, 1,35 % SiO₂ и 0,11 % K₂O+Na₂O при извлечении Fe_{общ.} 52,25 %; сочетанием Flotigam 3135 (70 %) + Flotigam 7499 (30 %) может быть выделен концентрат, содержащий 70,39 % Fe_{общ.}, 1,35 % SiO₂ и 0,16 % K₂O+Na₂O при извлечении Fe_{общ.} 49,18 %; сочетанием Flotigam 3135 (30 %) + Flotigam 10056S (70 %) Fe_{общ.} 70,29 %, 1,44 % SiO₂, 0,11 % K₂O+Na₂O при извлечении Fe_{общ.} 58,78 % (таблица 5).

Сочетание Flotigam 3135 (30 %) +7500S (70 %) позволило получить лучшие результаты по соотношению качество/извлечение: содержание железа общего (70,13 %), кремнезёма (1,6 %) и суммы K₂O+Na₂O 0,12 % при извлечении Fe_{общ.} 62,9 % в магнетитовом концентрате.

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Таблица 5. Результаты ранжирования реагентов и их сочетаний с собирателем Flotigam 3135 по убыванию качества выделяемых камерных продуктов обратной флотации измельчённого надрешётного продукта КДО

Испытанные реагенты и их смеси	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %			
		Fe _{общ.}	SiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O+ Na ₂ O	Fe _{общ.}	SiO ₂	K ₂ O	Na ₂ O
Flotigam 3135 (70%) +7100S (30 %)	45,81	70,41	1,35	0,06	0,05	0,11	52,25	5,19	10,68	20,86
Flotigam 3135 (70%)+7499 (30%)	43,17	70,39	1,35	0,11	0,05	0,16	49,18	4,96	16,37	13,15
Flotigam 3135 (30%)+10056S (70%)	51,65	70,29	1,44	0,06	0,05	0,11	58,78	6,34	11,70	20,57
Flotigam 3135 (70%)+10049 (30%)	48,57	70,1	1,54	0,09	0,05	0,14	55,52	6,09	15,40	17,79
Flotigam 3135 (70%)+7500S (30%)	49,71	70,08	1,56	0,12	0,05	0,17	56,35	6,73	20,23	18,79
Flotigam 3135+дизтопливо 7 капель	50,41	70,22	1,56	0,03	0,08	0,11	57,31	6,59	6,37	27,66
Flotigam 3135 (30%)+7500S (70%)	55,33	70,13	1,6	0,07	0,05	0,12	62,90	7,43	14,74	23,53
Flotigam 3135BR	53,12	70,21	1,6	0,07	0,05	0,12	60,44	7,17	14,03	19,04
Flotigam 3135 (30%)+0049 (70%)	54,14	70,05	1,89	0,05	0,05	0,10	61,64	8,43	10,22	21,60
Flotigam 3135 (70%)+10056S (30%)	49,03	69,92	1,62	0,12	0,05	0,17	55,76	6,71	19,28	20,48
Flotigam 10056S	55,71	69,91	1,63	0,07	0,05	0,12	63,27	7,67	14,71	22,80
Flotigam 3135 (30%) +7499 (70%)	46,90	69,83	1,63	0,16	0,06	0,22	53,19	6,48	24,03	21,18
Flotigam 7848S	58,52	69,94	1,71	0,1	0,05	0,15	66,67	8,20	20,76	21,75
Flotigam 7500S	64,02	69,87	1,81	0,1	0,1	0,2	72,73	9,64	21,53	38,54
Flotigam 3135 (30%)+7100S (70%)	56,22	69,87	2,01	0,06	0,1	0,16	63,21	9,95	14,34	38,62
Flotigam 7100S	61,00	69,7	2,05	0,09	0,05	0,14	68,92	10,53	19,15	26,12
Flotigam 10049	63,09	69,59	2,13	0,1	0,09	0,19	71,18	11,30	22,27	39,95
Flotigam 7499	55,74	69,29	2,22	0,09	0,12	0,21	63,24	9,97	17,05	40,45
Flotinor 5530	74,30	67,03	5,23	0,11	0,05	0,16	81,49	32,01	25,52	21,69
Flotinor 16939	76,90	66,07	6,75	0,12	0,08	0,20	82,81	42,93	31,74	35,56

Полученные экспериментальные данные согласуются с данными литературных источников [1-3] и позволяют заключить, что наиболее эффективными катионными собирателями - аминами при дообогащении надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата Михайловского ГОКа имени А.В. Варичева обратной флотацией являются частично нейтрализованные (33–37 %) короткоцепочечные алкиловые эфиры диамина (Flotigam 3135), смеси частично нейтрализованных (20–40 %) эфиров моноаминов (алкоксипропиламин) алкен C₁₃H₂₉NO (изомер) (50–70 %) + алкан C₁₅H₃₃NO₃ (30–50 %) — Lilafлот 811M, а также поли(гексаметиленбисцианогуанид-гексаметилендиамин) гидрохлорид (C₁₀H₁₈N₈•C₆H₁₆N₂)x•HCl (50–70 % + 30-50 %) — Lilafлот D 817 M.

Список использованных источников

- Исмагилов Р.И., Чантурия Е.Л., Шелепов Е.В. и др. Инновационная технология переработки магнетитовых концентратов для производства DRI-окатышей на АО «Михайловский ГОК имени А.В. Варичева» //Сб.: Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения–2022)». Изд-во ДФУ, 2022. с. 5–14.
- Silva K., Filippov L.O., Picarra A., et.al New perspectives in iron ore flotation: Use of collector reagents without depressants in reverse cationic flotation of quartz. Minerals Engineering 170(11):107004.
- Cassola M.S., Bartalini N.M. Comportamento de Coletores para o tratamento dosInÉrIos de ferro atravÉs da flotação reversa. Tecnol. Metal. Mater. Miner., São Paulo, v. 6, n. 4, p. 215-219, abr.-jun. 2010.

Experimental evaluation of the effectiveness of cationic collectors in the reverse flotation of the over-lattice product of fine sieving of ordinary magnetite concentrate of the Mikhailovsky GOK named after A.V. Varichev

Ismagilov R.I., Chanturiya E.L., Shekhirev D.V., Rakhimov Kh.K.

The results of flotation re-enrichment of the superlattice product of screening ordinary magnetite concentrate with cationic collectors of the amino group and their mixtures are presented. The high efficiency of collectors (in descending order) Flotigam 3135, Lilaflot M811, Tamamine PA-14, Flotigam 2835 (70 %) + Flotigam 3135 (30 %), Lilaflot D817M during reverse flotation of magnetite has been established. Magnetite concentrates containing more than 70 % of total iron, with a silica content of 1,5–1,7 % and a sum of potassium and sodium oxides of 0,09–0,14 % were isolated.

ПРИМЕНЕНИЕ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОГО БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

М.В. Рязанцева, И.Ж. Бунин

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: ryzanceva@mail.ru

Исследовано влияние параметров диэлектрического барьерного разряда (ДБР) на кислотно-основные и технологические свойства кварца. Показана эффективность использования ДБР для повышения показателей флотационного обогащения железистых кварцитов и исследован механизм, установленного технологического эффекта.

Флотационная доводка магнетитовых концентратов, выделенных из железистых кварцитов магнитной сепарацией, является эффективным способом снижения содержания в них диоксида кремния. В данной работе представлен способ повышения эффективности флотационного обогащения железистых кварцитов, основанный на использовании плазменной обработки, реализуемой в условиях диэлектрического барьерного разряда (ДБР) с целью модифицирования технологических свойств кварца.

Результаты, полученные при использовании метода адсорбции кислотно-основных индикаторов [1-3] для кварца (Лебединский ГОК), представлены на рисунке 1, из которого видно, что в результате обработки в поле ДБР в течение 30 с, число основных центров Льюиса ($pK_a = -4,4$ и $-0,29$) снижается в $\sim 1,1$ раза. Одновременно с этим, количество кислотных Бренстедовских центров ($pK_a = 4,1$ и $5,0$) возрастает в $1,3 - 1,7$ раза.

Другими словами, электронодонорные свойства (отрицательный заряд) поверхности кварца в результате предварительной обработки в поле ДБР увеличиваются. Кроме того, наблюдается и незначительное снижение концентрации основных центров Бренстедовского типа ($pK_a = 7,3$ и $8,8$) в $1,1 - 1,3$ раза, что, в данном случае, указывает на возможное увеличение акцепторных свойств поверхности.

Принимая во внимание катионную природу реагентов, используемых на практике, при флотационном выделении кварца, описанные выше изменения энергетического

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

состояния поверхности минерала в результате обработки в поле диэлектрического барьерного разряда (ДБР), должны, по всей вероятности, увеличивать его сорбционную способность по отношению к аминам.

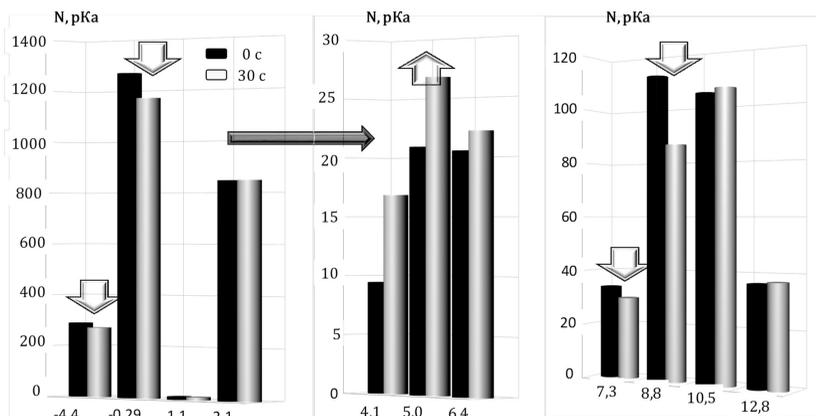


Рисунок 1. Распределение активных центров на поверхности кварца для нативного образца и обработанного ДБР в течение 30 с

Это предположение было подтверждено экспериментальными данными, полученными при спектроскопическом исследовании влияния ДБР на адсорбцию амина на поверхности кварца (рисунок 2).

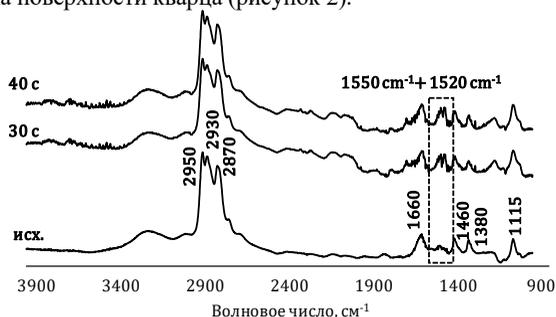


Рисунок 2. Влияние предварительной обработки кварца в поле ДБР на его сорбционную активность по отношению к катионному собирателю по данным ИК – спектроскопии

В ИК – спектрах кварца как в исходном (нативном) состоянии, так и после обработки в поле ДБР, чётко идентифицируется серия полос, указывающая на доминирование ионной формы закрепления реагента: 1100 см⁻¹, 1222 см⁻¹, 1379 см⁻¹, 1465 см⁻¹, 1520 см⁻¹, 1540 см⁻¹, 1665 см⁻¹, 2870 см⁻¹, 2920 см⁻¹. Выявленного влияния ДБР на интегральные характеристики, полос поглощения реагента выявить не удалось. Очевидное различие в профилях спектральных кривых кварца в исходном состоянии и после ДБР – обработки заключается в появлении в спектрах последних дуплета 1520 см⁻¹ + 1540 см⁻¹.

Надо полагать, что, изменения, выявленные, в ИК – спектрах, обработанных ДБР

образцов, указывают на рост сорбционной активности минерала, при этом, анализ литературных данных, [4-6] позволяет предполагать, что, преобладающей формой закрепления является ионная.

Данные полученные спектральными методами согласуются с результатами мономинеральной флотации кварца, представленными на рисунке 3 а, из которого видно, что обработка в поле ДБР, при частоте повторения импульсов 16 кГц и времени обработки 30–40 с, обуславливает рост флотационной активности минерала на 8–10 %.

Положительное влияние энергетических воздействий (МЭМИ, ДБР) на эффективность флотационного выделения кварца, подтверждается результатами флотации магнетитового концентрата (Михайловский ГОК), схема проведения эксперимента представлена на рисунке 3 б. Относительно условий эксперимента стоит упомянуть, что флотация образцов обработанных МЭМИ проводилась в две операции (с одной перемешкой), флотация навесок, после взаимодействия с ДБР – в одну (без перемешки).

Полученные результаты показали, что использование ДБР позволяет повысить качество магнетитового продукта флотации на 0,7–1,5 % за счёт повышения извлечения кварца в побочный продукт на 1,9–3,2 %. В условиях обработки МЭМИ прирост качества магнетитового концентрата составил порядка 1,1 %, за счёт повышения извлечения кварца на 3,2 %.

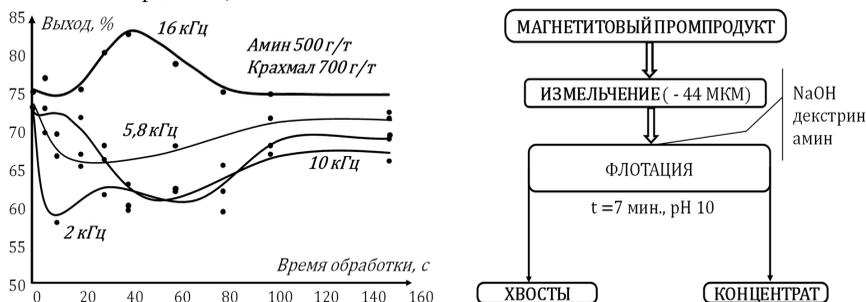


Рисунок 3. Зависимость флотационной активности кварца от параметров времени ($t_{обр.}$), частоты повторения импульсов (кГц) ДБР (а) и схема проведения флотационных экспериментов (б)

Таким образом, показана возможность использования импульсных энергетических воздействий (диэлектрического барьерного разряда, мощных наносекундных электромагнитных импульсов) для интенсификации флотационного обогащения железорудного сырья: установлен прирост качества целевого магнетитового продукта флотации на 0,7–1,5 % за счёт повышения извлечения кварца в побочный продукт флотации на 1,9–3,2 %. Выявлен механизм возникновения технологического эффекта, заключающийся в усилении сорбционной способности кварца по отношению к флотационному реагенту катионного типа за счёт повышения электронодонорных свойств поверхности минерала.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Список использованных источников

1. Нечипоренко А.П., Буренина Т.А., Кольцов С.И. Индикаторный метод исследования поверхностной кислотности твёрдых веществ // Журнал общей химии. 1985. Т.55. №9. С. 1907–1912.
2. Нечипоренко А.П. Донорно-акцепторные свойства поверхности твёрдых окислов и халькогенидов: Дисс. ... д-ра химических наук. - СПб, 1995. - 508 с.
3. Танабе К. Твёрдые кислоты и основания. — М.: Мир, 1973.
4. Белами Л. Инфракрасные спектры сложных молекул. – М.: Изд-во иностранной литературы, 1963.
5. Chernyshova I.V., Hanumantha K. Rao. Mechanism of Coadsorption of Long-Chain Alkylamines and Alcohols on Silicates. Fourier Transform Spectroscopy and X-ray Photoelectron Spectroscopy Studies // Langmuir. – 2001. - № 17. - PP.2711 - 2719.
6. Vidyadhar A., Hanumantha Rao K., Chernyshova I.V. et.al Mechanisms of Amine–Quartz Interaction in the Absence and Presence of Alcohols Studied by Spectroscopic Methods // Journal of Colloid and Interface Science. – 2002. № 256. - PP.59–72.

Application of dielectric barrier discharge for the improvement of flotation of oxide – facies iron formation

Ryazantseva M.V., Bunin I. Zh.

The influence of a dielectric barrier discharge (DBD) parameters on the acid – base and technological properties of quartz was studied. The efficiency of DBD application for the improvement of the flotation of oxide – facies iron formation were defined and the mechanism of the technological effect was investigated.

ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМОВ СЕЛЕКТИВНОГО ЗАКРЕПЛЕНИЯ РЕАГЕНТОВ МОДИФИКАТОРОВ НА ПОВЕРХНОСТИ АЛМАЗОВ*

В.В. Морозов, Е.Л. Чантурия, О.Е. Ковальчук, А.С. Тимофеев, С.П. Лезова

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИШКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: dchmggu@mail.ru

Разработаны режимы применения люминофорсодержащих реагентов, обеспечивающие селективное закрепление люминофорсодержащих композиций на поверхности слабо и аномально люминесцирующих алмазов и придание им спектрально-кинетических характеристик, необходимых для полного извлечения в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

Механизм закрепления *реагентов* модификаторов на поверхности алмазов изучали методами люминесцентной и комбинированной (ультрафиолет – видимый свет) микроскопии, обеспечивающими регистрацию изображений макро и микрообъектов с применением эффекта фотолюминесценции. В настоящих исследованиях использовали люминесцентный микроскоп «Микромед 3 ЛЮМ».

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 21-17-00020, <https://rscf.ru/project/21-17-00020/>

Эффективность закрепления люминофоров на поверхности алмазов и минералов кимберлита оценивали по изображениям люминесценции изучаемых объектов в ультрафиолетовом излучении. Изображения алмазов и минералов кимберлита после обработки люминофорсодержащими средами получали на люминескопе «Луч-1Ф», оснащённом источниками УФ - излучения с длиной волны 273 и 365 нм. Полученные изображения диагностировали визиометрическим анализом, позволяющим оценить концентрацию люминофора и его распределение на поверхности образцов.

Результаты исследований показали, что при обработке алмазов эмульсией люминофорсодержащей композиции в водной фазе вследствие проявлений гидрофобных взаимодействий органически - минеральные агрегаты содержат как кристаллы алмазов, так и зерна минералов кимберлита. При удалении избытка коллектора в турбулентном гидродинамическом режиме органически-минеральные агрегаты распадаются с обособлением отдельных зёрен алмазов и кимберлита, на которых удерживаются капли люминофорсодержащей композиции.

Энергия взаимодействия органического коллектора люминофорсодержащей композиции с алмазами существенно выше, чем с кимберлитом, что приводит к преимущественному закреплению люминофоров на алмазах и в меньшей мере – на зёрнах кимберлита (рисунок а). После удаления избытка люминофорсодержащей композиции промывкой концентрация люминофоров на поверхности кристаллов алмазов (степень покрытия) (15-40 %) существенно превышает аналогичное значение для зёрен кимберлита (1-5 %, рисунок б).

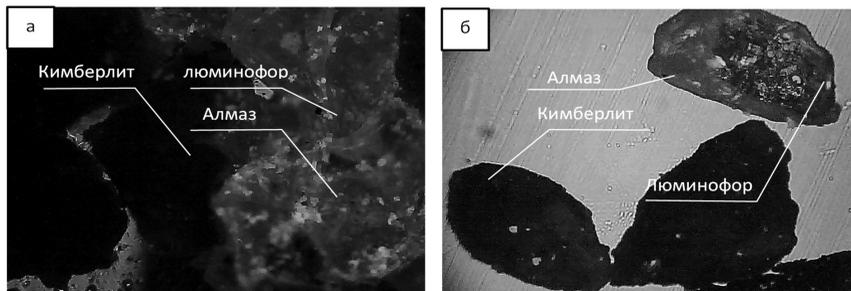


Рисунок. Агрегат люминофорсодержащей композиции с кристаллами алмаза и зёрнами кимберлита (а) и обособленные кристалл алмаза и минералы кимберлита после удаления избытка композиции (б)

Для селективного закрепления люминофоров на поверхности алмазов необходимо повышение гидрофильности всех минеральных компонентов кимберлита, которое может быть достигнуто за счёт адсорбции или адгезии соединений со значительной концентрацией полярных групп в углеводородных радикалах.

Такой результат подтверждён экспериментально при измерениях краевого угла смачивания в системе минерал – органический коллектор – водная фаза, в которой проводилось предварительное кондиционирование минеральной поверхности раствором полифосфатов.

Так механизм действия полифосфатов на поверхность природно-гидрофильных минералов заключается в образовании прочной химической связи с двухзарядными катионами минерала (кальций, железо, магний).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Эффективное действие триполифосфата или гексаметафосфата натрия также объясняется интенсивной адсорбцией полифосфат - ионов на границе слоёв кремнекислородных тетраэдров (например, природно-гидрофобных слоистых алюмосиликатов), что обусловлено сходством строения и размеров анионов триполифосфата и кремнекислородных тетраэдров глинистых минералов. Полифосфаты позволяют также гидрофилизировать поверхность фосфатных минералов.

Выбор реагентов – диспергаторов проводился по их способности препятствовать закреплению люминофоров на поверхности зёрен кимберлита. Для оценки эффективности закрепления люминофоров на минералах использовали визиометрический анализ в ультрафиолетовом освещении.

Результаты исследований показали, что наибольшей способностью уменьшать закрепление люминофоров на поверхности зёрен кимберлита в слабоминерализованных водных системах обладает гексаметафосфат натрия, сульфонол, карбоксиметилцеллюлоза и жидкое стекло (таблица 1). Применение этих реагентов обеспечивает снижение покрытия поверхности зёрен кимберлита люминофорами с 18 до 0,5 %.

Таблица 1. Результаты визиометрического анализа действия реагентов в слабоминерализованной водопроводной воде на закрепление люминофоров на поверхности кимберлита

№	Наименование реагентов	Концентрация реагентов, г/л						Среднее в интервале 0,5-3
		0	0,5	1	1,5	2	3	
Покрывание поверхности минералов кимберлита люминофорами, %								
1	Триполифосфат	18,1	5,3	2,4	2,1	1,8	1,1	2,5
2	Гексаметафосфат	16,8	4,2	1,7	1,4	1	0,8	1,8
3	ОЭДФ	16,8	4,7	2,4	1,5	0,9	0,8	2,0
4	Кукурузный крахмал	16,5	4,8	2,2	1,6	1,4	1	2,1
5	КМЦ	17,2	3,8	1,9	1,4	1	0,5	1,8
6	Сульфонол	18,4	2,9	2,0	1,2	1	1	1,6
7	Метасиликат натрия	18,0	3,9	1,9	0,9	0,8	0,6	1,3
8	Лигносulfонат	17,6	5,4	3,3	2,6	2,0	1,4	

Допустимый уровень поверхностной концентрации люминофора на кимберлите (3 %) достигается при концентрации реагентов более 1 г/л.

При использовании сильно минерализованной воды результат применения реагентов-диспергаторов заметно изменяется (таблица 2). снижает закрепление люминофоров на поверхности кимберлита с 18 до 7 %, но с другой стороны эффективность действия диспергаторов, особенно взаимодействующих с ионами кальция, снижается. Наибольшей диспергирующей способностью обладают триполифосфат, гексаметафосфат, КМЦ.

В целом, сравнивая эффективность уменьшения закрепления люминофоров на поверхности кимберлита, следует отдать предпочтение режимам, предусматривающим применение слабоминерализованной воды. В качестве наиболее перспективных были выбраны реагенты, обеспечивающие в среднем снижение поверхностной концентрации люминофоров на кимберлитах до уровня 3 % и менее, что позволяет достигать извлечение зёрен кимберлита в концентрат на уровне (1 %), соответствующем промышленным показателям процесса РЛС.

Таблица 2. Результаты визиометрического анализа влияния реагентов в сильно минерализованной воде на закрепление люминофоров на поверхности кимберлита

№	Наименование реагентов	Концентрация реагентов, г/л						
		0	0,5	1	1,5	2	3	Среднее в интервале 0,5-3
		Покрытие поверхности кимберлита люминофором, %						
1	Триполифосфат	7,5	3,5	2,1	1,5	1,4	1,2	1,94
2	Гексаметафосфат	7	3,9	2,6	1,6	1	0,9	2,00
3	ОЭДФ	7,1	3,6	3,0	1,9	1,4	1,2	2,22
4	Кукурузный крахмал	6,5	3,5	3,1	2,2	1,4	1	2,24
5	КМЦ	6,4	3,1	2,5	1,8	1,1	0,7	1,84
6	Сульфонол	7,1	4,1	3,2	1,8	1,4	0,9	2,28
7	Метасиликат натрия	7,9	4,8	3,4	2,1	1,3	1,2	2,56
8	Лигносulfонат	7,6	4,8	3,5	2,2	1,5	1,2	2,64

Таковыми реагентами-диспергаторами являются гексаметафосфат, метасиликат натрия и КМЦ.

Выбранный состав реагентов в меньшей мере снижает интенсивность закрепления люминофоров на поверхности алмазов, что подтверждается сохранением концентрации люминофоров на поверхности алмазов на уровне 16,5–33,0 %.

Для выбора направлений оптимизации режима обработки алмазосодержащего материала люминофорсодержащими реагентами поставлены эксперименты в широком диапазоне варьирования параметров процесса.

Методом математической статистики по критерию «покрытие поверхности минералов люминофорами», измеренному визиометрическим способом, выбраны значимые параметры состава реагента диспергатора: pH среды, температура, концентрация гексаметафосфата (ГМФ), массовая доля люминофора в коллекторе, массовая доля коллектора в эмульсии.

В процессе исследований для повышения эффективности закрепления люминофоров (композиция на основе Э-515-115) на алмазах апробировано применение добавок бутилового аэрофлота и диэтилкетона (ДЭК).

Варьированием значимых параметров выбраны режимы, обеспечивающие эффективное технологически допустимое закрепление люминофоров (не менее 15 %) на поверхности алмазов в процессе РЛС и не более 3,0 % на поверхности кимберлита.

Результатами статистической обработки определены 6 наиболее значимых факторов в и, соответственно, 6 локальных минимумов поверхностной концентрации люминофора на кимберлите ($C_{\text{лф}}^{\text{min}}$), каждый из которых достигается при определенном составе реагента и режиме технологического процесса.

Выбранные составы реагента и режимы обработки были апробированы для процесса подготовки алмазосодержащего материала к его сепарации (разделению) на рентгенолюминесцентных сепараторах. При проведении испытаний была подготовлена выборка слабо и аномально светящихся алмазов, не обнаруживаемых блоками диагностики сепаратора «Полус – М».

Апробация выбранных режимов с проверкой извлекаемости алмазов и кимберлита на сепараторе «Полус-М1» подтвердила их эффективность - полное извлечение слабо и аномально люминесцирующих алмазов при извлечении кимберлита не более, чем 1,5 %.

Наилучшие результаты по селективности были получены в режимах с добавками реагентов - диспергаторов органического коллектора.

Selection and justification of modes of selective fixation of modifier reagents on the surface of diamonds

Morozov V.V., Chanturia E.L., Kovalchuk O.E., Timofeev A.S., Lezova S.P.

The modes of application of luminophore-containing reagents have been developed, providing selective fixation of luminophore-containing compositions on the surface of weakly and abnormally luminescent diamonds and giving them spectral-kinetic characteristics necessary for complete extraction in the process of X-ray luminescent separation.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОДОРАСТВОРИМОГО ПОЛИМЕРА В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА

В.В. Гетман, А.Ю. Каркешкина

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: viktoriki.v@gmail.com

Исследованы флокулирующие и флотационные свойства поливинилкапролактама и его применение в процессе флотационного обогащения золотосодержащей руды.

Перспективным направлением в сфере применения реагентов для флотационного обогащения является использование термочувствительных полимеров для селективной агрегации тонких ценных компонентов в более крупные фракции, которые затем, закрепившись на полимере, выделяются с пенным продуктом флотации.

Одним из таких полимеров является поли-N-винилкапролактан (ПВК), который обладает устойчивостью и сохраняет термочувствительные свойства в условиях многокомпонентной флотационной пульпы [1–4].

Ранее [3, 4] было установлено, что ПВК взаимодействует с наночастицами золота, способствуя доизвлечению золота из хвостов, что позволяет рекомендовать ПВК в качестве дополнительного флотационного реагента для комплексного извлечения золота из тонкоизмельченных руд.

ПВК имеет наиболее высокую способность к образованию комплексов в водной среде при нагревании, в зависимости от концентрации и молекулярной массы.

Исследованы термочувствительные свойства ПВК и определение температуры фазового перехода ($T_{\text{фп}}$) раствора полимера из одного агрегатного состояния в другое. Для ПВК $T_{\text{фп}}$ составила 32°C.

Кинетическая зависимость светопропускания нагретого раствора ПВК (10 мг/л) от времени, в течении которого раствор полимера остывает (400 с) исследована методом кинетической фотометрии на спектрофотометре «Shimadzu 1700». Раствор полимера (10 мг/л) нагревался на электрической плитке до максимального визуального помутнения (45°C).

Далее раствор помещали в кювету. По мере остывания раствор переходит из мутного в прозрачный, что можно зафиксировать методом кинетической фотометрии в видимой части спектра при $\lambda=500$ нм (рисунок).

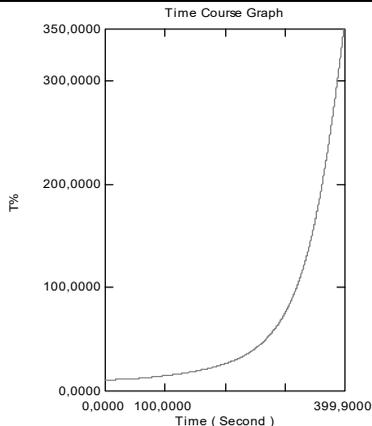


Рисунок. Кинетическая зависимость светопропускания растворов ПВК от времени

Выполнены исследования гидрофобных свойств ПВК на пробе золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения. Исходное содержание золота в пробе по данным химического анализа составляет 3,07 г/т.

Для исследования флокулирующих свойств ПВК измельчённую навеску золотосодержащей руды (96 % класса -0,071 мм) помещали в стакан (V=1000 мл), тщательно перемешивали верхнеприводной мешалкой при одновременном нагреве на электрической плитке до 40°C. Затем в статических условиях при комнатной температуре в течении 5 минут твёрдые частицы пульпы осаждали, жидкую фазу декантировали. Осадок и слив сушили и взвешивали.

Условия эксперимента и результаты представлены в таблице.

Таблица. Результаты исследования флокулирующих свойств ПВК

№ п/п	Условия эксперимента	Содержание твёрдых частиц, %	
		в сливе	в осадке
1	Без нагрева пульпы (t=21 °С)	18,80	81,20
2	Нагрев пульпы (t=40 °С)	15,83	84,17
3	Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 10 г/т	12,92	87,08
4	Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 20 г/т	12,07	87,93
5	Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 30 г/т	11,37	88,63
6	Нагрев пульпы (t=40 °С) ПВК 40 г/т	9,87	90,13

Без нагревания и без реагента ПВК в сливе определено 18,8 % твёрдых частиц, по мере нагревания пульпы содержание твёрдого в сливе уменьшилось на 2,97 %. Введение ПВК и нагрев пульпы снижает содержание твёрдого в сливе.

Таким образом, при нагревании полимер способствует агрегации твёрдых тонкоизмельчённых частиц, что свидетельствует о флокулирующих свойствах ПВК.

Проведена серия опытов по флотации в открытом цикле в одну стадию с получением концентрата и хвостов.

В качестве базового опыта применяли традиционный собиратель бутиловый ксантогенат калия (БКК - 200 г/т).

В качестве дополнительного собирателя золота применили водорастворимый полимер - поливинилкапролактан (ПВК).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Введение ПВК 20 г/т приводит к росту качества концентрата по золоту до 22,04 г/т и извлечения до 87,6 %, а при расходе ПВК 30 г/т извлечение золота достигает 91,65 %, что на 13,06 % выше, чем в базовом режиме.

Таким образом, введение ПВК совместно с бутиловым ксантогенатом (БКК) повышает извлечение золота в концентрат флотации на 9-13 % при росте качества концентрата по содержанию золота на 1,7-2,1 г/т, тем самым снижая потери золота с хвостами флотации по сравнению с базовым реагентным режимом.

Список использованных источников

1. Низова С.А., Чепикова М.В. Водорастворимые полимеры. Структура, получение, свойства, применение РГУНиГ им Губкина // Учебное пособие. М: РГУНиГ. 2011. - 46 с.
2. Сутягин В.М., Ляпков А.А. Общая химическая технология полимеров, Санкт-Петербург: Лань, 2023. — 208 с.
3. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование применения поливинилкапролактама в реагентном режиме флотации золота // Цветные металлы. – 2021. – № 8. – С. 15-20.
4. Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Применение поливинилкапролактама в процессе флотационного обогащения сульфидных руд // Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья. Материалы международной конференции. - 2020. - С 173-176.

Untersuchung eines wasserlöslichen Polymers im Prozess der Flotationsgewinnung von Gold

Getman V.V., Karkeshkina A.Yu.

The flocculating and flotation properties of modified polyvinylcaprolactam and its application in the process of flotation extraction of gold-bearing ore are investigated.

ТВЕРДОФАЗНАЯ МОДИФИКАЦИЯ ТЕРМОЧУВСТВИТЕЛЬНЫХ ПОЛИМЕРОВ НА ПРИМЕРЕ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМА*

А.Ю. Каркешкина, В.В. Гетман

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: annakarkeshkina@gmail.com

Рассмотрен метод твердофазной модификации полимера поливинилкапролактама и изучены термочувствительные свойства модифицированного полимера. Установлена адсорбция ПВКмдтк на халькопирите и галените методом растровой электронной микроскопии.

Анализ номенклатуры химических веществ, в том числе флотационных реагентов и флокулянтов с целью выявления наиболее эффективных собирателей для флотационного выделения тонкоизмельчённых продуктов, содержащих цветные и

*Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

благородные металлы, показал, что водорастворимые полимеры (ВРП), используемые в различных отраслях промышленности, являются одними из наиболее перспективных классов высокомолекулярных соединений. ВРП широко применяются в пищевой промышленности и фармацевтике как ингибиторы перекристаллизации и связующие при изготовлении таблеток, в качестве компонентов, повышающих растворимость и биодоступность лекарств, химиотерапевтических препаратов, антибиотиков и анальгетиков, в качестве загустителей в косметических средствах, а также в агропромышленности и других областях.

Водорастворимые полимеры, чувствительные к изменению температуры, привлекательны в качестве нового класса реагентов при флотации. Это так называемые термочувствительные (ТЧП) или термоморфные полимеры (ТМП), а также полимеры рН-чувствительные в температурном интервале, подходящем для использования в водной среде флотационной пульпы. Наличие в молекуле полимера атомов азота и кислорода способствует образованию координационной связи с цветными и драгоценными металлами.

Выполненные в ИПКОН РАН исследования в рамках научной школы академика РАН В.А. Чантурия показали возможность флотационного выделения тонкоизмельчённых минеральных частиц, содержащих благородные металлы, в присутствии термоморфных полимеров на основе N-изопропилакриламида и N-акрилоксисукцинимида с функциональными группами фосфина, 2-(дифенилфосфино)-этиламин, 2-этилтиоэтиламин и 4-фенил-3-тиосемикарбазида, которые образуют прочные комплексные соединения с Au или Pt [1-3].

Введение в полимер специфической функциональной группы сопряжен с рядом трудностей в синтезе. В связи с чем, наши исследования были направлены на поиск широкоприменяемых в промышленности полимеров, которые могут быть использованы в процессе флотации. Одним из таких полимеров является поливинилкапролатам (ПВК) [4, 5].

Для расширения возможностей применения ПВК при флотационном обогащении руд цветных и благородных металлов и повышения селективности их физико-химического воздействия на минералы целевых металлов выполнены исследования по модифицированию ПВК за счёт направленного преобразования структуры полимера ПВК методом твердофазной модификации [6, 7].

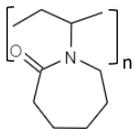
В качестве модифицирующего агента использован реагент класса дитиокарбаматов – морфолиндитиокарбамат натрия (МДТК).

В аналитической химии соли дитиокарбаминовой кислоты используются для количественного определения различных металлов благодаря их способности к комплексообразованию. В частности, МДТК применяют для фотометрического определения Cu, Co, Ni и Au [8].

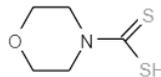
Образование комплексного соединения МДТК с Au в условиях близких флотационным и адсорбция на золотоносных сульфидах была подтверждена УФ-спектрофотометрией, SLM и АSEM-микроскопией, также было установлено, что адсорбция на халькопирите происходит в результате образования комплекса с медью МДТК-Cu на поверхности минерала [9]. Селективное воздействие МДТК на медные и золотоносные сульфидные минералы способно оказывать положительный эффект при флотационном получении Au-Cu концентратов с пониженным содержанием сульфидов железа.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Структурные формулы реагентов приведены на рисунке 1. В результате твердофазной модификации образуется модифицированный полимер (ПВКмдтк).



поли-N-винилкапролактam



морфолиндитиокарбамат

Рисунок 1. Структурные формулы реагентов

Модифицированный ПВКмдтк был получен методом твердофазной модификации поливинилкапролактam реагентом МДТК. В агатовую ступку помещали навески ПВК и МДТК в соотношении 1:1 по массе. Затем в течение 15 минут производили перетирание. Полученный комплекс (ПВКмдтк) сушили при комнатной температуре продувкой воздухом.

Для оценки термочувствительных свойств модифицированного полимера готовили раствор ПВКмдтк (концентрация от 0,02 % до 1,0 %), который медленно нагревали на водяной бане до 45°C и в статических условиях охлаждали до комнатной температуры с фиксацией температуры фазового перехода ($T_{\text{фн}}$) с помощью лабораторного термометра. Термочувствительность ПВКмдтк оценивали визуально по помутнению раствора полимера.

В результате исследований установлено, что температура фазового перехода лежит в пределах 32-34°C (таблица).

Таблица. Показатели термочувствительности ПВК и ПВКмдтк

Исследуемый полимер	Концентрация, %	Температура фазового перехода (визуально), °C
Поливинилкапролактam (ПВК)	1,0	30
	0,1	29
	0,02	27
Поливинилкапролактam модифицированный (ПВКмдтк)	1,0	34
	0,1	33
	0,02	32

Таким образом, твердофазное модифицирование полимера реагентом МДТК не значительно повлияло на изменение температуры фазового перехода ПВК.

Методом растровой электронной микроскопии (LEO 1420VP) и локального рентгеноспектрального микроанализа (Oxford INCA Energy 350) изучена адсорбция ПВКмдтк на поверхности аншлифов халькопирита, галенита и пирита размером 10x10 мм. Анализ микрофотографий аншлифов минералов показал наличие адсорбированного ПВКмдтк на поверхности галенита и халькопирита (рисунок 2).

Новообразования размером 1-3 мкм занимают значительную долю поверхности аншлифов минералов. По наличию и интенсивности пиков светопоглощения идентифицированы минеральные и органические фазы на галените и халькопирите после контакта с ПВКмдтк.

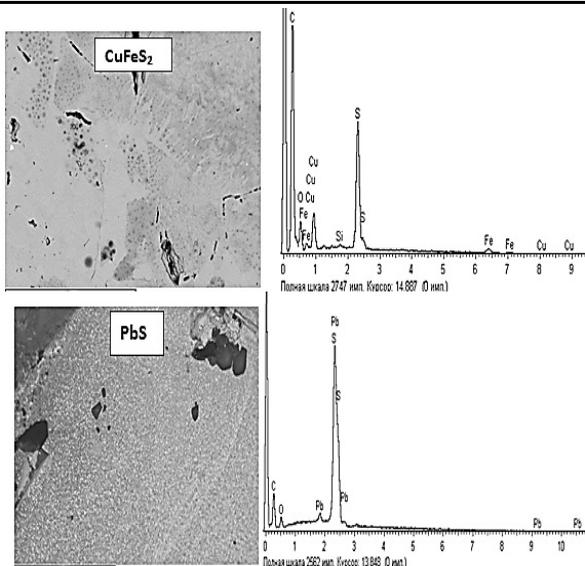


Рисунок 2. Микрофотографии участков анилифа галенита и халькопирита после контакта с раствором ПВКмдтк, полученного на аналитическом микроскопе и рентгеновские спектры участков. 100 мкм

В энергодисперсионных спектрах участков поверхности помимо характерных для CuFeS_2 и PbS , выявлены пики углерода (C) и кислорода (O), входящих в состав органического вещества, которых не было обнаружено на рентгеновских спектрах до обработки, что доказывает адсорбцию ПВКмдтк.

Модификация ПВК за счёт направленного преобразования структуры полимера методом твердофазной модификации позволит расширить область применения полимеров.

Изученные термочувствительные и физико-химические свойства ПВКмдтк дают предпосылки для применения модифицированного полимера в качестве реагента при флотационном обогащении руд цветных и благородных металлов и повышения селективности их физико-химического воздействия на минералы целевых металлов.

Список использованных источников

1. Патент РФ 2368427. Способ флотации благородных металлов / Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Иванова Т.А. и др. 2009. № 27.
2. Chanturia V.A., Getman V.V. Experimental investigation of interaction between modified thermomorphic polymers, gold and platinum in dressing of rebellious precious metal ore // Journal of Mining Science. 2015. Vol. 51, No. 3. P. 580–585.
3. Chanturia V.A., Matveeva T.N., Ivanova T.A. et.al Mechanism of interaction of cloud point polymers with platinum and gold in flotation of finely disseminated precious metal ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2016. Vol. 37, No. 3. P. 187–195.
4. Вережников В.Н., Плаксицкая Т.В., Пояркова Т.Н. PH-термочувствительные свойства (со)полимеров N,N-диметиламиноэтилметакрилата и N-винилкапролактама // Высокомолекулярные соединения. Т.48, №8, 2006.- С. 1482-1487.
5. Xiao Fu, Leticia Hosta-Rigau, Rona Chandrawati and Jiwei Cui. Multi-stimuli-responsive polymer particles, films, and hydrogels for drug delivery. Chem 4 (2018), 2084–2107.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

6. Твердофазный синтез металлооксидных порошков: учебно-методическое пособие /Э.И. Денисова, В.В. Каргашов, В.Н. Рычков. Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2008. 31 с.
7. Коптяева Е.И. Твердофазная модификация полисахаридов – арабиногалактана, хитозана, пектина малорастворимыми пестицидами Автореферат кандидатской диссертации. Уфа 2013.
8. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. — 342 с.
9. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. и др. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФГПРПИ. - 2022. - № 4. - С. 98-107.

Solid-phase modification of thermosensitive polymers on the example of polyvinylcaprolactam

Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.

Method of solid-phase modification of polyvinyl caprolactam polymer is considered and heat-sensitive properties of modified polymer are studied. Adsorption of PVKmdtk on chalcopyrite and galenite by raster electron microscopy was established

УСТАНОВЛЕНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ ЗОЛОТОНОСНЫХ СУЛЬФИДНЫХ РУД ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ*

Т.Н. Александрова, В.В. Кузнецов

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет»,
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: kuznetsov@yvalen.ru

В работе представлены результаты использования комплексного подхода для оценки параметров флотлируемости золотоносной сульфидной руды. На основании лабораторных тестов флотлируемости получены исходные данные для имитационного моделирования флотационного передела в программном пакете JK SimFloat. Установлены особенности перераспределения компонентов руды по фракциям флотлируемости в концентратах основной, контрольной и пересчетных операциях.

Внедрение новых технологий, повышающих эффективность обогатительных переделов, сопряжено с трудностью прогнозирования результатов их применения в промышленных условиях.

Использование имитационного моделирования процессов сепарации позволяет произвести первичную оценку рентабельности предлагаемых технологий и наметить пути повышения их эффективности. Перспективной областью внедрения подобных решений являются технологии флотационных методов обогащения.

Сложность топологий флотационных схем, особенности работы и конструкции флотационных машин обуславливают необходимость обоснования характеристических параметров эффективности флотации, позволяющих определять технологические показатели операций отдельно для каждого влияющего фактора.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 19-17-00096, <https://rscf.ru/project/19-17-00096/>

Целью данной работы являлось установление особенностей флотуемости золотоносных сульфидных руд с применением средств имитационного моделирования.

Моделирование производилось с применением программного пакета JKSimFloat. Реализованная в программе математическая модель флотационной сепарации завязана на значение константы удельной скорости флотации, характеризующей скорость перехода анализируемого компонента в продукт:

$$k_i = P_i \cdot S_b \cdot R_f$$

где: P_i – безразмерный итерационный показатель флотуемости для определённой фракции, величины удельной скорости флотации, параметров удельной интенсивности аэрации S_b – параметр, характеризующий значение удельной интенсивности аэрации, R_f – извлечение пенной зоной.

Параметр P_i – является безразмерным коэффициентом пропорциональности, связывающим значения констант скорости флотации различных классов флотуемости.

Для учёта извлечения в пенную зону нефлотуемой фракции константа скорости флотации, которой принимается равной 0, используется параметр ENT_i .

Параметр S_b характеризует степень диспергации воздушной фазы в камере флотомашины и количественно связывает объем подаваемого воздуха в процесс флотации с геометрическими параметрами пузырьков, а также геометрическими характеристиками камеры машины.

Параметр R_f отражает долю извлекаемого флотацией материала в пенный продукт. Данный показатель численно связывает флотационное извлечение компонента в зоне коллекции и финальное флотационное извлечение компонента в пенный продукт. На изменение значения данного показателя влияют структурные особенности пены, содержание воды в пене, прочность контакта минеральная частица – воздушный пузырёк и возникающие колебания силы отрыва при переходе флотационного агрегата в ламинарные потоки под пеной. Данные параметры являются исходными для задания работы флотационного передела.

В работе для определения показателя P_i использовался вероятностно-кинетический подход к установлению распределения материала по флотуемости. Извлечение нефлотуемой фракции в пенный продукт задавалось на основании определения показателя ENT_i .

Определение параметра удельной интенсивности аэрации в работе основывалось на значениях средневзвешенного диаметра воздушных пузырьков по Соутеру.

Определение параметра извлечения пенной зоны производят в ходе проведения флотационных испытаний забором пробы из-под пенного слоя с последующим анализом содержания ценного компонента в ней.

Общий алгоритм проведения теста флотуемости представлен на рисунке 1.

Объектом исследования являлись технологические пробы золотоносной сульфидной руды, где золото ассоциировано с пиритом и арсенопиритом, что делает их основными ценными минералами. Крупность флотации составляла 60 % класса -74 мкм.

В качестве собирателей использованы бутиловый ксантогенат калия и содовый аэрофлот натрия. В качестве депрессора был использован кукурузный декстрин. Активатором при флотации являлся раствор медного купороса.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

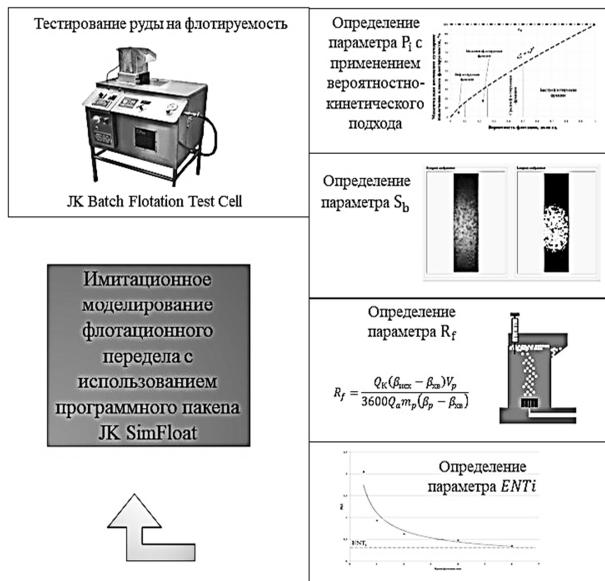


Рисунок 1. Алгоритм определения исходных данных для имитационного моделирования

Для моделирования была выбрана следующая топология флотационного передела: основная флотация, две перечистные операции и одна контрольная операция. Произведено сравнение эффективности схемы при замене пневмомеханических флотомашин на колонные на этапе перечистных операций.

Результаты имитационного моделирования представлены на рисунке 2.

На основании анализа полученных данных установлено, что во всех концентратах схемы для рудных минералов преобладает быстрофлотлируемая фракция арсенопирита и среднефлотлируемая фракция пирита. Для минералов пустой породы преобладает медленно флотлируемая фракция.

Реализация перечистных операций позволяет повысить содержание суммарное содержание быстрофлотлируемых фракций, среднефлотлируемых фракций рудных минералов в конечном концентрате цикла на 0,051 % и 0,041 % соответственно. Дополнительным эффектом от перечистных операций является снижение извлечения нефлотлируемой фракции пустой породы за счёт механического выноса на 0,286 %.

В ходе контрольной операции в концентрат переходит значительная часть медленнофлотлируемой фракции пустой породы за счёт не извлечённых слабораскрытых сростков рудных минералов. Это подтверждается сравнительно высокими значениями медленнофлотлируемой фракции рудных минералов, составляющей 2,082 % от концентрата контрольной операции.

На основании полученных данных повышение качества получаемого сульфидного концентрата в предложенной схеме возможно за счёт понижения механического выноса на стадии основной и перечистной флотации, а также дораскрытием сростков рудных минералов на дополнительной стадии измельчения.

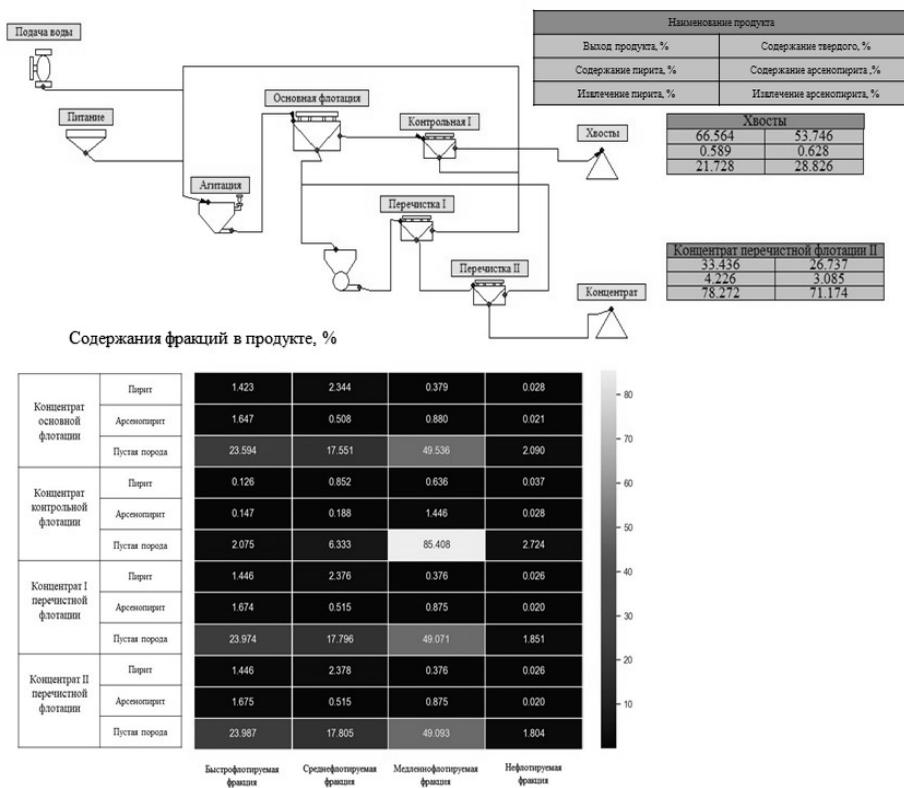


Рисунок 2. Результаты имитационного моделирования

Таким образом, предложенный комплексный подход к установлению особенностей флотуемости сульфидных минералов позволяет выявлять потенциальные пути повышения эффективности схем флотационной переработки.

Establishing the floatability of gold-bearing sulfide ores to improve the efficiency of their processing

Aleksandrova T.N., Kuznetsov V.V.

The results of an integrated approach for floatability parameters assessment for the gold-bearing sulphide ore is presented in the thesis. Based on laboratory tests of floatability, the initial data for simulation modeling of the flotation in the JK SimFloat software package was obtained. The features of the redistribution of ore components by floatability classes in concentrates of the main, scavenger and cleaner operations are established.

**ИЗУЧЕНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ РЕАГЕНТА-
КОМПЛЕКСООБРАЗОВАТЕЛЯ TECTFLOTE С МИНЕРАЛАМИ МЕДИ
И НИКЕЛЯ**

Ю.С. Каменева, Е.В. Черноусенко, Г.В. Митрофанова

Горный институт - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Жо́льский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: Dgeremi@mail.ru, chern@goi.kolasc.net.ru

Методом беспенной флотации изучен механизм взаимодействия комплексобразующего реагента Tecflore S12 с поверхностью минералов меди и никеля. Исследовано влияние различных соотношений ксантогената, Tecflore S12 и аэрофлота в собирательной смеси при флотации медно-никелевых руд.

В настоящее время более 95 % сульфидных руд, содержащих цветные, редкие и благородные металлы перерабатываются флотационным методом. При флотации медно-никелевых руд самыми распространенными и эффективными реагентами-собираателями для извлечения ценных минералов остаются сульфгидрильные собиратели, взаимодействующие с минеральной поверхностью через тиольный атом серы.

Целью настоящей работы являлось изучение взаимодействия реагента Tecflore S12 фирмы Nouryon с поверхностью сульфидных минералов, содержащих медь и никель. Tecflore S12 представляет собой вторичный аминонитрил, обладающий гидрофобизирующими свойствами и способностью к образованию координационной связи с металлами меди и никеля.

Изучение взаимодействия исследуемого реагента с сульфидными минералами проводили методом беспенной флотации в трубке Халимонда, при котором подразумевается переход полезного компонента в пенный продукт флотации, поверхность которого гидрофобизирована в результате предварительного взаимодействия с реагентом в растворе.

В качестве объектов исследования рассмотрены: проба МН-1 с повышенным содержанием пентландита и никеленосного пирротина (Ni – 5,81 %, Cu – 1,4 %) и проба МН-2 – с высокой долей халькопирита (Ni – 3,66 %, Cu – 16,95 %). Материал представлен узким классом крупности -0,09 +0,063 мм.

Реагент Tecflore S12 не растворяется и не эмульгируется в воде. Для перевода гидрофобного реагента в растворимую форму потребовалось использование органического растворителя – 1 % уксусной кислоты.

Действие реагентов Tecflore оценивали в сравнении с традиционными сульфгидрильными собирателями — бутиловым ксантогенатом калия (Кх) и дибутилдигиофосфатом натрия (аэрофлот-Af). Подача водных растворов реагентов к суспензии минералов и их контактирование проводились стандартным способом, что предполагает взаимодействие собирателя с минеральной частицей уже на стадии агитации до подачи воздуха.

На рисунках 1 и 2 представлены зависимости извлечения сульфидных минералов в пенный продукт флотации от расхода исследуемых реагентов.

Показано, что при использовании Tecflore S12 получены более высокие показатели по сравнению с ксантогенатом и аэрофлотом. Максимальное извлечение целевых

минералов в пенный продукт достигается при низких концентрациях нитрильного реагента, что вполне закономерно с учётом величины гидрофобного радикала в этом соединении.

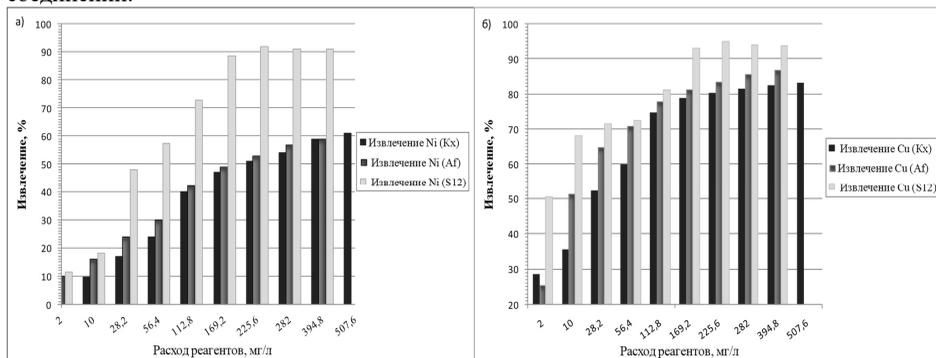


Рисунок 1. Извлечение никеля (а) и меди (б) в пенный продукт от расхода реагентов ксантогенат, аэрофлот, Tecflote S12 при беспенной флотации пробы МН-1

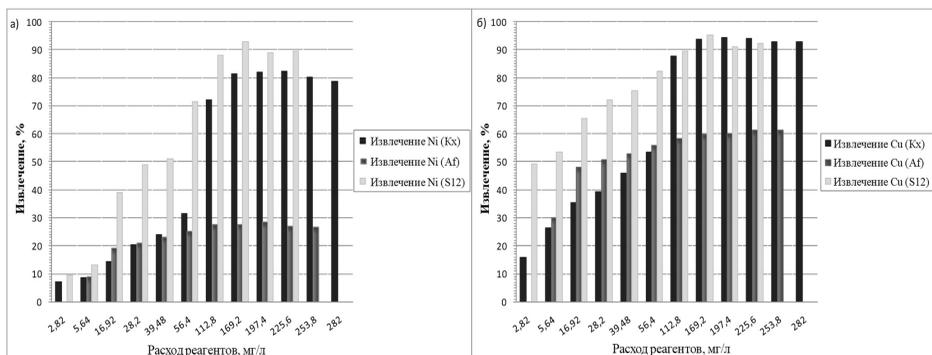


Рисунок 2. Извлечение никеля (а) и меди (б) в пенный продукт от расхода реагентов ксантогенат, аэрофлот, Tecflote S12 при беспенной флотации пробы МН-2

Углеродородный радикал в бутиловом ксантогенате (C4) и бутиловом аэрофлоте (два радикала длиной C4) значительно короче, чем в реагенте Tecflote.

Увеличение длины углеродородного фрагмента нитрильного соединения приводит к более прочной адсорбции реагента на минеральной поверхности, ее гидрофобизации и способствует образованию устойчивого контакта минерал – воздушный пузырёк.

Более высокая степень гидрофобизации минералов, приводящая к большему извлечению меди и никеля, говорит о том, что в этом случае реализуется более сильное взаимодействие с минеральной поверхностью с образованием электронно-донорно-акцепторных комплексов с атомами d-элементов с катионами меди и никеля.

Сульфгидрильные реагенты проявляют большую активность по отношению к халькопириту. Для ксантогената и аэрофлота извлечение меди превышает извлечение никеля в пенный продукт. Большая эффективность действия ксантогената по

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

отношению к халькопириту отчётливо видна при флотации пробы МН-1, даже при более высоком исходном содержании никеля в руде при флотации наблюдается преимущественное извлечение меди. Для реагента с нитрильной группировкой характерной особенностью является его близкая эффективность действия по отношению к халькопириту и никельсодержащим минералам.

Эффективность действия реагента Tecflote S12 при флотации сульфидных минералов изучена в лабораторных условиях на пробе тонковкрапленной труднообогатимой медно-никелевой руды Печенгского рудного поля с содержанием $Ni \approx 0,5\%$ и $Cu \approx 0,21\%$, основными рудными минералами которой являются пирротин, пентландит, халькопирит и магнетит.

Оптимальная крупность измельчения для данного типа руды составила 97% класса $-0,071$ мм. Опыты осуществляли в открытом цикле с проведением основной и контрольной флотаций и двух перечистных операций. Необходимое значение pH создавали с помощью кальцинированной соды (Na_2CO_3), подаваемой в измельчение. В качестве активатора сульфидных минералов использован медный купорос. Для депрессии минералов пустой породы использовали карбоксиметилцеллюлозу. Действие исследуемого реагента оценивалось в сравнении с традиционными сульфидрильными собирателями - ксантогенатом и аэрофлотом. Общий расход собирателей во всех опытах составил 270 г/т.

Флотационные исследования реагента Tecflote S12 как монособирателя показали его более низкую эффективность по сравнению с ксантогенатом.

Известно, что сочетание сильного и слабого собирателя может способствовать повышению показателей флотации. Проведена оценка действия реагента Tecflote S12 в качестве добавки к традиционному режиму. Было изучено влияние различных соотношений ксантогената, Tecflote S12 и аэрофлота в собирательной смеси.

Полученные результаты показали, что частичная замена ксантогената нитрильным реагентом Tecflote позволяет улучшить показатели разделения (рисунок 3).

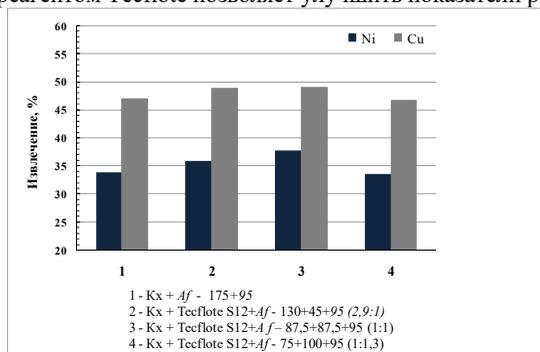


Рисунок 3. Извлечение цветных металлов в концентрат с использованием различных соотношений реагентов ксантогенат, Tecflote S12, аэрофлот

Так, при соотношении ксантогенат и Tecflote 2,9:1 наблюдается увеличение извлечения никеля и меди в пенный продукт \sim на 2% при снижении его содержания в хвостах флотации. Увеличение доли Tecflote S12 в собирательной смеси до 50% приводит к росту извлечения никеля ещё на 2% , но в этом случае прирост извлечения происходит только за счёт повышения выхода. При изменении соотношения до $1:1,3$ в

сторону ещё большего увеличения в смеси Tecflote S12 получены показатели сопоставимые с результатами флотации сульфидрильными собирателями.

Анализ результатов экспериментов показывает, что при варьировании используемых реагентов можно достичь повышения технологических показателей по сравнению с традиционным реагентным режимом.

Studying the interaction of the Tecflote complexing reagent with copper and nickel minerals

Kameneva Iu.S., Chernousenko E.V., Mitrofanova G.V.

The mechanism of interaction of the complexing reagent Tecflote S12 with the surface of copper and nickel minerals has been studied by the method of non-frothing flotation. The influence of different ratios of Potassium Butyl Xanthate, Tecflote S12 and Sodium Dibutyl Dithiophosphate in a collective mixture during flotation of copper-nickel ores has been studied.

СИНЕРГИЗМ СУЛЬФИДРИЛЬНЫХ И КОМПЛЕКСООБРАЗУЮЩИХ СОБИРАТЕЛЕЙ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

Е.А. Базарова, Г.В. Митрофанова

Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Российская Федерация
e-mail: e.bazarova@ksc.ru

Проведено вычисление параметров поверхностной активности бинарных растворов моноалкиламидов дикарбоновых кислот и бутилового ксантогената. Для оценки эффективности совместного действия собирателей выполнены флотационные испытания на пробе медно-никелевой руды с использованием смесей реагентов в разных соотношениях.

В практике флотационного обогащения минерального сырья практически всегда используют смеси реагентов, отличающихся по своим характеристикам и свойствам. Известно, что при совместном использовании реагенты различной природы усиливают действие друг друга, обеспечивая оптимальную собирательную активность и пенообразующие свойства смеси [1, 2].

Каждый реагент в той или иной степени обладает поверхностной активностью, однако смеси поверхностно-активных веществ (ПАВ) позволяют более эффективно регулировать свойства гетерогенных систем.

Такое поведение смешанных растворов обусловлено неспецифичностью взаимодействия между молекулами различных реагентов. Эффект подобного взаимодействия наблюдается при мицеллообразовании, когда состав образующихся агрегатов отличен от состава исходного раствора.

Изучение процессов агрегации в бинарных растворах флотационных реагентов позволит определить соотношение, при котором проявляется максимальный синергизм их действия. Синергетический эффект на границе раздела «твёрдое-жидкость» при использовании сочетания собирателей, как правило, связывают с увеличением массы адсорбированных минеральной поверхностью реагентов, что приводит к повышению гидрофобности этой поверхности [3].

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

В качестве одного из компонентов собирательной смеси использован традиционный собиратель для сульфидных руд – бутиловый ксантогенат калия (БКК). Второй компонент представлен моноалкиламидами дикарбоновых кислот: монодециламид янтарной кислоты (С₁₀-ЯК) и монододециламид фталевой кислоты (С₁₂-ФК), синтезированные в лаборатории. Ранее проведенными исследованиями их комплексообразующих свойств было показано, что они способны образовывать комплексы с ионами меди и никеля [4], поэтому в данном эксперименте моноалкиламида выступали в качестве комплексообразующих реагентов.

Определение поверхностной активности водных растворов проводили методом кольца Дю-Нуи с использованием тензиометра KRUSS K20. Мольное соотношение компонентов в бинарных растворах составляло 0,3; 0,5 и 0,7. Величины критических концентраций мицеллообразования (ККМ) индивидуальных соединений и смесей определяли по перегибам кривых на изотермах поверхностного натяжения.

Поскольку БКК имеет короткий углеводородный радикал, агрегация мицелл начинает происходить при относительно высокой концентрации, которая составила $8,36 \cdot 10^{-1}$ моль/л. Значения ККМ комплексообразующих реагентов С₁₀-ЯК и С₁₂-ФК составили $1,1 \cdot 10^{-4}$ и $3,29 \cdot 10^{-3}$ моль/л, соответственно.

Для термодинамического описания процесса мицеллообразования и определения состава смешанных мицелл был использован подход Рубена и Розена, основанный на теории регулярных растворов [5], согласно которой молекулярные взаимодействия между двумя ПАВ в смешанных мицеллах описываются так называемым параметром β_m – количественной характеристикой описанных взаимодействий.

Вычисленные параметры представлены в таблице. В нашем случае α_1 – мольная доля реагентов С₁₀-ЯК и С₁₂-ФК в растворе; x_1^m – мольная доля этих реагентов в мицелле.

Таблица. Характеристики смешанного мицеллообразования в бинарных растворах

α_1	ККМ смеси, моль/л	x_1^m	β_m	ККМ смеси, моль/л	x_1^m	β_m
	С ₁₂ -ФК-Кх			С ₁₀ -ЯК-Кх		
0,3	$6,55 \cdot 10^{-3}$	0,7855	-5,95	$2,49 \cdot 10^{-4}$	0,8450	-9,26
0,5	$4,48 \cdot 10^{-3}$	0,8245	-6,21	$1,66 \cdot 10^{-4}$	0,8732	-9,41
0,7	$3,57 \cdot 10^{-3}$	0,8610	-6,43	$1,27 \cdot 10^{-4}$	0,8945	-9,72

Из данных таблицы видно, что состав мицелл практически не зависит от состава раствора, смешанные мицеллы обогащены более поверхностно-активными моноалкиламидами.

Значение параметра β_m на всем диапазоне соотношений удовлетворяет выполнению условия синергизма при мицеллообразовании: $\beta < 0$, что говорит об усилении совместного действия исследуемых компонентов.

Для подтверждения проявления синергетического эффекта были проведены флотационные опыты на пробе медно-никелевой руды с содержанием никеля и меди 0,479 и 0,182 %, соответственно. Опыты проводились в открытом цикле с проведением основной и контрольной флотаций и получением черногового коллективного концентрата, варьируя соотношение моноалкиламидов и БКК в собирательной смеси.

Общий расход собирателей во всех опытах оставался постоянным – 230 г/т. Показатели извлечения и содержания в хвостах флотации представлены на рисунке 2 и 3.

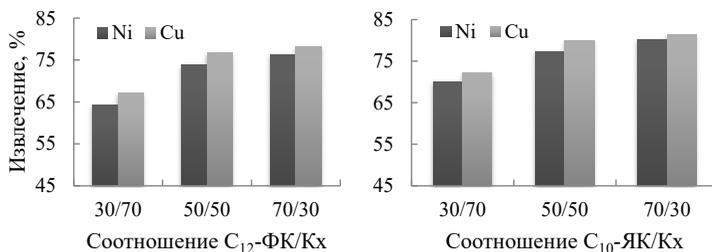


Рисунок 2. Извлечение никеля и меди при различных соотношениях моноалкиламидов и БКК

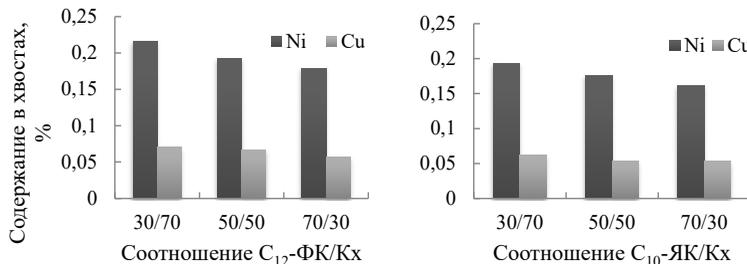


Рисунок 3. Содержание в хвостах флотации никеля и меди при различных соотношениях моноалкиламидов и БКК

На основании анализа представленных на гистограммах данных можно сделать вывод, что вычисленные параметры поверхностной активности бинарных растворов коррелируют с показателями получения черного медно-никелевого концентрата: при увеличении доли моноалкиламидов в смеси наблюдается прирост в извлечении меди и никеля, а также снижается их содержание в хвостах флотации.

Большая эффективность флотации медно-никелевой руды была достигнута при использовании реагента C₁₀-ЯК в соотношении с БКК 70:30 с извлечением никеля и меди 80,17 и 81,29 %, соответственно.

Таким образом, полученные результаты расширяют спектр возможных реагентов-комплексообразователей для флотации сульфидных руд цветных металлов.

Список использованных источников

1. Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О. и др. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей // Обогащение руд. – 2015, №3. – С. 18 – 24.
2. Chen C., Zhu H., Sun W. et.al Synergetic Effect of the Mixed Anionic/Non-Ionic Collectors in Low Temperature Flotation of Scheelite // Minerals, 2017, 7(6), 87. – p. 1 – 8.
3. Hao J., Ya G., Khoso S.A. et.al A new approach for characterization of hydrophobization mechanisms of surfactants on muscovite surface // Separation and purification technology. 2019. V. 209. – p. 936 – 945.
4. Базарова Е.А., Митрофанова Г.В. Изучение комплексообразующих свойств азотистых монопроизводных дикарбоновых кислот по отношению к медь- и никельсодержащим минералам // Актуальные проблемы недропользования. Тезисы докладов XVIII

международного форума-конкурса студентов и молодых ученых, 15-22 мая 2022 г. – Санкт-Петербург. Т.1. – С. 338 – 341.

5. Rosen M.J. Predicting synergism in binary mixtures of surfactants // Progress in Colloid and Polymer Science. – 1994. – V.95. p. 39 – 47.
-

Synergism of sulfhydryl and complexing collectors in the copper-nickel ore flotation

Bazarova E.A, Mitrofanova G.V.

Calculation of surface activity parameters of butyl xanthate and monoalkylamides of dicarboxylic acids binary solutions was carried out. To evaluate the effectiveness of the combined action of collectors, flotation tests were performed on a copper-nickel ore sample using mixtures of reagents in different ratios.

ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ФЛОТАЦИЯ МИКРОДИСПЕРСИЙ ЗОЛОТА МИНЕРАЛАМИ-НОСИТЕЛЯМИ*

С.И. Евдокимов, Т.Е. Герасименко, Р.Н. Максимов, К.Ю. Клыкова

ФГБОУ ВО Северо-Кавказский горно-металлургический институт) (государственный
технологический университет), Владикавказ, Российская Федерация
e-mail: gerasimenko_74@mail.ru

Исследован режим флотации с минералами-носителями (твёрдой стенкой). Влияние стенки проявляется в виде скольжения потока жидкости по гидрофобной поверхности. Скольжение уменьшает пороговую для быстрой коагуляции глубину вторичного потенциального минимума, что следует из натурных экспериментов по флотации.

В работе для повышения полноты и селективности извлечения микродисперсий минералов используют крупные частицы - твёрдую стенку. Причём в качестве твёрдой стенки (минералов-носителей) используют максимально однородный с извлекаемой минеральной микродисперсией материал - черновой концентрат, выделенный из части руды, что повышает селективность процесса агрегации мелких и крупных частиц.

Показано, что при движении частицы крупностью R на расстоянии l от твёрдой стенки влияние ограничения объёма жидкости твёрдой стенкой на ее взаимодействие с частицей в случае стока обтекания (при малых значениях критерия Рейнольдса) может быть учтено поправкой к действующей на частицу гидродинамической силе, имеющей порядок R/l . При потенциальном обтекании твёрдой частицы несжимаемой жидкостью наличие стенки приводит к появлению в поправке члена порядка R^3/l^3 при условии $R \ll l$. Таким образом, анализ движения одиночной твёрдой частицы в потоке жидкости приводит к выводу, что при наличии стенки в зазоре между частицей и стенкой скорости приближения нестационарного течения жидкости к установившемуся режиму увеличивается, что при взаимодействии полидисперсных частиц способствует переходу устойчивости симметричных плёнок в метастабильное состояние.

* Исследование выполнено при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда (Соглашение № 23-27-00093).

Влияние гидрофобности поверхности при упругом столкновении - частицы и пузырька - проявляется в виде скольжения потока жидкости. Эффект скольжения может быть учтён поправкой, величина которой всегда больше единицы, к коэффициенту захвата, используемому при количественной оценке интенсивности гетерокоагуляции - осаждения частиц на поверхность пузырька.

Динамику контактных взаимодействий в условиях перемешивания - скорости агрегации мелких частиц между собой и налипания на крупные концентрацию частиц - исследовали путём измерения фототока (рисунок 1).

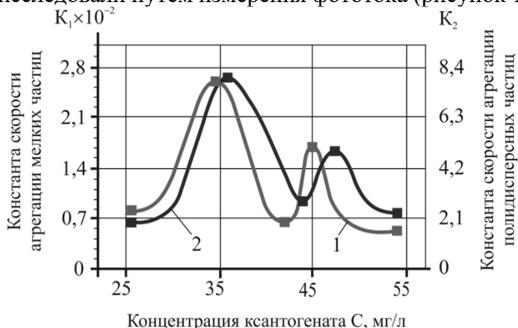


Рисунок 1. Константы агрегации как функции концентрации ксантогената

На рисунке 1 кривая 1 - константа скорости агрегации мелких зёрен между собой - $K_1 = (0,5-2,6) \times 10^{-2}$ при различной концентрации ксантогената в жидкой фазе, и кривая 2 - константа скорости налипания мелких зёрен золота на крупные - $K_2 = 2,2-8,2$. Таким образом, $K_2/K_1 > 10^2$ и крупные зерна золота выполняют роль стенки для мелкого золота в условиях флотации.

Выполнено измерение времени индукции при прилипании зёрен золота друг к другу (рисунок 2). Для первого эксперимента (рисунок 2, а, кривая 1) отобраны зерна самородного золота с зеркально-гладкой поверхностью без какого-либо рельефа. Наоборот, для второго эксперимента (рисунок 2, а, кривая 2) объектом исследования были неокатанные золотины с шагреновой (шероховатой), ямчатой и бугорчатой поверхностью. Зерна самородного золота были обработаны 10^{-3} М раствором этилового ксантогената.

В первом случае (рисунок 2, а, кривая 1) уменьшение времени индукции при повышении температуры можно объяснить ростом сил гидрофобного взаимодействия - эндотермического процесса, связанного с отличием структуры и свойств воды в граничном слое и в объёме, в том числе при адсорбции этилового ксантогената на поверхности золота. Увеличение крутизны зависимости времени индукции от температуры при взаимодействии частиц с шероховатой поверхностью (рисунок 2, а, кривая 2) можно связать с проявлением эффекта скольжения потока воды вдоль гидрофобной поверхности частиц в результате расслоения пристенного газожидкостного слоя или выделения устойчивых нанопузырьков из неровностей рельефа поверхности. Для условий агрегации во вторичном минимуме условие можно свести (рисунок 2 а) к интегрированно в пределах от h_0 (где $U < 0$) до h_2 (где $|U| = kT$). В этом случае (рисунок 2 б) с ростом размера частиц область их взаимодействия увеличивается: условие выполняется при меньшей глубине потенциальной ямы.

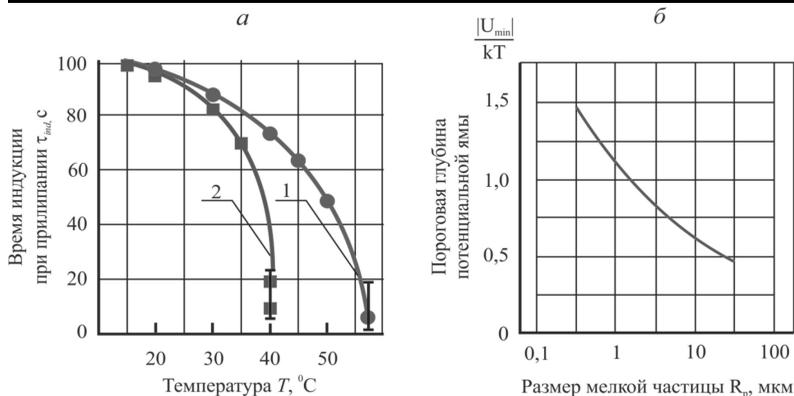


Рисунок 2. Зависимость времени индукции τ_{ind} от температуры T (а) и константы скорости флотации K от размера пузырька газа R_b (б)

На двух пробах руд, отличающихся содержанием золота, поставлен эксперимент по извлечению мелкодисперсного золота с использованием в качестве минералов-носителей черного концентрата. На пробе - 1 исследовано влияние смешения черного концентрата, используемого в качестве минералов-носителей, с исходной рудой на показатели операции основной флотации. В эксперименте использовано 7 параллельных навесок исходной руды. В соответствии с исследуемой схемой, черновой концентрат, выделенный из 1-ой навески руды, смешивали с исходной рудой 2-ой навески, концентрат которой в свою очередь смешивали с исходной рудой 3-ей навески и т.д. Таким образом, готовый черновой концентрат был выделен из 7-ой навески исходной руды после ее смешения с черновым концентратом, выделенным из 6-ой навески исходной руды.

При сохранении достигнутого уровня извлечения золота (74,95 %) использование чернового концентрата в обороте позволяет получить прирост содержания золота в черновом концентрате с 2,06 до 6,29 г/т при снижении выхода концентрата на 20,94 % отн.

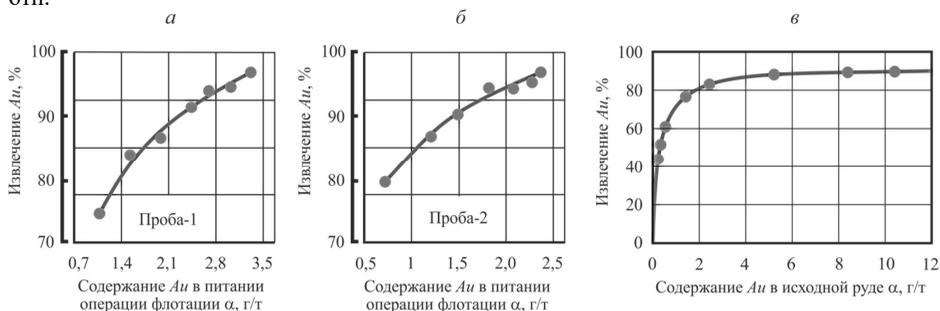


Рисунок 3. Извлечение золота как функция его содержания в исходном питании операции флотации

На рисунке 3 приведены зависимости операционного извлечения золота от содержания металла в исходном питании основной операции флотации, полученные на материале пробы-1 (рисунок 3 а) и пробы-2 (рисунок 3 б).

Аналогичная зависимость (рисунок 3, в) следует из результатов обработки данных, полученных на стадии предпроектных НИОКР, связанных с освоением руд месторождения.

Из рисунка 3 следует, что при использовании материала черного концентрата в качестве минералов-носителей получается смесь, которая по содержанию извлекаемого минерала и флотиремости тождественна исходной руде с повышенным содержанием ценного компонента.

Theory and practice: flotation of gold microdispersions by carrier minerals

Evdokimov S.I., Gerasimenko T.E., Maksimov R.N., Klykova K.Yu.

The mode of flotation with carrier minerals (solid wall) is investigated. The influence of the wall is manifested in the form of sliding of the liquid flow on the hydrophobic surface. Sliding reduces the threshold for rapid coagulation depth of the secondary potential minimum, which follows from the in-situ flotation experiments.

АНАЛИЗ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЛЮМИНОФОРОВ И ОРГАНИЧЕСКИХ КОМПОНЕНТОВ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ КОМПОЗИЦИЙ*

Ю.А. Подкаменный, А.Л. Самусев, Г.А. Кожевников

*ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская
Федерация,
e-mail: mirniy.yuriy@mail.ru*

Получены зависимости спектрального распределения мощности люминесцентного излучения и спектрально-кинетические характеристики сигнала рентгенолюминесценции органических коллекторов, обосновывающие возможность их применения в составе реагентомодификаторов в промышленных схемах рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего материала.

Результаты исследований влияния состава органических коллекторов на интенсивность сигнала рентгенолюминесценции неорганических люминофоров показали, что темнокрасные нефтепродукты (мазуты и прямогонные газойли) существенно снижают интенсивность сигнала рентгенолюминесценции исследованных люминофоров. В связи с существенным поглощением мазутом Ф-5 и вакуумным

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда №21-17-00020, <https://rscf.ru/project/21-17-00020/>

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

газойлем светового сигнала от люминофоров для дальнейших исследований были выбраны составы на основе дизельной технической фракции и тяжёлого газойля каталитического крекинга.

Реагент модификатор спектрально-кинетических характеристик алмазов применялся в виде эмульсии люминофорсодержащей композиции (люминофоры в органическом коллекторе) в водном растворе реагентов – регуляторов (ПАВ и диспергаторов).

В составе люминофорсодержащей композиции применены неорганические люминофоры на основе ортосиликата и сульфида цинка Э-515-115-Г4 и ФЛ-530-Г3 с повышенной олеофильностью, достигаемой путём их гидрофобизации в растворах бутилового ксантогената калия.

Результаты исследований показали возможность замены органических люминофоров в составе композиции коллекторами с высокой массовой долей полиароматических углеводородов. Сравнением спектрально-кинетических характеристик композиций при использовании ДТФ с добавками антрацена и использованием ТГКК без таких добавок установлено, что содержащиеся в ТГКК полиароматические углеводороды формируют интенсивный сигнал весьма близкий к сигналу антрацена и не ухудшают спектральных параметров композиции (таблица 1).

Таблица 1. Спектрально - кинетические характеристики люминофоров в органических коллекторах

№	Состав композиции	Sv	τ_3 , мс	A _{мк} , мВ	A _{БК} , мВ	K _d	Результат идентификации в селективном режиме
1	ФК-110 + антрацен в ДТФ	0,14	5,1	978	4957	5,5	Обнаружен
2	Э-515 + антрацен в ДТФ	0,31	2,3	1123	6536	6,3	Обнаружен
3	ФК-110 в ТГКК	0,15	4,3	856	5253	6,4	Обнаружен
4	Э-515 в ТГКК	0,35	2,2	1345	6667	5,5	Обнаружен

Дальнейшие эксперименты проводили на массовых пробах алмазов (10 кристаллов) и кимберлита (1 г) с использованием сепаратора «Полус-М». Перед измерениями алмазы и кимберлит обрабатывали в люминофорсодержащей эмульсии различного состава.

Эксперименты показали, что применение реагентов-модификаторов с рекомендованным составом гидрофобизированных люминофоров обеспечивает приобретение слабо и аномально люминесцирующими алмазами спектральных характеристик, достаточных для их извлечения в концентрат рентгенолюминесцентной сепарации (таблица 2).

Выбранные реагенты модификаторы были апробированы на смесях природных алмазов с кимберлитом. После обработки модификаторами смесей, алмазы и зерна кимберлита анализировали визиометрическим способом на люминископе «Луч-1М» и затем пропускали через сепаратор «Полус-1М» для получения сигналов рентгенолюминесценции и измерения спектрально-кинетических характеристик.

Визиометрический анализ обработанных реагентами - модификаторами смесей алмазов и кимберлита показал высокую эффективность разработанных составов и технологии в целом. Наилучшие результаты были достигнуты при использовании в качестве органического коллектора смеси тяжёлого газойля каталитического крекинга и дизельной технической фракции в соотношении от 6:1 до 9:1. В выбранном интервале соотношений компонентов коллектора наблюдается его максимальное закрепление на поверхности алмазов.

Таблица 2. Результаты тестирования реагентов – модификаторов с гидрофобизированными люминофорами для обработки слабо (сл) и аномально (а) люминесцирующих алмазов. А_В - амплитуда быстрой компоненты воздуха (фон)

№	Состав композиции	Минерал	Sv	T _з , мс	А _{МК} , МВ	А _{БК} - А _В , МВ	К _А	Извлечение, %
1	Без использования люминофоров	Алмаз (сл)	0,15	4,3	120	564	5,7	40
		Алмаз (а)	-	0,1	Не изм,	1022	≥50	20
		Кимберлит	-	-	Не изм,	Менее 50	-	0,5
2	Э-515-115 + ДТФ	Алмаз (сл)	0,25	2,4	231	1345	7,7	75
		Алмаз (а)	0,11	0,4	59	1332	13,8	60
		Кимберлит	-	-	Не изм,	156	-	0,6
3	Э-515-115-Г5 + ТГКК + ДТФ (МПА-3)	Алмаз (сл)	0,25	2,4	275	1122	5,1	90
		Алмаз (а)	0,17	0,6	167	1499	10,0	85
		Кимберлит	-	-	Не изм,	Менее 50	-	0,7
4	ФЛ-530-Г3 + антрацен + ДТФ (МПА-2)	Алмаз (сл)	0,22	1,6	296	1336	5,5	60
		Алмаз (а)	0,11	0,4	209	1332	7,4	85
		Кимберлит	-	-	Не изм,	Менее 50	-	0,7
5	ФЛ-530-Г3 + ТГКК + ДТФ (МПА-1)	Алмаз (сл)	0,22	1,6	329	1216	4,7	80
		Алмаз (а)	0,17	0,6	275	1469	6,3	90
		Кимберлит	-	-	Не изм,	Менее 50	-	0,9

Результаты визиометрического анализа изображений кристаллов алмазов и зёрен кимберлита в выбранных режимах обработки с применением реагентов модификаторов показали, что покрытие кристаллов алмазов люминофорсодержащей композицией составляет от 15 до 65 %. Наибольшая интенсивность свечения характерна для композиций на основе люминофора Э-515-115 (рисунок), которая на 30-40 % превышает аналогичный показатель для других исследованных люминофоров. В этих же условиях покрытие зёрен кимберлита не превышает 1-15 %, причём аномально-высокое покрытие (выше 5 %) характерно только для отдельных зёрен природно-гидрофобных минералов кимберлита.

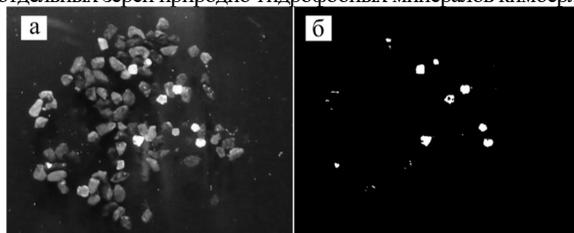


Рисунок. Изображение смеси алмазов и кимберлита в ультрафиолетовом освещении после обработки реагентом – модификатором с композицией на основе Э-515-115 (а) и результат визиометрического анализа закрепления люминофора (б)

Результаты специальных тестов на смесях алмазов с кимберлитом, проведённых на сепараторе «Полнос–М», показали практически полное (85-90 %) извлечение ранее не извлекаемых слабо и аномально светящихся алмазов при не более чем 1 %-ном извлечении кимберлита (см. таблицу 2).

Полученные результаты позволили рекомендовать реагенты-модификаторы на основе гидрофобизированных ортосиликатов и сульфидов цинка, содержащие в составе органические коллекторы на основе тяжёлого газойля каталитического крекинга и дизельной технологической фракции, для применения в промышленных схемах рентгенолюминесцентной сепарации алмазосодержащего материала.

Analysis of spectral-kinetic characteristics of phosphors and organic components of phosphor-containing compositions

Podkamenniy I.A., Samusev A.L., Kozhevnikov G.A.

The dependences of the spectral distribution of the power of luminescent radiation and the spectral-kinetic characteristics of the X-ray luminescence signal of organic collectors are obtained, substantiating the possibility of their use as part of modifier reagents in industrial schemes for the X-ray luminescence separation of diamond-containing material.

ВЛИЯНИЕ КАЧЕСТВЕННО-КОЛИЧЕСТВЕННОГО СОСТАВА СУЛЬФИДРИЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА КОНТРАСТНОСТЬ ФЛОТИРУЕМОСТИ СУЛЬФИДОВ В КОНТРОЛИРУЕМЫХ ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ*

В.А. Игнаткина, А.А. Каюмов, Н.Д. Ергешева, П.А. Чернова

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация, e-mail: woda@mail.ru

Продемонстрировано влияние типа сульфидрильного собирателя, соотношения компонентов собирателя на технологические показатели флотации из колчеданных руд и удельную скорость флотации сульфидов меди.

Проблема повышения контрастности технологических свойств разделяемых минералов при флотации по-прежнему остаётся актуальной. Использование 2-х и более компонентных собирателей известно давно и показывает большую эффективность, чем индивидуальное их применение [1-4].

Исследования качественно-количественного состава сульфидрильных собирателей показали, что лучшие результаты демонстрирует комбинация ионногенного и неионногенного сульфидрильных собирателей. При флотации сульфидов меди эффективно использование тиокарбаматов, наиболее известны соединения ИТК, Z 200 (Aero 3894) и др.

Приём изомолярных серий позволил выявить влияние соотношений компонентов в смеси на извлечение пирита и арсенопирита при разных рН и ОВП. На рисунке 1 приведён пример диаграммы, учитывающий влияние доли ИТК в сочетании с диизобутилового дитиофосфата на результаты извлечения пирита при разных величинах рН.

Индивидуальное применение ИТК и ДТФ в качестве собирателя пирита демонстрирует гораздо низкое извлечение пирита. Совместное использование компонентов в определённом соотношении может как повышать извлечение пирита (80:20), так и обеспечивать низкую флотационную активность пирита.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-27-00102, <https://rscf.ru/project/22-27-00102/>

На рисунке 2 приведены диаграммы влияния типа сульфгидрильного собирателя при флотации сульфидов меди из колчеданной руды в межцикловой флотации на показатели флотации (а) и удельную скорость флотации (б).

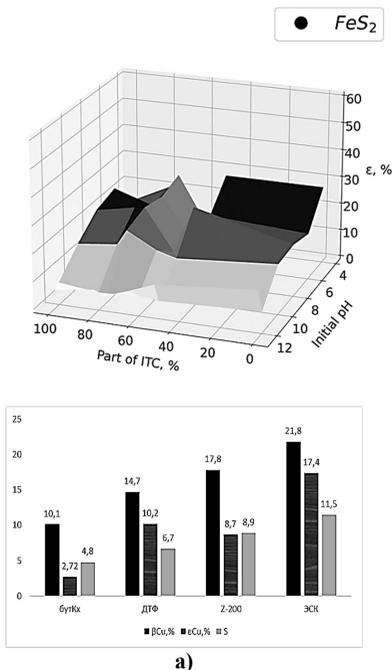


Рисунок 1. Эффект доли немоногенного сульфгидрильного собирателя ИТК в сочетании с диизобутиловым дитиофосфатом на извлечение пирита при разных значениях рН

Рисунок 2. Показатели межцикловой медной флотации:

а) качество медного концентрата (β_{Cu}), извлечение меди (ϵ_{Cu}) в медный концентрат и коэффициент селективности по В.И. Трушлевичу (S); б) удельная скорость флотации сульфидов меди, мин⁻¹

При проведении серии опытов рН поддерживалось в диапазоне 8,2-8,4 известью, при этом величина Eh колебалась в диапазоне от +146 до +167 мВ, что ниже значения флотоактивности пирита +200 мВ и более. Как видно из результатов флотации, наименьшие показатели флотации достигаются при использовании бутилового ксантогена, наилучшие показатели флотации, наибольшая величина удельной скорости флотации достигается при использовании комбинации ДТФ и ТК (Z-200) при определённом ЭСК (эффектином соотношении компонентов), наибольший вклад в прирост технологических показателей по медным минералам вносит ТК.

На основании данных кинетики флотации выявлен синергизм действия компонентов смеси в определённом соотношении.

Список использованных источников

1. Плаксин И.Н., Глембоцкий В.А., Околович А.М. Исследование возможности интенсификации флотационного процесса применением сочетания реагентов-собирателей. Труды Института Горного дела. 1954. 1. 215–219.

2. Абрамов А.А., Сорокин М.М. Принципы выбора и синтеза более селективных собирателей во флотации. Цветные металлы. 2009. 4. 35-40.
2. Bradshaw D.J. Synergistic effect between thiol collectors used in the flotation of pyrite. PhD Thesis. University of Cape Town. South Africa. 1997.
3. Игнаткина В.А. Селективные реагентные режимы флотации сульфидов цветных и благородных металлов из упорных сульфидных руд. Цветные металлы. 2016. С. 27-33.

Influence of qualitative and quantitative composition of sulfhydryl collectors on the contrast of sulfide floatability under controlled redox conditions

Ignatkina V.A., Kayumov A.A., Yergesheva N.D., Chernova P.A.

The influence of the type of sulfhydryl collector, the ratio of collector components on the metallurgical balance of copper and the specific flotation rate of copper sulfides by flotation from pyrite ores is demonstrated.

**О МЕТОДЕ ОЦЕНКИ КИНЕТИКИ МИНЕРАЛИЗАЦИИ ГАЗОДИСПЕРСНОЙ
ФАЗЫ ВО ФЛОТАЦИИ**

А.А. Николаев

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»
Москва, Российская Федерация, e-mail: nikolaevopr@mail.ru

Предложен метод оценки кинетики минерализации пузырьков газа частицами твёрдой фазы. Метод заключается в оценке степени минерализации пузырька газа твёрдыми частицами в условиях перемешивания суспензии. Результаты исследований подтвердили применимость метода для оценки действия флотационных реагентов на кинетику минерализации пузырьков.

Известно, что для оценки действия флотационных реагентов на минералы используют разные методы исследований, среди которых самым распространённым служит метод измерения краевых углов смачивания [1, 2].

Однако, данный метод не позволяет оценить флотоактивность минералов, так как при флотации происходит столкновение и закрепление частиц минералов на пузырьках газа. Кроме этого, метод не работает, когда после изучения взаимодействия разных собирателей с поверхностью минерала наблюдаются близкие или одинаковые значения краевых углов смачивания, что не позволяет исследователю сделать выбор в пользу того или иного собирателя.

Другая группа методов, заключающаяся в измерении времени индукции (контактные приборы Свена-Нильсона, Глембоцкого и др.), твёрдой фазы при контакте с пузырьком газа, однако, принудительное и часто фронтальное столкновение пузырька воздуха с частицами минеральной постели или аншлафа минерала, находящихся на дне кюветы не в полной мере позволяет приблизить условия эксперимента к флотационным, так как в последних присутствует перемешивание пульпы. Поэтому актуальной является задача развития методов исследований флотации, позволяющих максимально полно приблизить условия исследований флотоактивности минералов к флотационным. Комплексность задачи обусловлена и тем, что в лабораторных условиях исследователи

ограничены малыми навесками мономинеральных фракций, малым объемом растворов перспективных флотационных реагентов, дисперсностью пузырьков и частиц твёрдой фазы, и необходимостью перемешивания водной суспензии.

В работах [3–8] показана возможность использования нового метода исследования флотоактивности частиц твёрдой фазы в водной суспензии. Метод состоит в изучении кинетики минерализации пузырьков газа частицам флотационной крупности в воде и растворах флотационных реагентов в динамических условиях кондиционирования суспензии. Установленные закономерности изменения относительной площади минерализации пузырьков газа частицами твёрдой фазы, а также констант интенсивностей минерализации от типа и концентрации флотационных реагентов, времени кондиционирования суспензии с газодисперсной фазой, дисперсности частиц, гидродинамического режима перемешивания.

Рассмотренный метод показал эффективность в оценке флотоактивности частиц минералов и техногенных продуктов с учётом дисперсности пузырьков и минералов, реагентных режимов и др.

Показано, что в зависимости от исследовательских задач использование метода позволяет оценить флотоактивность частиц, основываясь на данных цифровых микрофотографий пузырьков воздуха, минерализованных дисперсными частицами минералов и техногенных продуктов, данных измерений относительной площади минерализации пузырьков газа, кинетическим закономерностям изменения площади минерализации пузырьков газа, расчётным значениям констант (интенсивностей) скорости минерализации пузырьков газодисперсной фазы и др.

Проведённые исследования показали возможность использования предложенного метода в оценке флотоактивности минералов для выбора флотационных реагентов при флотации минералов и техногенного сырья.

Список использованных источников

1. Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К. и др. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1990. – 363 с.
 2. Мелик-Гайказян В.И., Абрамов А.А., Рубинштейн Ю.Б. и др. Методы исследования флотационного процесса. М.: Недра, 1990. –301 с.
 3. Николаев А.А. Кинетика минерализации пузырьков воздуха крупными частицами сфалерита в солоноватых растворах сульфидрильных собирателей // ФТПРПИ, 2021. № 6. С. 162-170.
 4. Николаев А.А., Коньрова А., Горячев Б.Е. Исследование кинетики минерализации пузырька воздуха в суспензии активированного и неактивированного сфалерита //Обогащение руд. 2020. №1. С. 26-31.
 5. Nikolaev A.A. Flotation recovery of toner containing iron oxide from water suspension // Minerals Engineering. 2019. Vol. 144, 106027.
 6. Николаев А.А., Батхуг А., Горячев Б.Е. Исследование кинетики минерализации пузырька воздуха в суспензии шламовых фракций пирита в динамических условиях //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. № 5. С. 154–158.
 7. Николаев А.А., Петрова А.А., Горячев Б.Е. Кинетика закрепления пирита на пузырьке воздуха в условиях перемешивания суспензии // ФТПРПИ. 2016. № 2. С. 131–139.
 8. Николаев А.А., Со Ту, Горячев Б.Е. О кинетике минерализации пузырька воздуха сфалеритом в условиях применения тиольных собирателей и их композиций // Обогащение руд, 2016. № 5. С. 14–18.
-

**On the method for assessing the kinetics of mineralization of the gas-dispersed phase in
flotation**

Nikolaev A.A.

A method for estimating the kinetics of mineralization of gas bubbles by solid particles is proposed. The method consists in assessing the degree of gas bubble mineralization by solid particles under conditions of suspension mixing. The findings confirmed the applicability of the method for assessing the effect of flotation reagents on the kinetics of bubble mineralization.

**ВЛИЯНИЕ РАЗЛИЧНЫХ ДЕПРЕССОРОВ НА ФЛОТАЦИЮ
ОТАЛЬКОВАННОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ**

А.А. Лавриненко, Г.Ю. Гольберг, И.Н. Кузнецова

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация,
e-mail: lavrinenko_a@ipkonran.ru

Рассмотрено влияние различных депрессоров на флотацию оталькованной малосульфидной медно-никелевой руды. Показано, что наиболее эффективным депрессором является карбоксиметилцеллюлоза. Обосновано применение карбоксиметилцеллюлозы отечественного производства.

При флотации медно-никелевых руд одной из проблем является содержание в рудах талька. Его содержание в рудах может быть более 10 %.

Тальк является вредной примесью при металлургической переработке концентратов. При флотации тальк проявляет высокую флотоактивность, что разубоживает концентрат. Поэтому отделение талька от сульфидных минералов является актуальной задачей.

Исследования проводили на забалансовой медно-никелевой руде с высоким содержанием талька – 12 %. Содержание Ni в руде 0,2 % в виде пентландита, Cu 0,12 % в виде халькопирита, железо представлено пирротинном и пиритом. Также в руде содержатся пироксен – 58 %, амфибол – 8 %, магнезит – 3,75 % и плагиоклаз – 1 %.

Руду измельчали до крупности 84 % класса -71 мкм. Флотацию проводили при рН 7. Т:Ж 1:3.

Флотация состояла из основной и контрольной, концентраты которых объединяли. В качестве собирателя использовали композицию Aegophine 3416 и бутиловый ксантогенат по 25 г/т в основную флотацию и по 10 г/т - в контрольную. Вспениватель МИБК 20 г/т в основную флотацию и 8 г/т в контрольную.

Проведение бесколлекторной флотации в начале процесса для удаления флотоактивного талька привело к потере меди и никеля. С флотоактивными силикатами в пенный продукт перешло около 20 % меди и никеля [1].

Подобный эффект наблюдали в работе [2]. Поэтому для разделения силикатов от сульфидов необходим подбор эффективного депрессора.

Депрессоры талька можно разделить на две группы: природные и синтетические. В промышленности для депрессии пустой породы применяют полисахариды, такие как гуаровая камедь, карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), декстрин, а также сочетание этих реагентов [3]. Авторы работы [4] показали эффективность применения гуаровой камеди за счёт снижения флотационной активности талька.

Среди используемых для исследования депрессоров: содержащие гидроксильные группы лапрол (на основе глицерина) и лапрамол (на основе этилендиамина), содержащие карбоксильные группы карбоксиметилированный крахмал КМК БУР-1В, гумат Na (смесь поликонденсированных ароматических соединений, содержащих боковые OH- и COOH- группы), Макромер 30Н (полиакриловая кислота), Макромер 17Н (полиакриловая кислота с привитыми полиоксипропиленгликолевыми цепями), карбоксиметилцеллюлоза отечественного (КМЦ-7Н и полианионная целлюлоза ПАЦ-Н) и зарубежного производства – Dergramine, а также Акремон Д 13 (сополимер акриловой и малеиновой кислот).

Результаты испытаний различных депрессоров пустой породы представлены на рисунке 1, из которого видно, что Лапрол, Лапрамол, Макромер и Акремон Д-13 почти не оказывают влияние на флотацию.

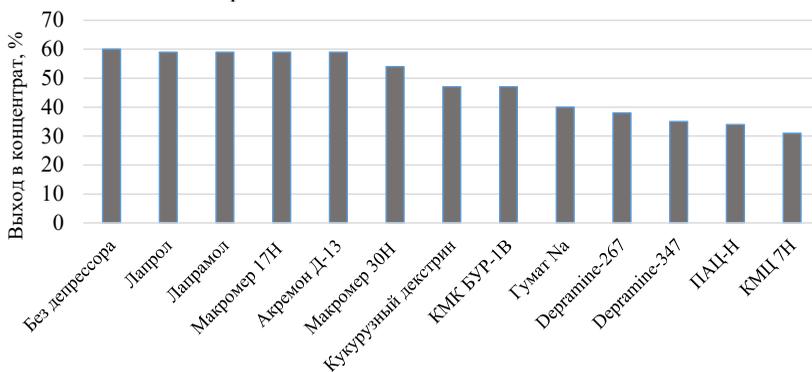


Рисунок 1. Влияние различных депрессоров при расходе 500 г/т на выход в концентрат

Низкая эффективность сополимера акриламида и винилпирролидинона отмечается в работе [5]. Чуть большей эффективностью обладают декстрин, крахмал и гумат натрия. Наибольшую эффективность при депрессии показала карбоксиметилцеллюлоза как отечественного, так и зарубежного производства.

Влияние исследуемых депрессоров на извлечение никеля в концентрат представлено на рисунке 2.

При расходе 500 г/т кукурузный декстрин показал наименьшую селективность по отношению к никелю. Снижение извлечения никеля в концентрат составило 15%. Лучшую эффективность разделения при указанном расходе показала карбоксиметилцеллюлоза. Так, при использовании Dergramine 267 снижение выхода в концентрат составило 22 %, при этом извлечение никеля снизилось на 4%. Применение Dergramine 347 снижает выход в концентрат на 25 %, при снижении извлечения никеля на 6 %.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

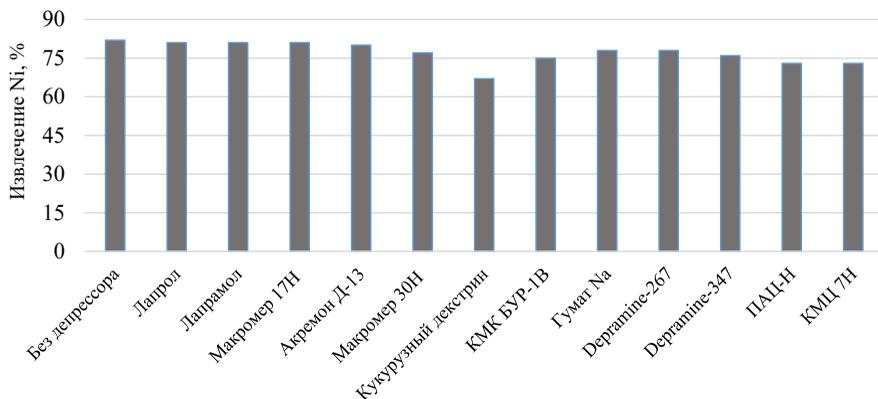


Рисунок 2. Влияние различных депрессоров при расходе 500 г/т на извлечение никеля в концентрат

Использование карбоксиметилцеллюлозы отечественного производства ПАЦ-Н снижает выход в концентрат на 26 % при снижении извлечения никеля на 9 %. КМЦ 7Н понижает выход в концентрат на 29 %, извлечение никеля – на 9 %.

Таким образом, исследования различных депрессоров при флотации оталькованной руды показало, что большей селективностью обладает карбоксиметилцеллюлоза. При ее использовании достигается большее снижение выхода в концентрат, при меньшем снижении извлечения никеля. Из отечественных реагентов ПАЦ-Н и КМЦ 7Н лучшая селективность достигается при использовании КМЦ 7Н.

Список использованных источников

1. Кузнецова И.Н., Лавриненко А.А., Шрадер Э.А. и др. Снижение извлечения флотоактивных силикатов в коллективный концентрат при флотации малосульфидной платинометалльной руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. № 5. С. 200–208.
2. Nashwa V.M. The flotation of high talc-containing ore from the Great Dyke of Zimbabwe; Masters of Science degree (Metallurgy), Pretoria University, South Africa. 2007, 166 p.
3. Bulatovic S.M. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Sulfide Ores. Amsterdam: Elsevier, 2007.
4. Shortridge P.G., Harris P.J., Bradshaw D.J. et.al The effect of chemical composition and molecular weight of polysaccharide depressants on the flotation of talc // International Journal of Mineral Processing. 2000. No. 59. P. 215–224.
5. Leung A., Wiltshire J., Blencowe A. et.al The effect of acrylamide-co-vinylpyrrolidinone copolymer on the depression of talc in mixed nickel mineral flotation // Minerals Engineering. 2011. No. 24. P. 449–454.

The effect of various depressants on the talc containing copper-nickel ore

Lavrinenko A.A., Golberg G.Yu., Kuznetsova I.N.

The influence of various depressants on the flotation of talc containing low-sulfide copper-nickel ore is considered. It has been shown that carboxymethylcellulose is the most effective depressant. The use of domestically produced carboxymethyl cellulose is substantiated.

**МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ В КОЛОННОЙ
ФЛОТОМАШИНЕ**

Р.А. Елисева^{1,2}, Т.И. Юшина¹, А.Ю. Никитин^{2,3}

¹ ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Москва, Российская Федерация

² НПО «СОМЭК», г. Коломна, Российская Федерация, e-mail: engineering@somex.ru

³ Ассоциация «Некоммерческое партнёрство «Горнопромышленники России», Москва,
Российская Федерация

В статье приведены обобщённые результаты работы по моделированию процесса флотации апатит-нефелиновых руд Хибинских месторождений в колонной флотационной машине с применением методов математического и компьютерного моделирования. Приведены результаты работ по оптимизации модуля подачи питания флотационной колонны, выполненные с целью повышения равномерности распределения частиц минералов по сечениям флотационной колонны.

Проектирование флотационных машин требует учёта множества факторов, в том числе процессов, протекающих на микроуровне в ходе элементарного акта флотации. Аналитические исследования позволяют получить только интегральные характеристики аппарата и часто не могут обеспечить высокий уровень точности расчёта, поэтому подходят для первичной оценки конструктивных и термодинамических параметров. Одним из перспективных методов для исследования термодинамических и конструктивных особенностей флотомашин является моделирование процессов, протекающих в рабочем объёме, с помощью методов вычислительной гидродинамики.

Обеспечение равномерной подачи частиц минералов по площади поперечного сечения колонны является одной из основных задач при проектировании флотомашин колонного типа. Неравномерность распределения материала при подаче питания может являться причиной низкого извлечения полезных компонентов в концентрат, а также загрязнения концентрата частицами пустой породы.

Численное моделирование гидродинамики флотационной колонны выполнено в трёхмерной постановке в программном продукте Ansys Fluent методом пространственной дискретизации модели проточной части на контрольные объёмы. Моделирование выполнено в нестационарной постановке.

Моделирование сплошных и дисперсных потоков выполнено в Эйлеровой постановке. В многофазной системе, для осаждения частиц, лобовое сопротивление определяется с помощью модели Huilin-Gidaspow, которая основана на законе

сопротивления тела сферической формы. В модели присутствует зависимость лобового сопротивления от объёмной доли твёрдой фазы, учитывающая влияние взаимодействия частиц между собой.

Вследствие нестационарности течения, в потоке могут возникать поперечные градиенты скорости жидкости, вызванные локальными вихревыми структурами, что будет оказывать влияние на направление вектора скорости частиц. Поправка на влияние сил бокового сопротивления вычисляется с использованием модели Moraga, которая позволяет предсказать эффекты поперечного градиента скорости в сплошной фазе и несимметричного схода вихрей.

Турбулизация потока в колонной машине может интенсифицировать массоперенос. Поэтому в уравнения переноса вводится дополнительный член, описывающий влияние турбулентной дисперсии. Для описания ее влияния на поток используется модель Simonin, в которой сила турбулентной дисперсии зависит от турбулентной вязкости в сплошной фазе, коэффициента межфазного взаимодействия и отношению градиента объёмной доли дисперсной фазы к ее объёмной доле.

На начальном этапе работ выполнены исследования гидрогазодинамики флотационной колонны с использованием базовой конструкции модуля подачи питания (Базовый), представленной на рисунке 1.



*Рисунок 1. Базовый вариант модуля
подачи питания флотационной колонны*

Для анализа равномерности распределения частиц в объёме флотационной колонны выбраны поперечные сечения, на расстоянии 3, 3.5 и 4 метров от нижней границы колонны.

Из результатов моделирования базового варианта модуля подачи питания выявлено, что распыл центральной струи оказывает влияние на потоки струй, центры отверстий которых расположены на радиусе $r_{грп} = 1.509$ м от оси колонны.

Таким образом, после истечения из каналов, расположенных по кольцу, поток смещается к периферийной части колонны, что следует из профиля объёмной доли. В пространстве между центральными и кольцевыми каналами объёмная доля частиц на 1-2 порядка ниже, чем в приосевой и периферийной областях. В профилях осреднённой по времени объёмной доли в поперечных сечениях, наблюдаются локальные максимумы в области сопловых вводов пульпы. При этом, чем ниже по потоку сечение, тем более ярко выражены максимумы.

Для увеличения равномерности распределения частиц на рабочем режиме по объёму флотационной колонны выполнены два варианта конструкции оптимизированных модулей подачи питания.

В варианте №1 оптимизации модуля подачи питания в два раза увеличен диаметр площадок, с которыми сталкивается поток после выхода из сопловых вводов. В варианте №2 исключён канал на оси колонны (рисунок 2).

Из анализа результатов распределения объёмной доли частиц в продольных сечениях следует, что для оптимизированных вариантов модулей наблюдается повышение равномерности распределения частиц как по радиусу, так и по высоте колонны в сравнении с базовой компоновкой.

В поперечных сечениях изменение осреднённой по времени объёмной доли частиц от локальных максимумов, расположенных в области сопловых вводов модуля подачи питания, до минимальных значений на периферии колонны имеет меньший градиент в сравнении с базовой компоновкой.

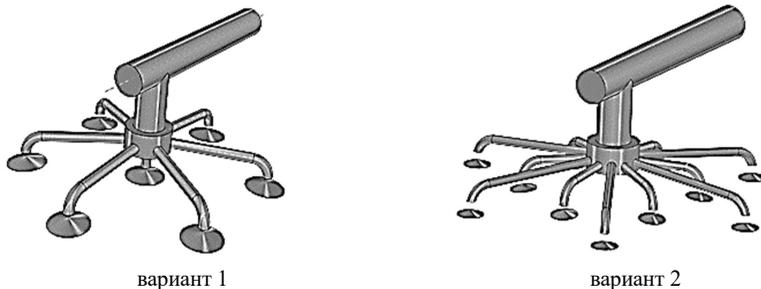


Рисунок 2. Общий вид оптимизированных вариантов модулей подачи питания для флотационной колонны

Для количественной оценки равномерности распределения частиц рассмотрены значения объёмной доли по радиусу в поперечных сечениях на расстоянии 4, 3.5 и 3 м от нижней границы флотационной колонны (рисунок 3, а-в).

На расстоянии 4 м от нижней границы колонны максимально неравномерное распределение частиц по радиусу сечения наблюдается для базового варианта конструкции модуля подачи питания.

Локальные максимумы объёмной доли частиц расположены на радиусах 0.15 м и 1,7 м, что соответствует областям, в которые попадает поток после столкновения с конусообразными препятствиями.

Для интегральной количественной оценки равномерности распределения дисперсной фазы по сечениям, которую может обеспечить модуль питания, введён критерий смешения Dougoun et.al, отражающий отношение осреднённого по контрольной плоскости стандартного отклонения массовой доли частиц к максимальной величине стандартного отклонения.

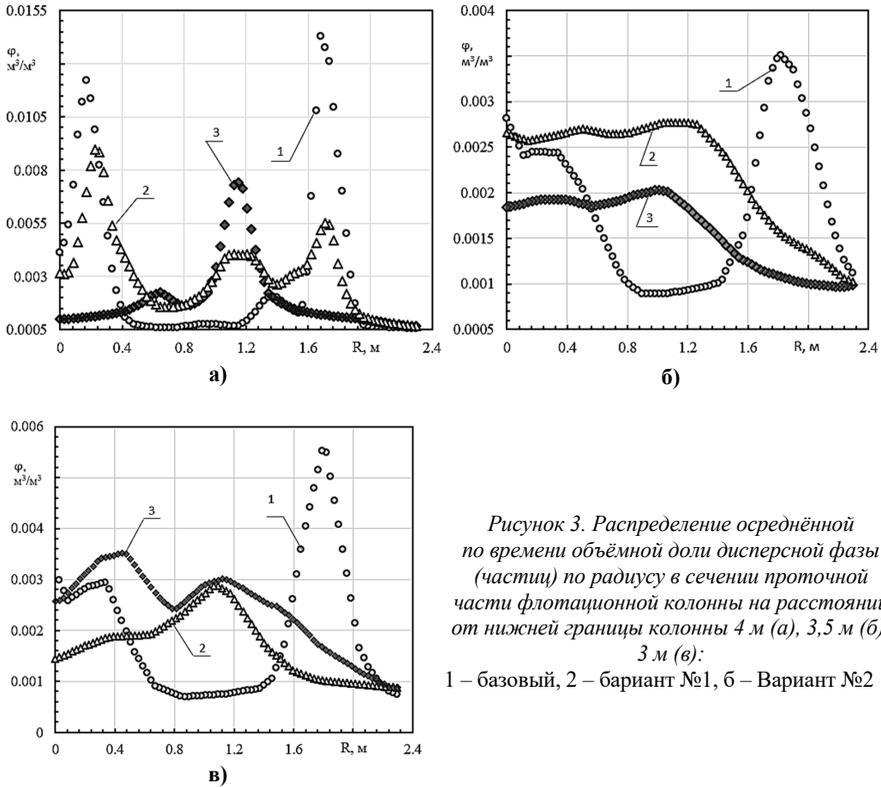
$$MI = 1 - \frac{\vartheta}{\vartheta_0}, \quad (1)$$

где, ϑ – осреднённое по контрольной плоскости стандартного отклонения массовой доли частиц.

$$\vartheta^2 = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N (\omega_i - \bar{\omega})^2, \quad (2)$$

где, ω_i – значение массовой доли частиц в контрольном объёме проточной части флотационной колонны, $\bar{\omega}$ – осредненное по контрольной плоскости значение массовой доли частиц, N – суммарное число узлов ячеек, попадающих в плоскость сечения.

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**



*Рисунок 3. Распределение осреднённой по времени объёмной доли дисперсной фазы (частиц) по радиусу в сечении проточной части флотационной колонны на расстоянии от нижней границы колонны 4 м (а), 3,5 м (б), 3 м (в):
1 – базовый, 2 – вариант №1, б – Вариант №2*

Максимальное стандартное отклонение ϑ_0 рассчитывается по формуле:

$$\vartheta_0^2 = \bar{\omega}(1 - \bar{\omega}). \quad (3)$$

Индекс смешения $MI = 1$ указывает на полностью равномерное распределение частиц по контрольной плоскости, $MI = 0$ на полностью неравномерное распределение частиц по контрольной плоскости (таблица).

Таблица. Расчётные значения критерия смешения MI

Вариант	Значения критерия смешения MI			
	4 м	3.5 м	3 м	Среднее
Базовый	0.882	0.958	0.97	0.937
Вариант №1	0.976	0.938	0.978	0.965
Вариант №2	0.943	0.973	0.981	0.965

Для выполнения задачи равномерного распределения частиц при подаче питания в колонную флотомашину был выбран оптимизированный вариант модуля подачи питания для флотационной колонны №1.

The simulation of the flotation process in a column flotation machine

Eliseeva R.A., Yushina T.I., Nikitin A.Yu.

The article presents generalized results of work on modeling the process of flotation of apatite-nepheline ores of the Khibiny deposits in a column flotation machine using mathematical and computer modeling methods. The results of the work on optimizing the power supply module of the flotation column, performed in order to increase the uniformity of the distribution of mineral particles across the sections of the flotation column, are presented.

**ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДОВ ОПТИЧЕСКОЙ, СКАНИРУЮЩЕЙ
ЭЛЕКТРОННОЙ И ЛАЗЕРНОЙ МИКРОСКОПИИ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ
АДСОРБЦИОННОГО СЛОЯ РЕАГЕНТА МДТК НА МИНЕРАЛАХ,
ВХОДЯЩИХ В СОСТАВ КОМПЛЕКСНОЙ РУДЫ***

Т.Н. Матвеева, В.А. Минаев, Н.К. Громова

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Методами оптической, сканирующей электронной и лазерной микроскопии получены новые экспериментальные данные о характере формирования адсорбционного слоя хелатообразующего реагента МДТК на поверхности сульфидных минералов, входящих в состав поликомпонентных руд.

Исследование механизма воздействия новых реагентов направленного действия на малоразмерные минеральные комплексы является фундаментальной научной задачей, практическое применение полученных новых знаний позволит разработать реагентные режимы, отвечающие повышенным требованиям к качеству флотационных концентратов и снижению потерь металлов с хвостами обогащения.

В ИПКОН РАН в рамках научной школы академика В.А. Чантурия проводятся исследования по разработке, изучению и апробации новых видов флотационных реагентов направленного действия, обеспечивающих повышение извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых руд и техногенных продуктов.

Целью данных исследований явилось развитие представлений о характере воздействия флотационных реагентов на поверхность минералов, входящих в состав поликомпонентных сульфидных руд, с применением методов оптической, сканирующей электронной и лазерной микроскопии. Исследования выполнялись на аншлифах штучных образцов полиметаллической руды Малиновского месторождения, природно обогащённых рудными минералами.

Месторождение относится к золотосульфидно-кварцевой формации и характеризуется сложным поликомпонентным составом руд. Основными сульфидными минералами являются арсенопирит, пирит, халькопирит и пирротин. Основные концентрации Au сосредоточены в арсенопирите и халькопирите.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

В качестве модифицирующего реагента испытан морфолиндитиокарбамат (МДТК) АО «Волжский оргсинтез». Для первичного минералогического описания использовался цифровой оптический микроскоп Olympus BX51 с аналитическим комплексом Минерал С7. На следующем этапе проводится подробное исследование аншлифа программно-аппаратным комплексом лазерного конфокального микроскопа Keyence VK-9700. Данный микроскоп оснащён фиолетовым лазером, позволяющим получать цветные изображения рельефа поверхности высокой чёткости и производить бесконтактные численные измерения неровностей рельефа.

Исследование аншлифа, приготовленного из руды Малиновского месторождения, показало, что штучный образец представлен в основной массе халькопиритом, арсенопиритом, пиритом и шеелитом. Микроскопическое изучение аншлифа с использованием программного обеспечения Минерал С7 (SIAMS) позволило установить, что 48 % площади поверхности рудных минералов занято халькопиритом, 30 % - пиритом, 18 % арсенопиритом и около 4 % - шеелитом. Халькопирит составляет основную минеральную массу, в которой присутствуют вкрапленники остальных минералов. Наиболее мелкие зерна представлены арсенопиритом, средний линейный размер которых составляет в основном 125 мкм. Зерна шеелита в большинстве своём по длинной стороне не превышают 300 мкм. В образце наблюдаются зёрна пирита с размерами до 1 см, в среднем преобладающая длина зёрен пирита находится в интервале 125-250 мкм. Около половины всех сростков вкрапленных минералов представлены сростками пирита и арсенопирита. Шеелит чаще всего наблюдается в сростках с арсенопиритом (в 87 % случаев). Для всех вкрапленных минералов определяется среднее преобладающее качество 25-75 % для разных минеральных вариаций сростков.

Изучение состояния поверхности аншлифа до и после взаимодействия с реагентами проводилось на аналитическом сканирующем электронном микроскопе LEO 1420VP и на лазерном сканирующем микроскопе KEYENCE VK-9700.

На рисунке 1 представлены микрофотография поверхности исходного аншлифа руды Малиновского месторождения, полученная на электронном микроскопе (а), и энергодисперсионные спектры вкрапленных в образец зёрен пирита (б), шеелита (в), халькопирита (г), арсенопирита (д).

На рисунке 2а дано изображение поверхности аншлифа Малиновской руды, полученное с помощью лазерного микроскопа. В результате обработки аншлифа раствором МДТК на поверхности минералов происходит избирательная адсорбция реагента с образованием органических фаз различной формы, внешнего вида, размеров и прочности закрепления (рисунок 2).

Ранее на индивидуальном аншлифе халькопирита после контакта с реагентом наблюдалось образование дискретной плёнки, и методами УФ-спектроскопии и потенциометрии установлено образование морфолиндитиокарбамата меди [1, 2].

В данном случае на халькопирите также происходит формирование плёнки оранжево-коричневого цвета, равномерно покрывающей всю поверхность минерала. После отмывки водой на халькопирите сохраняются фазы морфолиндитиокарбамата меди в виде мелких, распределённых по всей поверхности минерала дискретных формирований. На зёрнах пирита отмечается появление коричневых кристаллоподобных образований (рисунок 2 а), наиболее вероятно относящихся к продукту окисления МДТК – диморфолинтиурамдисульфиду (МДТК)₂ [3].

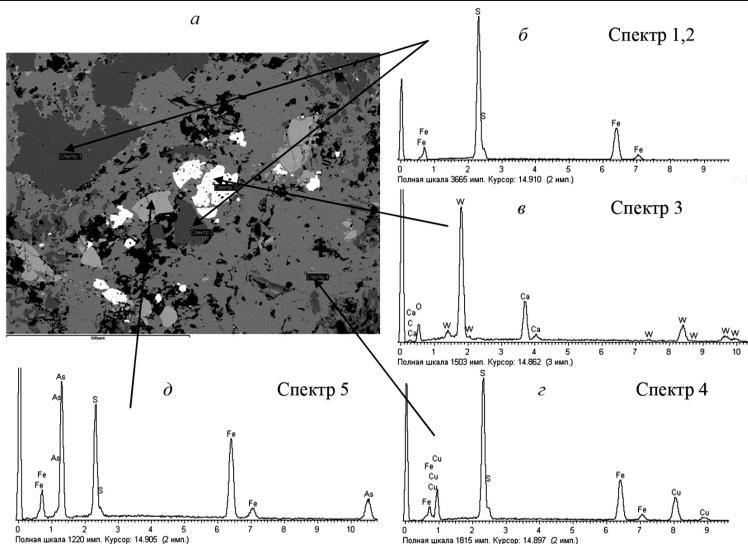


Рисунок 1. Микрофотография электронного микроскопа (а) поверхности исходного анлифа руды Малиновского месторождения и энергодисперсионные спектры зёрен пирита (б), шеелита (в), халькопирита (з), арсениопирита (д)

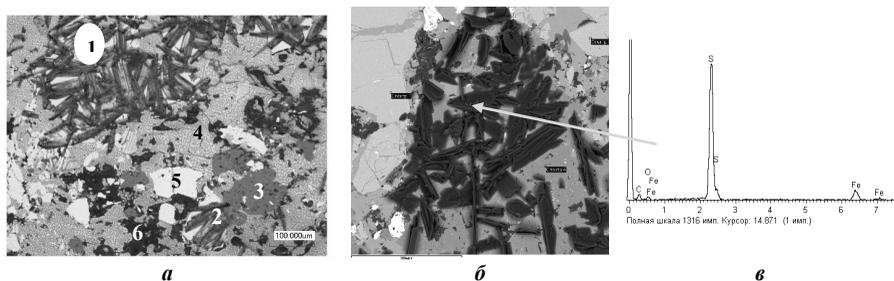


Рисунок 2 – Изображение анлифа руды Малиновского месторождения после контакта с реагентом МДТК, полученное с помощью лазерного микроскопа KEYENCE VK-9700 (а) и электронного микроскопа LEO 1420VP (б). Энергодисперсионные спектры кристаллоподобных новообразований на пирите (в):

1, 2 – кристаллоподобные образования на пирите; 3 – шеелит; 4 – халькопирит; 5 – арсениопирит; 6 - алюмосиликат

На микрофотографии электронного микроскопа также отчётливо видны кристаллоподобные новообразования на пирите (рисунок 2б). В то же время в энергодисперсионном спектре этого участка (рисунок 2в) помимо пиков S и O, входящих в структуру реагента, определяются и пики Fe, которые могут относиться как к подложке пирита, так и морфолиндителиокарбамату железа [3].

На арсенопирите и шеелите закрепление фаз реагента не обнаружено (рисунок 2а).

Таким образом, методами оптической, аналитической сканирующей и лазерной микроскопии получены новые данные о формировании адсорбционного слоя хелатообразующего реагента МДТК на поверхности рудных минералов, входящих в состав полиметаллической руды Малиновского месторождения и показана избирательная адсорбция реагента МДТК на вкрапленных зёрнах халькопирита и пирита в форме устойчивых комплексов морфолиндитиокарбамата меди, железа и диморфолиндитиурамдисульфида (МДТК)₂.

Авторы выражают благодарность кандидату геол.-мин. наук Е.В. Копорулиной и вед. инженеру П.М. Карташову за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотосодержащих сульфидов из комплексных руд // ФТПРПИ. 2021. № 1. С. 137 – 145.
 2. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. и др. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2022. № 4. С. 98–107.
 3. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. С.23.
-

**Application of optical, scanning electron and laser microscopy methods to study the
adsorption layer of the MDTC reagent on the minerals that are part of the complex ore**

Matveeva T.N., Minaev V.A., Gromova N.K.

New experimental data on the nature of the formation of the adsorption layer of the chelating reagent MDTC on the surface of sulfide minerals that are part of polycomponent ores have been obtained by optical, scanning electron and laser microscopy.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОФОБНОСТИ И ФЛОТИРУЕМОСТИ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ
ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ЦИАНЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА**

Л.Б. Ланцова, О.И. Гладышева

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика
Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

Приведены результаты изучения гидрофобности и флотирруемости халькопирита и арсенопирита при использовании цианэтилдитиокарбамата натрия (ЦЭДЭТК). Установлено, что применение ЦЭДЭТК перспективно при получении Си концентратов с пониженным содержанием As.

Создание эффективных реагентов для флотации тонковкрапленного золота из упорных сульфидных руд направлено на повышение извлечения золота, сокращение потерь с отвальными продуктами обогащения и получение богатых по золоту

концентратов за счёт максимальной селективности золотоносных сульфидных минералов от не содержащих золота пирита и арсенопирита [1–3].

Проведённые в ИПКОН РАН исследования по разработке новых видов реагентов для извлечения золота из упорных руд показали, что реагенты класса дитиокарбаматов — ДМДК, ДЭДК модифицированный, ОПДТК, ДБДК более селективны по сравнению с традиционно применяемым бутиловым ксантогенатом за счёт образования устойчивых комплексных соединений с Au [4 – 6]. В аналитической химии соли дитиокарбаминовой кислоты используются для количественного определения различных металлов благодаря их способности к комплексообразованию [7].

Цель данной работы - оценка гидрофобности и флотуируемости сульфидных минералов, входящих в состав золотосодержащих руд, реагентом класса дитиокарбаматов – цианэтилдиэтилдитиокарбаматом натрия ЦЭДЭТК при индивидуальной подаче и в сочетании с бутиловым ксантогенатом в условиях мономинеральной флотации.

Исследование выполнено на мономинеральных фракциях халькопирита Кафанского и арсенопирита Дарасунского месторождений.

Изменение гидрофобных свойств халькопирита и арсенопирита исследовано методом измерения силы отрыва пузырька воздуха от поверхности аншлифа минерала в растворе реагента ЦЭДЭТК и бутилового ксантогената БутКс при pH=6.

Повышение величины силы отрыва свидетельствует о более прочном закреплении пузырька воздуха на поверхности минерала и, следовательно, увеличении ее гидрофобных свойств. Как видно из рисунка 1, халькопирит обладает высокой природной гидрофобностью, сила отрыва в дистиллированной воде составляет $19 \cdot 10^{-5}$ Ньютон (Н) и возрастает при добавлении собирателей как БутКс, так и ЦЭДЭТК (5 - 30 мг/л) до $21 \cdot 10^{-5}$ Н. Выполаживание кривой свидетельствует о насыщении адсорбционного слоя собирателя на поверхности минерала.

Гидрофобность арсенопирита в растворе ЦЭДЭТК значительно ниже, чем в растворе БутКс, наибольшая разница в величине силы отрыва $6 \cdot 10^{-5}$ Н отмечена при концентрации собирателя 10 мг/л, что может положительно сказаться на флотационной активности арсенопирита в условиях рудной флотации.

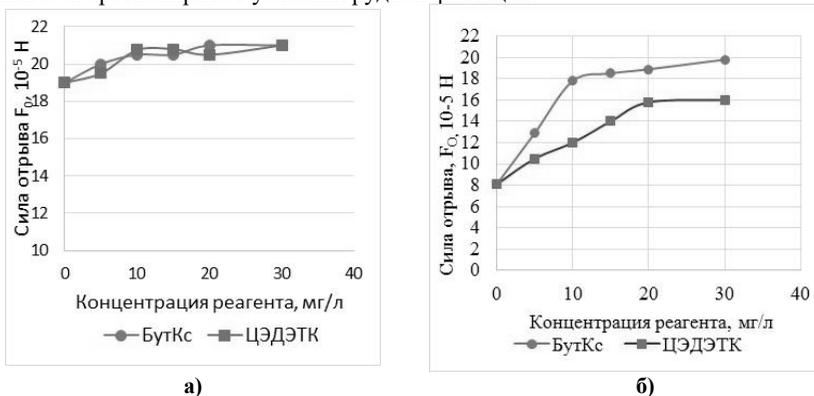


Рисунок 1. Изменение силы отрыва пузырька воздуха от анишлифа халькопирита (а) и арсенопирита (б) в зависимости от концентрации БутКс и ЦЭДЭТК

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Условия мономинеральной флотации. Расход собирателей изменяли от 0 до 400 г/т, расход вспенивателя Флотол Б на основе соснового масла 100 г/т. При применении композиции реагентов соотношение расходов постоянно 1:1. Камера флотационной машины 18 мл. Навеска минерала 2 г крупностью – 0,1 + 0,063 мм. Время агитации с реагентами 2 мин, время флотации 3 мин.

В результате флотационных испытаний на чистых минералах установлено, что применение нового реагента при его расходе 100 г/т усиливает флотоактивность халькопирита, в отличие от флотации бутиловым ксантогенатом, что делает перспективным его применение в цикле медной флотации. Наиболее эффективен ЦЭДЭТК при расходах от 50 до 120 г/т (рисунок 2 а). В то же время флотируемость арсенопирита реагентом ЦЭДЭТК на 10-25 % ниже, чем при использовании ксантогената (около 35 %) (рисунок 2 б).

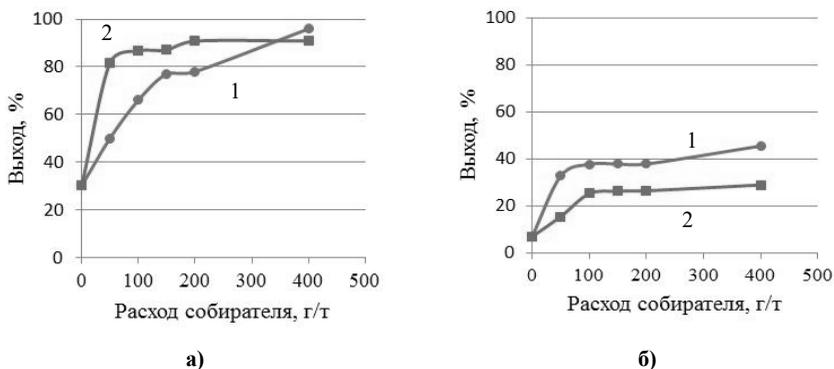


Рисунок 2 – Зависимость выхода концентрата при флотации халькопирита (а) и арсенопирита (б) от расхода собирателей: 1 - ксантогенат; 2 - ЦЭДЭТК

При расходе ЦЭДЭТК 100 г/т разница во флотации халькопирита и арсенопирита составляет 62 %, что на 34 % больше по сравнению с использованием Кх. Этот факт окажет положительный эффект при получении Си концентратов с пониженным содержанием Ас.

Таким образом, применение ЦЭДЭТК взамен ксантогената перспективно в плане снижения извлечения мышьяка без снижения извлечения меди в медный концентрат.

Список использованных источников

1. Александрова Т.Н., Орлова А.В., Таранов В.А. Повышение эффективности переработки комплексных медных руд варьированием реагентного режима // ФТПРПИ. 2020. № 6. С. 116–124.
2. Chanturiya V.A., Kondratiev S.A. Contemporary understanding and developments in the flotation theory of non-ferrous ores, Miner. Process. and Extr. Metall. Rev., 2019, Vol. 40, No. 6. — P. 390–401.
3. Tijsseling L.T., Dehaine Q., Rollinson G.K. et al Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // J. Miner. Eng., 2019, Vol. 138. — P. 246–256.
4. Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Гетман В.В. и др. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов из упорных руд // Горн. журн. 2017. № 11. С. 89–93.

5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Разработка метода селективной флотации сульфидов сурьмы и мышьяка при обогащении комплексных золотосодержащих руд // Цв. металлы. 2019. — № 4. — С. 6 – 12.
 6. Matveeva T.N., Chanturiya V.A., Getman V.V. et.al The effect of complexing reagents on flotation of sulfide minerals and cassiterite from tin-sulfide tailings, Miner. Process. and Extr. Metall. Rev., Publish. Online, 21 Dec 2020.
 7. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. — 342 с.
-

Study of the hydrophobicity and floatability of gold-bearing sulfide minerals with a reagent of the class of dialkyldithiocarbamates

Lantsova L.B., Gladysheva O.I.

The results of studying the hydrophobicity and floatability of chalcopyrite and arsenopyrite with sodium cyanoethyldiethyldithiocarbamate (CEDTC) are presented. The use of CEDTC is promising for obtaining Cu concentrates with a reduced As content.

**РОЛЬ ОСАДКОВ СУЛЬФИДРИЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ
В ЭЛЕМЕНТАРНОМ АКТЕ ФЛОТАЦИИ***

Т.Г. Гаврилова

ФГБУН «Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук», г. Новосибирск, Российская Федерация, *e-mail: gavrilova.t.g@mail.ru*

На основании механизма работы физической формы сорбции реагента объяснены собирательные свойства продуктов, полученных при нестехиометрических концентрациях между сульфидрильными собирателями и солями тяжёлых металлов.

Опыты по флотации сульфидов (галенита, халькопирита, сфалерита, пирита) осадками ксантогенатов меди, свинца и железа проведённые в работе [1] показали результаты такие же, как и при флотации в обычной пульпе. Автор считает, что механизм действия ксантогената состоит в химическом взаимодействии катиона флотируемого минерала в водной среде с эффективным анионом коллектора и в последующем избирательном налипании образующегося высокодисперсного осадка на зёрна флотируемого минерала. В [2] использование осадков, представленных продуктами взаимодействия ацетата свинца ($Pb(CH_3COO)_2$) и этилового ксантогената калия (КЕХ), привело к сравнительно высокому извлечению галенита. Предложена гипотеза, согласно которой снижение показателей флотации вызвано коагулирующим действием избытка катионов на образующиеся коллоидные труднорастворимые соединения. В результате укрупнения мицелл осадка снижается его собирательное действие.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (№ 22-27-00084), <https://rscf.ru/project/22-27-00084>

Авторы полагают, что продукты взаимодействия ксантогената с ионами тяжёлых металлов дополнительно гидрофобизируют флотируемый минерал. Дитиокарбаматы образуют значительно более труднорастворимые соединения с катионами тяжёлых металлов, чем ксантогенаты, поэтому, по мнению автора [3], обладают и более сильными собирательными свойствами.

Произведения растворимости продуктов, образовавшихся при взаимодействии функциональной группы собирателя с катионами разделяемых минералов, характеризует селективность закрепления функциональной группы собирателя [4], но данный критерий не определяет его собирательные свойства. Согласно [5] производные формы дитиокарбаматов обладают низкой активностью по отношению к границе раздела «газ-жидкость» в силу большой их реакционной способности с ионами тяжёлых металлов и поэтому обладают меньшей флотационной активностью.

В работах [6] и [7] представлена последовательность изменения селективности работы собирателя, основанная на прочности связи функциональной группы реагента с катионом минерала: дитиофосфат > ксантогенат > дитиокарбамат. Результаты флотационных экспериментов [8, 9] показывают, что дитиокарбамат является высокоселективным собирателем, но обладает сравнительно малой собирательной силой, что не согласуется с представленной выше последовательностью.

Механизм действия осадков сульфгидрильных собирателей тяжёлых металлов по-прежнему мало изучен и вызывает ряд вопросов. Объяснить их роль возможно на основании механизма работы физической формы сорбции реагента в образовании флотационного контакта. Предлагаемый механизм подразумевает, что физическая форма сорбции (представленная продуктами взаимодействия собирателя с ионами тяжёлых металлов) удаляет жидкость из прослойки, заключённой между минеральной частицей и пузырьком газа.

После локального прорыва прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырёк газа, указанные продукты попадают на границу раздела «газ-жидкость», растекаются по ней и увлекают в своё движение прилегающие слои жидкости. От скорости их растекания зависит скорость удаления прослойки, время индукции и собирательная активность указанной формы сорбции, но не селективность. Чем больше мощность поверхностного потока перешедших с минерала на поверхность пузырька производных форм собирателя, тем больше его флотационная активность. Собирательные свойства физически сорбируемого собирателя проявляются на границе раздела «газ-жидкость» поэтому отсутствует корреляция между контактным углом и флотируемостью [10].

В данном исследовании определение скорости растекания продуктов взаимодействия сульфгидрильного собирателя с нитратом свинца по поверхности дистиллированной воды проводилось методом скоростной видеосъёмки на специальной установке, согласно методике, представленной в [10]. В работе использовались сульфгидрильные собиратели: этиловый ксантогенат калия КЕХ (ГОСТ 7927-75) и натрий диэтилдитиокарбаминовокислый 3-водный ДЭДТК (ГОСТ 8864-71), для получения осадков сульфгидрильных собирателей тяжёлых металлов нитрат свинца $Pb(NO_3)_2$ (ГОСТ 4236-77).

Корректировка pH проводилась с применением NaOH (ГОСТ Р 55064-2012). Растворы готовились в мольном соотношении нитрата свинца и сульфгидрильного собирателя 1:5. Концентрация реагента-собирателя 0,1 моль/л, значение pH варьировалось в диапазоне от 5 до 10.

Приготовленный раствор на кончике иглы переносился на поверхность воды, находящейся в кювете под камерой. Скоростные характеристики осадков сульфидрильных собирателей представлены на рисунке.

Полученные результаты показывают, что продукты взаимодействия ионов свинца с сульфидрильными собирателями поверхностно-активны относительно границы раздела «газ–жидкость» и могут растекаться по поверхности воды.

Опыты выявили, что повышение pH пульпы с 5 до 10 приводит к увеличению скорости растекания осадков сульфидрильных собирателей по поверхности воды с 6,6 до 14,4 см/с для этилового ксантогената свинца и с 5,9 до 9,8 см/с для ДЭДТК.

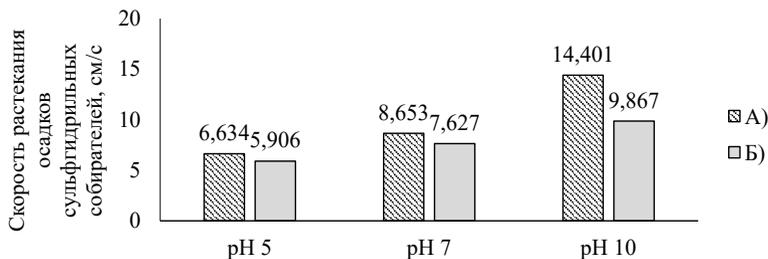


Рисунок. Зависимость скорости растекания осадков сульфидрильных собирателей от показателя pH: А) $Pb(NO_3)_2$: КЕХ (1:5), Б) $Pb(NO_3)_2$: ДЭДТК (1:5)

Увеличение скорости растекания осадков в щелочной среде связано с тем, что в водном растворе ионы металлов наряду с нерастворимым гидроксидом образуют растворимые гидроксокомплексы, в которых лигандами являются ионы OH^- .

Многие металлы (Pb, Sn, Be и др.) образуют с ионами OH^- не только одноядерные $M(OH)_n$, но и многоядерные $M_p(OH)_n$ нейтральные или заряженные гидроксокомплексы ($n \geq 1$, $p \geq 2$ - целые числа).

Гидролиз ионов свинца начинается при $pH \geq 6$ [11]. Сравнение скорости растекания производных форм, полученных при смешивании нитрата свинца с ДЭДТК и КЕХ, показывает, что продукты реакции последнего имеют большую скорость растекания по поверхности воды. Следовательно, его активные по отношению к границе раздела «газ-жидкость» десорбируемые формы способны оказать большее влияние на скорость удаления жидкости из прослойки.

По сравнению с осадками ксантогенатов, продукты нестехиометрического взаимодействия дитиокарбаматов с ионами свинца, будут иметь сравнительно небольшую собирательную активность, но более высокую селективность, т.к. их скорость растекания ниже. Полученные результаты согласуются с практикой флотации.

Собирательная активность реагента зависит от свойств его физически закрепившихся форм: поверхностной активности, растворимости, поверхностного давления и скорости растекания по поверхности воды.

В заключении стоит отметить, что скорость растекания пропорциональна поверхностной активности производных форм собирателя и разности их концентраций на минерале и пузырьке в момент прорыва прослойки [12].

Список использованных источников

1. Липец М.Е. Механизм гидрофобизирующего действия ионогенных коллекторов во флотации / Цветные металлы. 1945. Вып. 1. С. 42-46.
 2. Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я. и др. Вопросы теории и технологии флотации // Тр. института "Механообр". 1959. Вып. 124. С. 392.
 3. Богданов О.С. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1980. 432 с.
 4. Абрамов А. А. Принципы выбора и синтеза более селективных собирателей во флотации // Цветные металлы, 2009. № 4. С. 35–40.
 5. Кондратьев С.А. Обоснование механизма работы физически сорбированного собирателя в элементарном акте флотации // ФТПРПИ. 2021. № 1. С. 118-136.
 6. Lotter N.O., Bradshaw D.J. The formulation and use of mixed collectors in sulphide flotation / Minerals Engineering. 2010. - Vol. 23. – P. 945–951.
 7. Bhaskar Raju G., Forsling W. Adsorption mechanism of diethyl dithiocarbamate on covellite, cuprite and tenorite / Colloids and Surfaces. 1991. V. 60. P. 53–69.
 8. Karimian A., Rezaei B., Masoumi A. The effect of mixed collectors in the rougher flotation of subgun copper / Life Science Journal. -2013. V.10. P. 268 – 272.
 9. Zhong H., Huang Z., Zhao G. et.al The collecting performance and interaction mechanism of sodium di-isobutyl dithiophosphinate in sulfide minerals flotation / Journal of Materials Research and Technology. 2015. V.4. P.151-160.
 10. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Влияние физической формы сорбции собирателя на активацию флотации сфалерита // ФТПРПИ. – 2020. – № 3. – С. 131-143.
 11. Кожевникова Н.С., Садовников С.И. и др. Гомогенные и гетерогенные ионные равновесия свинца в водных растворах // Химия и химическая технология. 2012. № 3. Т.55. С. 13-18.
 12. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Собирательные свойства осадков ксантогенатов тяжелых металлов // ФТПРПИ. 2022. № 2. С. 105–115.
-

The role of sulfhydryl collectors precipitation in the elementary act of flotation

Gavrilova T.G.

Based on the mechanism of the physical form of sorption of the reagent, the collective properties of products obtained at non-stoichiometric concentrations between sulfhydryl collectors and heavy metal salts are explained.

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕЖИМОВ
ФЛОТАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЭВДИАЛИТОВОГО
КОНЦЕНТРАТА**

Г.А. Кожевников, В.Г. Миненко, А.Л. Самусев

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,
Москва, Российская Федерация, e-mail: kozhevnikov_ga@mail.ru

Установлена высокая эффективность процесса флотации для повышения качества эвдиалитового концентрата, полученного по комбинированной гравитационной и магнитоэлектрической схеме. Установлены оптимальные режимы флотации эвдиалитового концентрата Ловозерского месторождения, обеспечивающие извлечение эвдиалита до 83 %.

Обеспечение экономики РФ редкими и редкоземельными металлами имеет важное значение для национальной безопасности, являясь одним из определяющих условий развития и модернизации высокотехнологичных отраслей промышленности [1].

Эвдиалитовые руды Ловозерского месторождения (Мурманская область) являются перспективным источником для производства циркония и редкоземельных металлов (РЗМ) в России.

Использование процессов флотации взамен или в комплексе с гравитационными и магнитоэлектрическими схемами при переработке эвдиалитового сырья позволит повысить эффективность извлечения и качество эвдиалитового концентрата. В связи с чем поиск эффективных реагентных режимов флотации для повышения качества концентрата является актуальной задачей.

Исследования по перечистке эвдиалитового концентрата Ловозерского ГОКа методом флотации проводили на пробах опытной партии, измельчённых до крупности – 80 мкм и характеризующихся содержанием оксида циркония – 11,5 % и суммой оксидов редкоземельных металлов – 2,5 %.

Основные минеральные примеси концентрата представлены, в основном, полевыми шпатами, нефелином, лопаритом, эгирином и их сростками.

Химический состав концентрата приведён в таблице.

Таблица. Химический состав эвдиалитового концентрата

Компонент	Na ₂ O	MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	Fe ₂ O ₃
Содержание, %	10,14	0,18	6,90	44,96	1,37	5,42	3,29	1,66	5,20
Компонент	Cl	SO ₃	HfO ₂	Nb ₂ O ₅	Rb ₂ O	SrO	Ba	U	Th
Содержание, %	0,97	0,20	0,14	0,81	0,01	2,63	0,09	0,004	<0,02
Компонент	ZrO ₂	Ta ₂ O ₅	As	CeO ₂	Y ₂ O ₃	Nd ₂ O ₃	La ₂ O ₃	др. оксиды РЗМ	ППП*
Содержание, %	11,50	0,05	0,03	0,68	0,46	0,32	0,29	0,75	1,97

* – потери при прокаливании.

Эксперименты по флотации проводили на лабораторной флотационной машине АО «Механобр инжиниринг» с объемом камеры 50 см³ при содержании твёрдой фазы во флотационной пульпе 20 %.

Перед подачей собирателя во флотационную камеру предварительно добавляли регуляторы pH среды и перемешивали в течение 4 мин.

Далее подавали собиратель и агитировали 3 мин с последующей флотацией в течение 3 мин (с подачей воздуха). Полученные пробы концентрата и хвостов флотации сушили при температуре 90°C до постоянства массы и взвешивали.

Реагентные режимы флотации определены на основе анализа результатов исследований по использованию процесса флотации для переработки эвдиалитовых руд [2-6].

В первой серии экспериментов исследовано влияние расхода собирателя Flotisor SM 15 на эффективность процесса флотации эвдиалитового концентрата при величине значений pH 4 и продолжительности процесса флотации 3 мин.

Увеличение расхода собирателя с 120 г/т до 500 г/т (при расходе пенообразователя МИБК – 50 г/т) позволило повысить извлечение эвдиалита в пенный продукт на 45 % с 20% до 65 %.

Последующее увеличение расхода Flotisor SM 15 уже не приводит к повышению извлечения эвдиалита.

Вторая серия экспериментов проведена для определения оптимального расхода пенообразователя МИБК.

Установлено, что увеличение расхода реагента с 50 г/т до 150 г/т обеспечивает повышение извлечения эвдиалита в пенный продукт на 18 % с 65 % до 83 %. Последующее увеличение расхода пенообразователя не приводит к повышению извлечения эвдиалита.

Установлено, что комплексное применение гексаметафосфата натрия и щавелевой кислоты в соотношении 1:2 в качестве депрессора, обеспечивает повышение селективности флотации эвдиалита.

Увеличение расхода депрессора с (62.5:125 г/т) до (250:500 г/т) обеспечило снижении выхода пенного продукта на 8 %, при неизменном извлечении эвдиалита. Последующее увеличение расхода депрессора не обеспечивает повышение качества эвдиалитового концентрата.

Исследованиями зависимости эффективности флотации от значения рН было подтверждено, что максимальное извлечение эвдиалитового концентрата достигается при значении рН пульпы равное 4.

Список использованных источников

1. Бортников Н.С. Основание минерально-сырьевой базы Центральной и Восточной Сибири // Месторождения стратегических и высокотехнологических металлов Российской Федерации: закономерности размещения, условия формирования, инновационные технологии прогноза освоения. ИГЕМ РАН, 2020. С. 221-314.
 2. Найфонов Т.Б., Белобородов В.И., Захарова И.Б. Флотационное обогащение комплексных титановых и циркониевых руд. Апатиты: КНЦ РАН, 1994. -156 с.
 3. Захарова И. Б., Найфонов Т. Б. Флотация эвдиалита из руды // Обогащение руд. — 1973. — № 5. — С. 23 – 25.
 4. Stark, T., Silin, I. & Wotruba, H. Mineral Processing of Eudialyte Ore from Norra Kärr. J. Sustain. Metall. 3, 32–38. 2017.
 5. Silin, I.; Gürsel, D.; Büchter, C.; Weitkämper, L.; Wotruba, H. Recovery of Catapleite and Eudialyte from Non-Magnetic Fraction of Eudialyte ore Processing of Norra Kärr Deposit. Minerals 2022, 12, 19.
 6. Christopher Marion, Ronghao Li, Kristian E. Waters. A review of reagents applied to rare-earth mineral flotation / Advances in Colloid and Interface Science. 2020. P. 279.
-

Experimental substantiation of effective flotation regimes to improve the quality of eudialyte concentrate

Kozhevnikov G.A., Minenko V.G., Samusev A.L.

The high efficiency of the flotation process has been established to improve the quality of the eudialyte concentrate obtained by the combined gravity and magneto-electric scheme. Optimal modes of flotation of the eudialyte concentrate from the Lovozero deposit have been established, which ensure the extraction of eudialyte up to 83 %.

ВЛИЯНИЕ pH НА АКТИВНОСТЬ ПРОДУКТОВ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ КСАНТОГЕНАТА С ИОНАМИ СВИНЦА

И.А. Коновалов

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала» СО РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: igd_k@mail.ru
Показано, что продукты взаимодействия ксантогената с ионами свинца в зависимости от соотношения их концентраций и pH раствора обладают различной скоростью растекания по отношению к границе раздела “газ – жидкость”. Также различно их влияние на скорость удаления жидкости из прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырьёк газа.

Введение. Ранее исследованы условия подавления флотуемости пирита в нейтральной области pH и последующего увеличения извлечения в щелочной среде. Экспериментально показано, что скорость растекания продуктов взаимодействия железа с ксантогенатом по поверхности воды уменьшается в нейтральной области pH и отсутствует при увеличенном мольном отношении содержания катионов железа к содержанию анионов ксантогената. Снижение содержания катионов железа и/или повышение концентрации ксантогената и pH раствора приводит к образованию продуктов взаимодействия (коллоидной системы), растекающихся по поверхности воды. Повышение скорости растекания коллоидной системы снимает кинетическое ограничение образованию флотационного агрегата. Полученные результаты на основе механизма работы физически сорбированного собирателя объяснили снижение флотуемости пирита в нейтральной среде при высоком содержании Fe^{2+} и Fe^{3+} и повышение извлечения минерала при снижении их концентрации и переходе в щелочную область pH. Известно, что во флотации галенита наблюдается снижение извлечения в слабокислой и нейтральной средах pH при низком расходе собирателей. Подавление флотуемости связывают с увеличением отрицательного значения ζ -потенциала минерала. Рост флотуемости в щелочной области pH обязан образованию $Pb(OH)^+$ и его взаимодействию с анионами ксантогената. Снижение флотуемости отмечается не только для пирита и галенита, но других сульфидов.

Целью данной работы является доказательство применимости механизма работы физически сорбированных форм собирателя для объяснения снижения флотуемости галенита в слабокислой и нейтральной области pH. С этой целью определялись скорости растекания продуктов взаимодействия ионов свинца и ксантогената в зависимости от pH среды.

Экспериментальная часть. Экспериментально определялась скорость растекания продуктов нестехиометрического взаимодействия бутилового ксантогената (ГОСТ 7927-75) и ацетата свинца (ГОСТ 1027-67) в зависимости от pH эмульсии подаваемой на поверхность воды. Растворы свинца и ксантогената готовились в мольном соотношении 2:1; 1:1; 1:5; 1:10 и 1:50, pH изменялось от слабокислой до слабощелочной среды. Концентрация ксантогената 0,1 моль/л.

Фиксация скорости растекания выполнялась высокоскоростной камерой Evercam 4000-16-C. Видео записывалось в разрешении 1280 × 304 пикселей со скоростью 1000 кадр/с. Полученные видеофайлы обрабатывались программами Vegas Pro 13 и Tracker Video Analysis.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

На рисунке 1 приведены графики растекания коллоидной системы по поверхности дистиллированной воды в слабокислой среде. На рисунке 2 приведены графики растекания коллоидной системы по поверхности дистиллированной воды в слабощелочной среде.

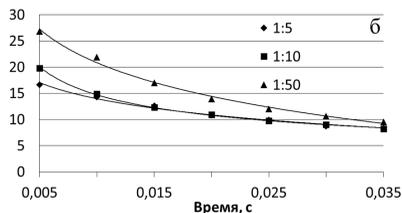
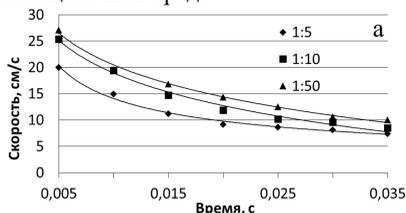


Рисунок 1. Скорость растекания производных форм от взаимодействия бутилового ксантогената с ацетатом свинца на поверхности воды в зависимости от времени и мольного отношения $Pb^{2+}: KX$, а - pH 5, 17 и б - pH 6

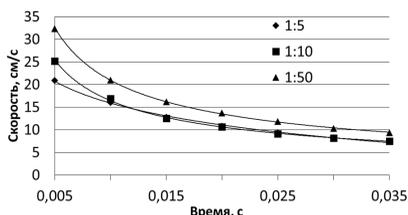


Рисунок 2. Скорость растекания производных форм от взаимодействия бутилового ксантогената с ацетатом свинца на поверхности воды в зависимости от времени и мольного отношения $Pb^{2+}: KX$, pH 9

Установлено, что в слабокислой среде pH 5 - 6 при стехиометрическом равновесии ионов свинца к ксантогенату растекания продуктов их взаимодействия отсутствовало. Максимальная скорость растекания продуктов взаимодействия ацетата свинца и бутилового ксантогената наблюдалось при соотношении 1:50 составила 27 см/с (см. рисунок 1). При $Pb^{2+}: KX$, равном 1:5, скорость растекания не превышала 17 см/с. В слабощелочной области при pH = 9 получены аналогичные результаты. Уменьшение отношения концентраций катионов свинца к анионам ксантогената до 1:50 увеличило скорость их растекания до 32 см/с (см. рисунок 2). Увеличение концентрации ионов свинца к ксантогенату также, как и в кислой среде, привело к снижению скорости растекания.

Экспериментально получены закономерности в слабокислой и слабощелочной средах, наблюдается снижение скорости с увеличением отношения $Pb^{2+}: KX$. При pH коллоидной системы равной 9 скорость ее растекания больше, чем при pH = 5 и 6, тем самым она может оказывать большее влияние на удаления прослойки жидкости между пузырьком воздуха и минеральной частицей при образовании флотационного контакта.

Таким образом, результаты экспериментов наглядно показали, что скорость растекания по поверхности дистиллированной воды, приготовленной в слабокислой среде коллоидной системы сравнительно небольшая и уменьшается с увеличением отношения $Pb^{2+}: KX$. Аналогичная закономерность наблюдается и у коллоидной системы, приготовленной в слабощелочной среде, но скорость ее растекания по поверхности дистиллированной воды во всей исследованной области pH больше, чем приготовленной в слабокислой среде.

Определено влияние pH воды-подложки на скорость растекания коллоидной системы. На рисунке 3 приводится скорость растекания коллоидных систем, приготовленных при pH 5,04, 7,2 и 9,17 по поверхности воды-подложки с pH ~5, 7 и 9.

Из экспериментов следует, что pH воды-подложки оказывает незначительное влияние на скорость растекания смеси. Максимальная скорость получена при растекании коллоидной системы, приготовленной при pH 9 по поверхности воды с pH 5, снизилась с 32 (см. рисунок 2) до 30 см/с (рисунок 3 в).

Для коллоидных систем, приготовленных при pH 6 и 7, снижение скорости не превышало 6 см/с.

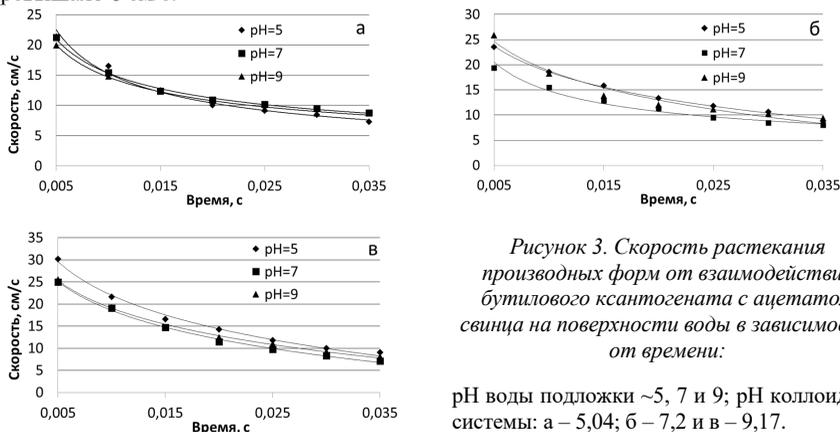


Рисунок 3. Скорость растекания производных форм от взаимодействия бутилового ксантогената с ацетатом свинца на поверхности воды в зависимости от времени:

pH воды подложки ~5, 7 и 9; pH коллоидной системы: а – 5,04; б – 7,2 и в – 9,17.

Выводы

Экспериментально показано, что скорость растекания продуктов взаимодействия бутилового ксантогената и ацетата свинца зависит от pH среды и концентрации ионов свинца.

Полученные данные о скорости находятся в корреляции с практическими флотационными экспериментами, подавления флотиремости галенита в слабощелочной среде pH обусловлено снижением скорости растекания продуктов взаимодействия ксантогената с ионами свинца.

Механизм работы физической формы сорбции можно использовать для объяснения высокой флотиремости галенита в слабощелочной области и низкими показателями флотации в слабокислой области pH.

Effect of pH on the activity of xanthogenate interaction products with lead ions

Kononov I.A.

It is shown that the products of the interaction of xanthate with lead ions, depending on the ratio of their concentrations and the pH of the solution, have different spreading rates with respect to the gas–liquid interface. Their influence on the rate of liquid removal from the interlayer separating the mineral particle and the gas bubble is also different.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ДЕЙСТВИЯ КОМПОЗИЦИИ МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ
МОДИФИКАТОРОВ ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ
ЦВЕТНЫХ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ
РУД**

Пье Чжо Чжо, Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Москва, Российская Федерация,

e-mail: bophyo1831993@gmail.com; kokyawgyi49@gmail.com ;beg@misis.ru

Медно-цинковые колчеданные руды Российской Федерации являются колчеданными, и труднообогатимыми. Поэтому для решения этих задач используются различные модификаторы. Установлено, что при использовании модификаторов в различных пропорциях результаты оказывают влияние на медно-цинковую колчеданную руду.

В данной работе использовалась медно-цинковая колчеданная руда одного из крупных месторождений Российской Федерации. Медно-цинковые руды являются наиболее сложным объектом для флотационного обогащения. В работе использовались следующие реагенты: известь (СаО), сосновое масло, бутиловый ксантогенат калия (БКК), медный, цинковый и железный купорос.

В исследовании изучено влияние композиции сульфатов железа и цинка, сульфатов железа и меди, сульфатов меди и цинка, и композиции сульфатов железа, цинка и меди на флотацию медно-цинковых колчеданных руд. Целью работы является исследование действия композиции металлосодержащих модификаторов поверхности сульфидных минералов цветных тяжёлых металлов при флотации медно-цинковых руд. В качестве модификаторов использовались смеси железного купороса, медного купороса и цинкового купороса. Схема флотации включает: измельчение руды до содержания класса $-0,074+0$ мм 75-80 %; медную флотацию; основную медно-цинковую флотацию. Руды измельчены с использованием лабораторной барабанной мельницы (МШЛ – 1), и флотация проводилась в лабораторной флотационной машине 135 фл.

Симплексное планирование эксперимента, как правило, применяется для исследования многокомпонентных систем, например, для изучения зависимостей свойств различных сплавов от их состава. В исследовании применяется этот метод для нахождения связи технологических показателей флотации с соотношением реагентов-модификаторов в их смеси, подаваемой во флотацию.

В первой серии опытов во флотацию I дозируется один из купоросов железа, цинка или меди с расходом 100 г/т каждого (5 минут агитация), собиратель – бутиловый ксантогенат калия, БКК 10 г/т (3 минуты агитации), пенообразователь – сосновое масло 56 г/т (1 минута агитации) после чего ведётся флотация I. Затем во флотацию II дозируется регулятор среды - известь 2000 г/т (5 минут агитации), собиратель – БКК 10 г/т (3 минуты агитации) и пенообразователь – сосновое масло 56 г/т (1 минута агитации) и ведётся флотация II.

Во второй серии опытов во флотацию I дозируются модификаторы – смеси купоросов железа и цинка, железа и меди, меди и цинка 100 г/т смеси (5 минут агитации), собиратель – БКК 10 г/т (3 минуты агитации), пенообразователь – сосновое масло 56 г/т (1 минута агитации) после чего ведётся флотация I. Затем во флотацию II дозируется

регулятор среды - известь 2000 г/т (5 минут агитации), собиратель – БКК 10 г/т (3 минуты агитации) , пенообразователь – сосновое масло 56 г/т (1 минута агитации) и ведётся флотация II.

В третьей серии опытов во флотацию I дозируются модификаторы – смеси купоросов железа, цинка и меди 100 г/т (5 минут агитации), собиратель – БКК 10 г/т (3 минуты агитации), пенообразователь – сосновое масло 10 г/т (1 минута агитации) после чего ведётся флотация I. Во флотацию II дозируется регулятор среды - известь 2000 г/т (5 минут агитации), собиратель – БКК 100 г/т (3 минуты агитации), пенообразователь – сосновое масло г/т (1 минута агитации) и ведётся флотация II. Конечные продукты флотаций после сушки и взвешивания анализировались на содержание в них меди и железа рентгенофлуоресцентным методом на анализаторе ElvaX.

В результате выполненных опытов установлено, что максимальное извлечение меди в концентрат флотации I наблюдается при применении смеси реагентов-модификаторов цинкового и медного купоросов состава $0,25 \text{ ZnSO}_4 + 0,75 \text{ CuSO}_4$ и достигает 82,26 %. Наибольшее извлечение цинка в концентрат флотации II получено при применении смеси реагентов-модификаторов железного и цинкового купоросов состава $0,25 \text{ FeSO}_4 + 0,75 \text{ ZnSO}_4$ и достигает 65,88 %.

Study on the effect of metal-containing surface modifiers composition on the sulfide minerals of non-ferrous heavy metals during flotation of copper-zinc pyrite ore

Phyoe Kyaw Kyaw, Kyaw Zaya, Goryachev Boris Evgenievich

Copper-zinc pyrite ores of the Russian Federation are sulfide and difficult to be enriched. Therefore, various modifiers are used to solve these problems. It was found that when using modifiers in various proportions, the results render the effect of the copper-zinc pyrite ore.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ КОМПОЗИЦИЙ МЕТАЛЛОСОДЕРЖАЩИХ МОДИФИКАТОРОВ С СЕРНИСТЫМ НАТРИЕМ НА ФЛОТАЦИЮ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАНЫХ РУД

Хтет Зо У, Чжо Зай Яа, Б.Е. Горячев

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,
Москва, Российская Федерация, e-mail: htetzawoo68099@gmail.com

Представлены результаты исследования по повышению селективности флотационного разделения сульфидов меди и цинка с применением композиций металлосодержащих модификаторов – железного и цинкового купоросов с сернистым натрием. Предлагается использовать композиции данных металлосодержащих модификаторов, которые позволяют флотировать как минералы меди, так и минералы цинка с одинаковой или почти равной эффективностью.

Медно-цинковые руды в России в основном представлены Уральским регионом. Эти отечественные медно-цинковые руды являются колчеданными и более труднообогатительными из-за большого количества пирита в руде [1-3].

Руды имеют сложный минеральный состав, состоящий примерно из 130 минералов, различную текстуру от массивной до колломорфной, а также разную структуру и степень метаморфизма.

По содержанию пирита и сульфидов руды различают как сплошные (пирита в них более 90 %) и крапленые (сульфидов в них не более 50 %).

Основная проблема с этими рудами заключается в том, что сульфиды меди, цинка и железа имеют очень похожие флотационные свойства, а вещественный состав руд сложен, что затрудняет их разделение.

Эти свойства медно-цинковых руд являются причиной того, что флотация, наряду с применением широкой номенклатуры флотореагентов, является практически единственным эффективным методом обогащения [4, 5].

В настоящее время основной обязанностью обогатителей является оперативное реагирование на изменения качества текущей руды, а также минерального состава и физико-химических характеристик вмещающих пород. Это предполагает корректировку технологии переработки сырья для достижения оптимальных технологических показателей.

Для достижения этой цели было необходимо изучить влияние композиций металлосодержащих модификаторов с сернистым натрием на флотацию медно-цинковых колчеданных руд. Для исследований были отобраны пробы медно-цинковой колчеданной руды крупностью от -3 до 0 мм.

В работе были использованы флотореагенты: собиратель - бутилксантогенат калия, пенообразователь - сосновое масло, регулятор среды - известь, модификаторы - железный, цинковый купоросы и сульфид натрия.

Рудоподготовительные процессы проводили на щековой дробилке (ДЛЩ-80х150). Потом измельчали материал в шаровой мельнице (МШЛ-1) до 80 % класса -0,074+0 мм и направляли на процесс флотации.

В технологических схемах флотации необходимо было использовать флотореагенты, способные не только минимально флотировать сульфиды железа, но и обеспечить селективное разделение минералов меди и цинка друг от друга. Флотация медно-цинковых руд проводилась в соответствии с технологической схемой, которая включает: флотацию I и флотацию II.

Схема флотации медно-цинковой руды представлена на рисунке 1.

После проведения флотационных опытов пенные и камерные продукты были получены, высушены, взвешены и подвергнуты анализу химического состава. Массовое содержание меди и цинка в каждом продукте определяли на рентгенофлуоресцентном спектрометре ElvaX.

В процессе флотации проводилось дозирование реагентов - модификаторов, таких как сульфат железа, сульфат цинка и сульфид натрия, по симплексному планированию экспериментов План Шеффе для четвертого порядка [6, 7].

План Шеффе был применён для установления зависимости между функцией отклика (выход, содержание и извлечение) и тремя переменными (расход железного купороса, расход цинкового купороса и расход сернистого натрия). При этом условии суммарный расход их смеси был постоянным во всех флотационных опытах и составил 100 г/т. Несмотря на то, что флотация II проводилась до 8 минут, извлечение меди и цинка в концентрат было измерено всего за одну минуту для сравнения их извлечения.

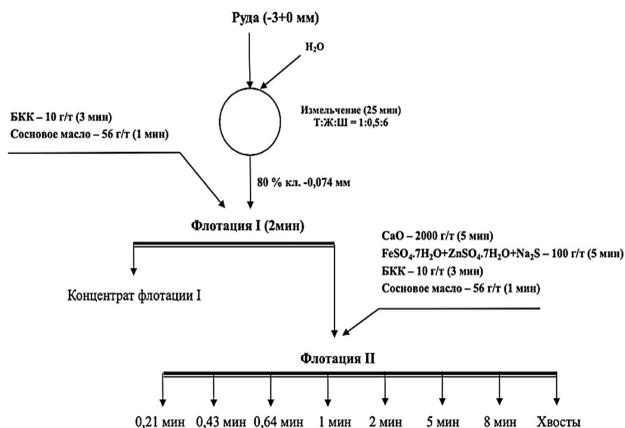


Рисунок 1. Схема флотации медно-цинковой руды

Предыдущими исследованиями [8] было установлено, что активация флотации сульфидов меди, цинка и пирита происходит при малом расходе железного купороса, в то время как при большом наблюдается депрессия флотации тех же минералов. Можно предположить, что композиция указанных реагентов повысит селективность флотации минералов меди и цинка от пирита.

Полученные результаты извлечения минералов меди и цинка для исследуемых факторов варьирования двух- и трёхкомпонентных модификаторов представлены на рисунке 2.

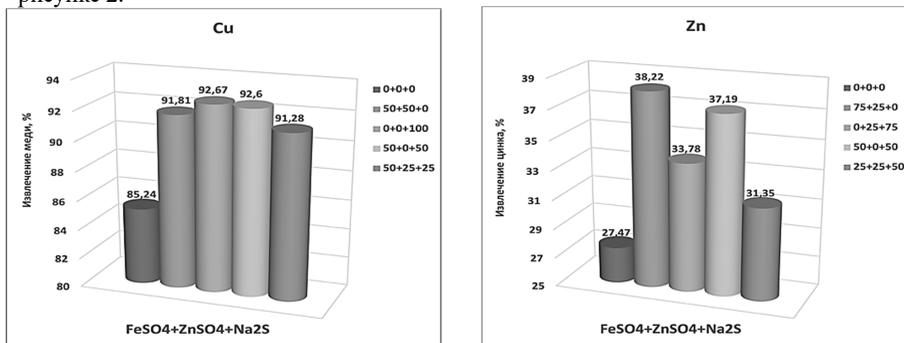


Рисунок 2. Извлечения меди и цинка в концентрат флотации II от расхода смеси железного, цинкового купоросов и сернистого натрия

По сравнению с нулевым опытом (без модификаторов), извлечение минералов меди и цинка значительно повышается с подачей смеси железного купороса, цинкового купороса и сернистого натрия при разных данных расходах.

В данных флотационных опытах, минералы меди наиболее активируются при дозировании одного сернистого натрия (100 г/т) и смеси железного купороса с сернистым натрием (50+50 г/т).

Несмотря на различные расходы смеси этих данных реагентов, значение извлечения меди было приблизительно одинаковым.

На правом рисунке, наибольшая активация флотации минералов цинка происходит в присутствии смеси железного и цинкового купоросов (75+25 г/г) и железного купороса и сернистого натрия (50+50 г/г).

Таким образом, введение в состав реагентов, дозируемых во флотацию II как двойных смесей купоросов железа и цинка и железного купороса с сернистым натрием, так и тройной смеси железного, цинкового купоросов и сернистого натрия повышают извлечение меди и цинка в концентрат флотации II.

В первом случае, при составе первой смеси 50 г/г железного и 50 г/г цинкового купоросов, извлечение меди в концентрат флотации II составило 91,1% и цинка – 37,7 %, во втором, при относительных расходах 50 г/г железного купороса и 50 г/г сернистого натрия, – 92,6 % и 37,2 % и в третьем - железного, цинкового купоросов и сернистого натрия (50+25+25 г/г) – 91,3 % и 30,3 % соответственно.

По результатам исследований можно сделать вывод, что использование композиций железного, цинкового купоросов и сернистого натрия во флотацию как двойных смесей, так и тройной смеси, приводит не только к росту извлечения меди и цинка в концентрат, но и повышает качество концентрата по указанным металлам за счёт частичной депрессии флотации пирита.

Список использованных источников

1. Адамов Э.В. Технология руд цветных металлов. – М.: Недра, 1993. - 412 с.
 2. Чантурия В.А., Шадрунова И.В. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала. – М.: Наука, 2016. – 386 с.
 3. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. – М.: Недра, 1983. – 358 с.
 4. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1975.
 5. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т.1. М.: Руда и металлы, 2007. 156-170 с.
 6. Зедгинидзе И.Г. Планирование эксперимента для исследования многокомпонентных систем. - М.: Наука, 1976. 390 с.
 7. Шуменко В.Н. Методы планирования экспериментов. Планирование эксперимента при изучении диаграмм «состав - свойство»: Планирование промышленных экспериментов. М.: МИСиС, 1979.
 8. Чжо Зай Яа, Хтет Зо У, Шехирев Д.В. и др. Влияние сульфата железа, сернистого натрия и их смеси на флотацию сфалерита в щелочной среде //Устойчивое развитие горных территорий. 2023, №1. Т.15.
-

Study of the effect of metal-containing modifier compositions with sodium sulfide on copper-zinc pyrite ores flotation

Htet Zaw Oo, Kyaw Zay Ya, Goryachev B.E.

The results of a study on increasing the selectivity of flotation separation of copper and zinc sulfide using compositions of metal-containing modifiers - iron and zinc sulfate with sodium sulfide - are presented. It is suggested to use metal-containing modifier compositions that enable flotation of both copper and zinc minerals with the same or almost equal efficiency.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ФЛОТОАКТИВНОЙ ПУСТОЙ ПОРОДЫ В ПЕННОМ ПРОДУКТЕ ПЕРЕЧИСТНОЙ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Э.Р. Саппарова¹, У.М. Абдуразаков¹, О.Ю. Исматов¹, Т.И. Шакаров²

¹ Технологический центр разработки и внедрения инновационных технологий
АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Республика Узбекистан

² Филиал национального исследовательского технологического университета «МИСиС»
в г. Алмалык, Республика Узбекистан, e-mail: shakarovtulkin@gmail.com

В данной работе проведены результаты исследований на обогатимость руд месторождения Кальмакыр, перерабатываемой на МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК». Целью исследования является возможности снижения содержания флотоактивной пустой породы в пенном продукте перечистой флотации медно-молибденовых руд, без снижения извлечения и содержания ценных компонентов в концентрате»

На МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК» перерабатывается медно-порфиновый тип руды месторождения Кальмакыр. Технология обогащения, предусматривает комплексное использование сырья с извлечением ценных компонентов, таких как: медь, молибден, золото, серебро, рассеянные и редкоземельные металлы. В рудах содержатся такие минералы как халькопирит, пирит, халькозин, магнетит, галенит, сфалерит и др. Характерной особенностью месторождения является весьма неравномерная вкрапленность и тонкое взаимное прораствание сульфидных минералов.

Месторождения Кальмакыр по вертикали имеет зональное строение: зона окисления, зона вторичных сульфидных руд (халькозиновая зона), зона первичных сульфидных руд (халькопиритная зона). Между окисленной и халькозиновой зоной выделяется зона смешанных руд. Минеральный состав пробы исходной руды месторождения «Кальмакыр», исследованной в Институте ТОМС, представлен в таблице 1.

Таблица 1. Минеральный состав руды

Минерал, группа минералов	Массовая доля, %
<i>Породообразующие минералы</i>	
Кварц	36,0
Хлорит	17,0
Калиевые полевые шпаты	13,0
Плагиоклазы	7,0
Слюда (мусковит, серицит)	15,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	4,5
<i>Рудные минералы</i>	
Пирит	4,5
Халькопирит	1,1
Халькозин, ковеллин, борнит, блеклая руда	ед. знаки
Молибденит, сфалерит, галенит, арсенопирит	ед. знаки
Минералы серебра	
Оксиды, гидроксиды железа	
<i>Акцессорные минералы</i>	
Акцессорные	0,7
Итого	100,0

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Было выявлено, что руда месторождения «Кальмакыр» на 92,5 % представлена породообразующими минералами. Среди них существенно преобладает кварц, доля которого находится на уровне 36 %. Количество полевых шпатов, представленных калиевыми полевыми шпатами и плагиоклазами, в сумме составляет 20 %. В руде присутствуют слюда и хлорит, доля которых составляет 15-17 %. Суммарное количество карбонатов, представленных кальцитом и доломитом, составляет 4,5 %. Наличие высокой доли слюдистых минералов типа мусковита, серицита, хлорита может вызвать осложнения при переработке руды, так как эти минералы обладают природной гидрофобностью, а при измельчении материала приводят руду к ошламованию.

Рудная минерализация представлена сульфидами различных металлов и окислами железа. Окислы железа присутствуют в количестве 1,2 %. Общая доля сульфидных минералов составляет 5,6 %. Основным из них является пирит, доля которого находится на уровне 4,5 %. Количество халькопирита составляет 1,1 %. Остальные сульфиды различных металлов, а также минералы серебра присутствуют в количестве единичных знаков. По количеству сульфидов руда характеризуется как мало-сульфидный тип.

Изучение вещественного состава проб руды при постановке флотационных опытов. Объектом исследований являлись проба руды 5 моносекции флотации МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК», концентрат медной головки, медно-молибденовый концентрат 2 перечистной флотации. Результаты представлены в таблице 2.

Таблица 2. Результаты гранулометрического анализа с распределением компонентов по классам крупности

№	Наименование продуктов	Содержание классов, мм, %	Выход, %	Cu, %		Mo, %		MgO, %	
				β	ξ	β	ξ	β	ξ
1	Общий слив г/ц	+0,21	14,4	0,16	6,59	0,0030	14,28	0,56	9,56
		-0,21+0,15	8,8	0,17	4,28	0,0032	9,31	0,52	5,43
		-0,15+0,10	13,2	0,24	9,06	0,0058	25,31	0,45	7,04
		-0,10+0,071	7,4	0,34	7,20	0,0086	21,04	0,76	6,67
		-0,071+0,044	9,2	0,47	12,37	0,0012	3,65	0,66	7,20
		-0,044	47	0,45	60,50	0,0017	26,41	1,15	64,10
		Итого	100	0,35	100	0,003	100	0,84	100
2	Концентрат медной головки	+0,21	2,4	2,97	0,68	0,018	0,40	0,89	2,30
		-0,21+0,15	3,4	4,21	1,36	0,018	0,56	0,87	3,19
		-0,15+0,10	11	6,1	6,37	0,046	4,67	0,65	7,70
		-0,10+0,071	11,6	8,45	9,31	0,05	5,35	0,57	7,12
		-0,071+0,044	12,4	10,89	12,82	0,11	12,58	0,43	5,74
		-0,044	59,2	12,36	69,47	0,14	76,44	1,16	73,95
		Итого	100	10,53	100	0,108	100	0,93	100
15	Концентрат 2 перечистки	+0,21	1	11,21	0,80	0,3	0,99	1,21	2,47
		-0,21+0,15	1	9,58	0,68	0,2	0,66	0,80	1,63
		-0,15+0,10	3	9,88	2,12	0,26	2,58	1,21	7,40
		-0,10+0,071	2	10,21	1,46	0,22	1,46	1,02	4,16
		-0,071+0,044	14,4	11,12	11,44	0,23	10,97	0,58	17,03
		-0,044	78,6	14,87	83,50	0,32	83,33	0,42	67,31
		Итого	100	14,00	100	0,302	100	0,49	100

На основании результатов, гранулометрического состава с распределением компонентов по классам крупности, на пробе руды 5 моносекции МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК», можно увидеть, что в сливе гидроциклона наблюдается

равномерное увеличение содержание Си от крупных классов к тонким, и концентрация Си в классах $-0,071$ мм. Содержание готового класса ($-0,071$ мм) в сливе гидроциклона составило 56,2 %. Наибольшее распределение меди получено в классе $-0,071$ мм, из-за наибольшего выхода и высокого содержания этой фракции. Наибольшее содержание молибдена наблюдается в классе $+0,071$ мм. Также выявлено равномерное снижение содержания оксида кремния с увеличением тонины помола. Аналогичные результаты наблюдаются в концентрате медной головки и второй перешистной флотации.

Для определения форм нахождения меди в руде выполнен фазовый анализ. Результаты представлены в таблице 3, из которых следует, что сумма окислов составляет 5,72 %, при этом доля нахождения свободной меди составляет 2,86 %. Доля вторичных сульфидов (халькозины) составляет 2,86 %, первичные сульфиды 91,43 % (халькопириты). Общая сумма сульфидности 94,29 %.

Таблица 3. Фазовый анализ руды

Наименование пробы	Содержание Cu, %					Распределение, %					Сульфидность, %
	окисленная форма		сульфидная форма		Σ	окисленная форма		сульфидная форма		Σ	
	связанный оксид	свободный оксид	II сульфид	I сульфид		связанный оксид	свободный оксид	II сульфид	I сульфид		
Руда 5 м/с	0,01	0,01	0,01	0,32	0,35	2,86	2,86	2,86	91,43	100	94,29
Концентрат 2 перешистки	7,07	0,36	2,85	6,26	16,54	42,74	2,18	17,23	37,85	100	55,08

Таблица 4. Результаты гранулометрического анализа с распределением компонентов по классам крупности в концентрате медной головки и концентрате второй перешистной флотации

№	Наименование продуктов	Содержание классов, мм, %	Выход, %	Fe, %		S, %		SiO ₂ , %	
				β	ξ	β	ξ	β	ξ
1	Общий слив г/ц	+0,21	14,4	2,53	9,93	0,96	5,36	71,03	15,42
		-0,21+0,15	8,8	2,67	6,40	1,66	5,67	70,13	9,31
		-0,15+0,10	13,2	2,80	10,07	2,52	12,90	70,29	13,99
		-0,10+0,071	7,4	4,65	9,38	3,58	10,27	67,48	7,53
		-0,071+0,044	9,2	4,31	10,81	3,88	13,84	66,96	9,29
		-0,044	47	4,17	53,41	2,85	51,95	62,72	44,46
	Итого	100	3,67	100	2,58	100	66,31	100	
2	Концентрат медной головки	+0,21	2,4	26,10	2,52	22,13	1,74	30,32	3,93
		-0,21+0,15	3,4	28,05	3,83	32,70	3,63	24,83	4,56
		-0,15+0,10	11	32,99	14,57	35,59	12,79	14,49	8,61
		-0,10+0,071	11,6	23,40	10,90	39,62	15,02	11,70	7,33
		-0,071+0,044	12,4	33,67	16,77	39,12	15,85	10,75	7,20
		-0,044	59,2	21,63	51,42	26,35	50,97	21,39	68,38
	Итого	100	24,90	100	30,60	100	18,52	100	
15	Концентрат 2 перешистки	+0,21	1	26,42	0,83	30,28	0,83	27,18	3,16
		-0,21+0,15	1	19,85	0,62	26,09	0,72	24,60	2,86
		-0,15+0,10	3	24,91	2,34	29,74	2,45	22,02	7,69
		-0,10+0,071	2	29,02	1,82	33,66	1,85	14,90	3,47
		-0,071+0,044	14,4	33,12	14,93	37,10	14,66	11,32	18,97
		-0,044	78,6	32,30	79,47	36,87	79,50	6,98	63,85
	Итого	100	31,95	100	36,45	100	8,59	100	

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Результаты гранулометрического анализа с распределением компонентов по классам крупности в концентрате медной головки и концентрате второй перерешивной флотации (таблица 4), показал, что наибольшее распределение и содержание меди в классе -0,044 мм, для получения кондиционного концентрата по содержанию меди необходимо увеличение тонины помола.

Постановка лабораторных опытов без вывода медной головки.

КМЦ (карбоксилметилцеллюлоза) - высокомолекулярный синтетический подавитель. Физические свойства реагента: КМЦ хорошо растворим в воде, без запаха, в опытах подавали в виде 1,0 % раствора. Поставлены сравнительные опыты (таблица 5) в открытом цикле на концентрате основной флотации в стандартном режиме и с дополнительной подачей депрессора КМЦ в питание I перерешивки – 5, 10, 15 г/т.

Таблица 5. Результаты лабораторных опытов в открытом цикле

№	Наименование материала	Выход, %	Cu, %		MgO, %		Расход КМЦ, г/т
			β	ξ	β	ξ	
1	Кон-т 2 перерешивки	7,9	26,9	55,42	0,43	1,52	0
	Хвост 2 перерешивки	24,6	6,4	41,06	1,49	16,44	
	Кон-т 1 перерешивки	32,5	11,3	96,48	1,23	17,96	
	Хвост 1 перерешивки	67,5	0,2	3,52	2,71	82,04	
	Исходная	100	3,83	100	2,23	100	
2	Кон-т 2 перерешивки	10,8	25,2	67,77	0,39	2,29	5
	Хвост 2 перерешивки	24,6	5	30,63	1,19	15,91	
	Кон-т 1 перерешивки	35,4	11,2	98,39	0,95	18,20	
	Хвост 1 перерешивки	64,6	0,1	1,61	2,33	81,80	
	Исходная	100	4,02	100	1,84	100	
3	Кон-т 2 перерешивки	11,4	25,5	69,32	0,37	2,39	10
	Хвост 2 перерешивки	31,7	3,7	27,97	0,85	15,24	
	Кон-т 1 перерешивки	43,1	9,5	97,29	0,72	17,62	
	Хвост 1 перерешивки	56,9	0,2	2,71	2,56	82,38	
	Исходная	100	4,19	100	1,77	100	
4	Кон-т 2 перерешивки	11,2	25,3	67,31	0,37	2,41	15
	Хвост 2 перерешивки	49,1	2,4	27,99	0,51	14,55	
	Кон-т 1 перерешивки	60,4	6,7	95,30	0,48	16,95	
	Хвост 1 перерешивки	39,6	0,5	4,70	3,61	83,05	
	Исходная	100	4,21	100	1,72	100	

Условия опыта: веретенное масло - 6 г/т, остаточная СаО - 700 мг/л, содержание классов в исходном материале, мм: + 0,21-5 %; - 0,071-75 %.

Пробы концентрата основной флотации были отобраны с 5 моносекции флотации МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК». По результатам опытов лучшие результаты получены при подаче КМЦ 5 г/т. Извлечение меди в концентрат 2 перерешивки составило 67,77 %, при подаче 25,2 % и выходе концентрата – 10,8 % из исходного питания - 4,02 %.

При подаче КМЦ 10 и 15 г/т наблюдается снижение содержания и извлечение меди в концентрате 1 перерешивки. Извлечение меди в концентрат 2 перерешивки при расходе 5, 10 и 15 г/т незначительно отличаются друг от друга. Также необходимо отметить что, с увеличением расхода депрессора наблюдается снижение содержания оксида магния. Поставлены сравнительные опыты (таблица 6) в замкнутом цикле при подаче КМЦ в питание I перерешивки – 5 и 10 г/т. Для сравнения были проведены опыты в стандартном режиме при pH - 9,5 и 10,8.

По полученным результатам, при pH 9,5 при стандартном режиме получен большой выход концентрата. Наблюдается снижает содержание флотоактивной пустой породы (в виде MgO, SiO₂) в концентрат второй перечисточной флотации, при расходе КМЦ 5 г/т, в результате чего из-за снижения выходов концентратов повышается содержание меди в концентрате II перечистки.

Лучшие результаты достигнуты при подаче КМЦ 5 г/т. Однако с увеличением расхода КМЦ до 10 г/т наблюдается снижение выхода концентрата второй перечистки и извлечение меди и молибдена. Аналогичные результаты опытов получены и при pH-10,8.

На основании исследования и многолетней практики обогащения руд установлено, что роль pH весьма велика. Величина pH является обобщающим показателем ионного состава пульпы. Для перерабатываемых на МОФ-1 рудах установлен оптимальное значение pH от 9 до 11 ед. От величины pH зависит расходы флотореагентов. Для создания щелочной среды используется известь, которая в процесс подаётся в виде 4 % раствора. Известь предотвращает отрицательное действие растворенных солей при флотации, которое появляются в пульпе в результате взаимодействия отдельных минералов руды с водой, кислородом и реагентами или присутствуют в готовом виде в руде (как природные образования при генезисе месторождений).

Таблица 6. Результаты лабораторных опытов без вывода медной головки в готовый концентрат

№	Наименование продукта	Выход, %	Содержание		Извлечение		Содержание		Извлечение		Переменные условия	
			Cu	Mo	Cu	Mo	MgO	SiO ₂	MgO	SiO ₂	pH	КМЦ
ОП-1	Концентрат	2,52	10,71	0,2	84,70	68,30	0,73	3,8	0,37	0,18	9,5	0
	Хвост	97,48	0,05	0,0024	15,30	31,70	5,11	54,3	99,63	99,82		
	Руда	100	0,32	0,0074	100	100	5,00	53,03	100	100		
ОП-2	Концентрат	2,43	12,12	0,2	88,30	67,48	0,64	4,4	0,31	0,20	9,5	5
	Хвост	97,57	0,04	0,0024	11,70	32,52	5,14	54,21	99,69	99,80		
	Руда	100	0,33	0,0072	100	100	5,03	53,00	100	100		
ОП-3	Концентрат	1,76	15,11	0,22	81,86	54,43	0,85	5,2	0,31	0,17	9,5	10
	Хвост	98,24	0,06	0,0033	18,14	45,57	4,93	53,86	99,69	99,83		
	Руда	100	0,32	0,0071	100	100	4,86	53,00	100	100		
ОП-4	Концентрат	1,71	15,8	0,26	84,61	60,93	1,56	9,6	0,55	0,31	10,8	0
	Хвост	98,29	0,05	0,0029	15,39	39,07	4,91	53,76	99,45	99,69		
	Руда	100	0,32	0,0073	100	100	4,85	53,00	100	100		
ОП-5	Концентрат	1,55	17	0,25	82,95	56,75	1,33	9,48	0,41	0,28	10,8	5
	Хвост	98,45	0,055	0,003	17,05	43,25	5,06	53,62	99,59	99,72		
	Руда	100	0,32	0,0068	100	100	5,00	52,94	100	100		
ОП-6	Концентрат	1,2	21,35	0,3	79,96	52,48	1,64	11,2	0,39	0,25	10,8	10
	Хвост	98,8	0,065	0,0033	20,04	47,52	5,04	53,5	99,61	99,75		
	Руда	100	0,32	0,0069	100	100	5,00	52,99	100	100		

Условия опыта:
 Kst - 21 г/т; веретенное масло-18 г/т; T-92-30 г/т; pH - 8,2, содержание класса +0,21 мм-9,0 %; -0,071 мм-59,0 %

Особенно нежелательно присутствие во флотационной пульпе ионов тяжёлых металлов (железа). Назначение извести – это перевод этих металлов в осадок, то есть в камерный продукт.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Механизм действия извести заключается не только в изменении гидротированности поверхности минералов, но и общего эффекта гидрофобилизации собирателей и гидратированного влияния других ионов. Она также влияет на флотацию минералов кварца и гидроокислов тяжёлых металлов.

В питании флотации на действующих секциях фабрики известь подаётся в качестве депрессора пирита (при снижении рН пирит активно флотируется). А в питании перечисткой флотации известь подаётся в качестве активатора меди.

Поставлены сравнительные опыты (таблица 7) в замкнутом цикле по технологической схеме с выводом медной головки. По полученным результатам, при подаче КМЦ 5 г/т в питание медной головки наблюдается увеличение содержания по меди, но при этом незначительно снижается извлечение. Также наблюдается снижение флотуемости флотоактивной пустой породы.

Аналогичные результаты опытов получены и при подаче КМЦ в питание первой перечистки. Снижается выход концентрата, увеличивается содержание меди, за счёт снижения содержания флотоактивной пустой породы. Но при этом необходимо отметить, что снижается извлечение меди в объединённый концентрат.

Проведение промышленных испытаний на МОФ-1 АГМК с применением депрессора пустой породы. На основании проведённых результатов лабораторных опытов и промышленных испытаний применение КМЦ в качестве депрессора пустой породы при флотации медно-молибденовых руд позволяет получить кондиционный концентрат по содержанию меди, добиться снижения содержания пустой породы в готовом концентрате. Так же необходимо отметить, что при этом снижается выхода готового концентрата.

Таблица 7. Результаты лабораторных опытов с выводом медной головки в готовый концентрат

№	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Расход КМЦ, г/т
			Cu	SiO ₂	MgO	Cu	SiO ₂	MgO	
Без подачи КМЦ									
1	Концентрат медной головки	1,02	17	18,8	1,04	52,22	0,29	0,71	0
	Концентрат 2 перечистки	1,22	9	12,72	0,76	33,06	0,24	0,62	
	Объединенный концентрат	2,24	12,64	15,49	0,89	85,28	0,53	1,33	
	Хвост	97,76	0,05	66,84	1,51	14,72	99,47	98,67	
	Руда	100	0,33	65,69	1,50	100	100	100	
Подача КМЦ в питание медной головки									
2	Концентрат медной головки	0,95	18	16	0,87	53,68	0,23	0,49	5
	Концентрат 2 перечистки	1,16	8,5	13	1,59	30,95	0,23	1,09	
	Объединенный концентрат	2,11	12,78	14,35	1,27	84,63	0,46	1,58	
	Хвост	97,89	0,05	66,7	1,7	15,37	99,54	98,42	
	Руда	100	0,319	65,6	1,691	100	100	100	
Подача КМЦ в питание 1-ой перечистки									
3	Концентрат медной головки	1,02	16,5	19	1	51,80	0,30	0,60	5
	Концентрат 2 перечистки	1,11	9,7	9	1,32	33,14	0,15	0,86	
	Объединенный концентрат	2,13	12,96	13,79	1,17	84,94	0,45	1,45	
	Хвост	97,87	0,05	66,5	1,72	15,06	99,55	98,55	
	Руда	100	0,32	65,38	1,71	100	100	100	
Условия опыта:									
Kst - 21 г/т; Веретенное масло-18 г/т; T-92-30 г/т; pH - 8,2 ед., содержание классов, %: +0,21 мм - 9,0; -0,071 мм-59,0.									

Анализируя данные генерального опробования 5 моносекции МОФ-1 АО «Алмалыкский ГМК» с подачей КМЦ позволило повысить содержание меди в концентрате 2 перечистки на 1,97 %, снизить содержание оксида кремния на 4,24 %. Аналогичные данные получены по результатам серии лабораторных опытов при различном реагентном режиме и при различной технологической схеме.

Анализируя данные фазового анализа можно получить извлечение меди свыше 90 %. При изменении линейки флотореагентов, при выборе более селективных и менее дорогостоящих на руде месторождения Кальмакыр возможно увеличить извлечение. Увеличение тонины помола позволяет раскрыть зерна минералов, но тем самым влияет на ошламование процесса, что негативно скажется на флотуемость ценных компонентов и разубоживание пустой породой.

Список использованных источников

1. Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самыгин В.Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. Издательство «Недра». 1974.
 2. Туляганов Х.Т., Горьковец В.Г., Рамазанов М.Р. и др. Медно-порфиновые месторождения Алмалыка. Издательство «ФАН» Узбекской ССР, 1974.
 3. «Технологический регламент» по переработке руды месторождения «Кальмакыр» на медной обогатительной фабрике (МОФ-1) АО «Алмалыкский ГМК»
-

Study of the possibility of reducing the content of flot-active gangue in the foam product of copper-molybdenum concentrate cleaner flotation

Sapparova E.R., Abdurazakov U.M., Ismatov O.Yu., Shakarov T.I.

In this paper, the results of studies on the dressability of ores from the Kalmakyr deposit, processed at MOF-1 Almalyk MMC, are carried out. The aim of the study is the possibility of reducing the content of floating waste rock in the froth product of the cleaning flotation of copper-molybdenum ores, without reducing the extraction and content of valuable components in the concentrate.

КОРРЕЛЯЦИОННАЯ СВЯЗЬ СКОРОСТИ РАСТЕКАНИЯ РЕАГЕНТОВ ПО ПОВЕРХНОСТИ ВОДЫ С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ГОРЮЧЕЙ МАССЫ В УГОЛЬНЫЙ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТ

Т.А. Хамзина

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук (ИПКОН РАН), Москва, Российская Федерация

Определены показатели флотации угольного шлама реагентами газойль марки А, КЭТГОЛ и ФЛОТЭК-404. Установлена корреляционная связь скорости растекания флотационных реагентов по поверхности воды с показателями флотации угольного шлама.

В рядовых углях, поступающих на углеобогатительные фабрики, доля угольного шлама крупностью 0-0,5мм составляет 20-30 %. Если учесть дополнительное образование угольных шламов в процессе обогащения угля, то количество шлама составит 30-40 %.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

На сегодняшний день практически единственным эффективным способом обогащения угольного шлама остаётся флотационное обогащение. Объем переработки флотацией угольных шламов непрерывно увеличивается. Одновременно увеличивается и их зольность, что приводит к ухудшению качества продуктов флотации и снижению извлечения горючей массы.

Устойчивые высокие показатели флотации достигаются путём выбора эффективных реагентов-собирателей.

Подбор высокоэффективных реагентов затруднён в связи с тем, что механизм закрепления реагента на поверхности обогащаемого угля однозначно не установлен. Также трудности вызывает недостаточная изученность поверхности угольного шлама.

Несмотря на огромное количество исследований, проведённых в данной области, результаты которых отражены в отечественной и зарубежной литературе, до сих пор нет общепринятой методики подбора реагентов для флотации угольного шлама. Так же нет единого научного обоснованного подхода к выбору реагентов.

Выбор первых флотационных реагентов лишь их распространённостью, недефицитностью, ценой и, в лучшем случае, малой токсичностью. Действие реагентов при флотации угольного шлама многими авторами оценивается на основании использования ряда методик: флотационных экспериментов, определение смачиваемости, критического угла, силы, отрыва пузырька воздуха от поверхности угля, электрокинетического потенциала, теплоты смачивания, времени прилипания или «времени индукции», адсорбции реагента из растворов разных концентраций, адсорбции путём использования меченых атомов, подкрашивание реагентов, интерференция, люминисценция и т.д.

Очевидно, что перечисление первые десять методов могут дать информацию только о факте закрепления реагента на поверхности угольного шлама. При определении сравнительной активности нескольких реагентов по отношению к определённому угляю возникает вопрос об условиях проведения опыта.

Проводились исследования флотации угольного шлама марки КС, поступающего на обогащение, в условиях обогатительной фабрики ЦОФ «Березовская» на представительных пробах (исходная зольность шлама $A_{исх}^d=13,40\%$) в лабораторных условиях.

Результаты флотации представлены на рисунке и в таблице.

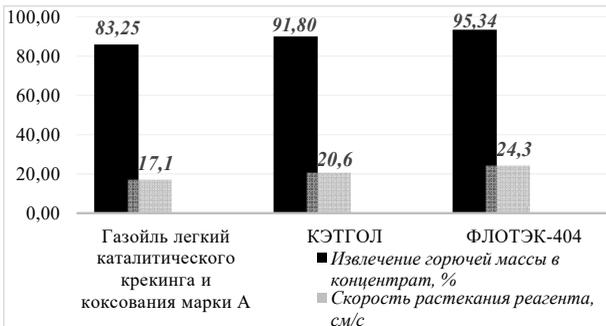


Рисунок. Сопоставление извлечения горючей массы в угольный флотоконцентрат и скорости растекания реагентов

Таблица. Результаты флотации угольного шлама

Реагенты	Расход реагента, г/т	Угольный флотоконцентрат		Отходы флотации		Извлечение горючей массы в угольный флотоконцентрат, %
		выход, %	зольность, %	выход, %	зольность, %	
Газойль легкий каталитического крекинга и коксования марки А	300	79,34	12,28	20,66	32,22	83,25
КЭТГОЛ	300	85,66	10,41	14,34	52,18	91,80
ФЛОТЭК-404	300	88,12	9,55	11,88	67,21	95,34

При флотации угольного шлама были исследованы следующие реагенты: газойль легкий каталитического крекинга и коксования марки А, КЭТГОЛ и ФЛОТЭК-404. Данные реагенты широко используются на обогатительных фабриках РФ. Расход реагентов-собираелей во флотационных экспериментах был постоянный (600 г/т угольного шлама). Скорость растекания реагентов по поверхности воды определялась по методике [Хамзина Т.А., Кондратьев С.А. Исследование флотационной активности реагентов различного группового химического состава при флотации угольного шлама трудной обогатимости // ФТПРПИ. 2021. №4].

Сравнивались результаты флотации с реагентами. Контрольными технологическими параметрами были выбраны: извлечение горючей массы в концентрат и скорость растекания реагентов.

Наиболее высокие показатели флотации угольного шлама получены с использованием реагента ФЛОТЕК. При равном расходе реагентов применение реагента ФЛОТЕК позволило увеличить выход концентрата с 60,34 % до 78,03 %.

Повышенные показатели флотации с реагентом ФЛОТЭК связаны с высокой скоростью растекания реагента по поверхности воды - 24,3 см/с, малой растворимостью и повышенной сорбцией на гидрофобизированную поверхность угля в форме микрокапель.

Установлена корреляционная связь скорости растекания реагентов по поверхности воды с извлечением горючей массы в концентрат.

Экспериментально доказано, что для флотации угольных шламов при подборе реагентов необходимо использовать соединения, хорошо сорбируемые углём и имеющие высокую скорость растекания по поверхности воды.

Correlation of the rate of spreading of reagents over the water surface with the extraction of combustible mass to the coal flotation concentrate

Khamzina T.A.

The indicators of coal sludge flotation with these reagents are determined. The correlation between the spreading rate of flotation reagents and the flotation parameters of coal sludge enrichment has been established.

**ИССЛЕДОВАНИЕ СОЧЕТАНИЙ РЕАГЕНТОВ СОБИРАТЕЛЕЙ
ПРИ ФЛОТАЦИИ АПАТИТОВОЙ РУДЫ***

Д.М. Цицилина

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН,
г. Новосибирск, Российская Федерация, e-mail: tsitsilinadm@mail.ru

Представлены результаты исследований по применению комбинаций ионогенного олеата натрия и неионогенного собирателя Флотек во флотации апатитовой руды.

Доказано, что в некоторых случаях, особенно в отношении флотации крупных классов, использование смесей собирателей может быть очень полезным [1].

В [2] применение неионогенного собирателя рассматривается как защита ионогенного собирателя от образования нерастворимых солей. По предположению авторов, формирование во флотационной камере смешанных мицелл олеата и неионогенного собирателя предотвращает образование нерастворимых солей олеатов.

В [3] использовались полиэтиленгликолевые эфиры с разным числом оксиэтильных групп в сочетании с олеатом натрия и додеканом. Наиболее высокое извлечение получено в присутствии нонилфенола ПЭНФ-4 с незначительным снижением качества концентрата. Отмечается более низкое поверхностное натяжение раствора композиции собирателей в сравнении с поверхностным натяжением раствора олеата натрия. Применение смеси анионного и неионогенного собирателей и сокращение их общего расхода повысило извлечение шеелита и качества концентрата [4]. В традиционном процессе флотации фосфатов применяются катионные и анионные собиратели. В цикле анионной флотации используются жирные кислоты и дизельное топливо [5]. Максимальное различие во флотируемости апатита и доломита достигается в щелочной области при pH 8,5 [6]. Следовательно, использование ионогенного собирателя с малым расходом и гетерополярного сильного собирателя может дать положительный синергетический эффект при данном pH.

Расход олеиновой кислоты принимался из расчёта создания условного монослоя на поверхности апатита ($\sim 10^{-5}$ моль/л). Согласно [7], гидрофобность минерала при таком расходе максимальна. Отсутствие физической формы сорбции (осадков олеата кальция) предполагает подавление флотируемости минерала.

Дополнительная подача физически сорбируемого гетерополярного неионогенного собирателя в виде эмульсии, по мнению [3-5], увеличит извлечение при его низком расходе. Исследование свойств собирателей, входящих в композицию, на основе соответствия выполняемых ими функций в элементарном акте флотации: гидрофобизации и повышения скорости удаления жидкости с поверхности извлекаемого минерала, проводили на апатитовой руде (г. Кировск), химический состав которой представлен в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав апатитовой руды

SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	TiO ₂	MgO	SrO	MnO
26,97	17,18	16,41	13,58	11,54	4,80	4,52	1,58	1,54	0,92	0,13

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (№ 22-27-00084), <https://rscf.ru/project/22-27-00084/>

В качестве собирателя использовался свежеприготовленный 0,1 М раствор олеата натрия. Физически сорбируемым, гетерополярным собирателем принят Флотек, применяемый во флотации угля, а пенообразователем — Т-80. Извлечение оксида фосфора (V) и его содержание в концентрате определялись в зависимости от соотношения ионогенного и неионогенного собирателей.

На рисунке приведены результаты флотации апатитовой руды сочетанием собирателей. Применение сочетания собирателей ионогенного и гетерополярного неионогенного позволяет увеличить извлечение полезного компонента в концентрат в соответствии с механизмом работы физически сорбируемого собирателя. Использование одного олеата натрия дало возможность получить извлечение 71,34 %, добавление Флотека, имеющего скорость растекания по поверхности воды 30 см/с, извлечение увеличилось до 83,75 %. В связи с неизбирательностью работы физически сорбируемого собирателя содержание полезного компонента в концентрате снизилось с 28,79 до 27,39 %. Результаты флотации апатитовой руды сочетанием собирателей олеата натрия и Флотека показали, что добавление физически сорбируемого собирателя увеличивает извлечение (рисунок).

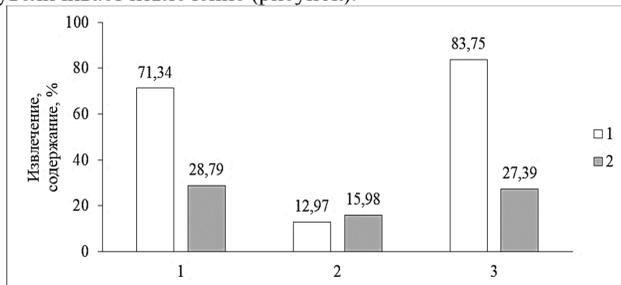


Рисунок. Извлечение (1) и содержание (2) P₂O₅ в концентрате в зависимости от соотношения расходов олеата и собирателя Флотек:
I — олеат натрия 240 г/т;
II — Флотек 240 г/т; III — олеат натрия 240 г/т, Флотек 50 г/т

Скорость растекания собирателя Флотек составляет 30 см/с. Высокая скорость растекания предопределяет повышенную скорость флотации и извлечение. Вследствие неселективной работы физически закрепившегося собирателя содержание апатита в концентрате несколько снижается. Полученные результаты отражают зависимость извлечения от скорости растекания собирателя по границе раздела “газ – жидкость” и обратную зависимость для качества концентрата. Указанные зависимости характерны для всех физически закрепившихся поверхностно-активных собирателей, но численные значения содержания и извлечения являются индивидуальными для каждого собирателя. Они обусловлены соотношением химической и физической форм сорбций, степенью гидрофобизации минеральной поверхности, определяющей критическую толщину прорыва прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия.

Синергетический эффект может быть получен, когда свойства каждого из собирателей, входящих в композицию, будут удовлетворять выполняемым ими функциям в элементарном акте флотации. Его следует ожидать от применения ионогенного собирателя-гидрофобизатора с малым расходом и сильного гетерополярного собирателя. Под сильным гетерополярным собирателем подразумевается собиратель, обладающий высокой скоростью растекания по границе раздела “газ – жидкость”. Гидрофобизация преимущественно частиц целевого минерала и закрепление на гидрофобизированных участках сильного гетерополярного собирателя приведёт к высокому качеству концентрата при сохранении или повышении извлечения.

По данной схеме работает цикл анионной флотации в процессе Crago [4].

Ионогенный собиратель необходим для гидрофобизации извлекаемого минерала, дополнительный гетерополярный — для сокращения времени формирования флотационного комплекса и повышения извлечения.

Список использованных источников

1. Pinto C. A. F., Yarar B., and Araujo A. C. Apatite flotation kinetics with conventional and new collectors, Preprint No. 91-80, SME (Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, INC) Annual Meeting, Denver, Colorado, 1991. — P. 1–8.
 2. Sis H., Chander S. Reagents used in the flotation of phosphate ores: a critical review, Miner. Eng., 2003, Vol. 16. — P. 577–585.
 3. Sis H., Chander S. Improving froth characteristics and flotation recovery of phosphate ores with nonionic surfactants, J. Miner. Eng., 2003, Vol. 16. — P. 587–595.
 4. Von Rybinski W. and Schwuger M. J. Adsorption of surfactant mixtures in froth flotation, Langmuir, 1986, Vol. 2. — P. 639–643.
 5. Abdel-Zaher M, Abouzeid. Physical and thermal treatment of phosphate ores — an overview, Int. J. Miner. Process., 2008, Vol. 85. — P. 59–84.
 6. Moudgil B. M., Cbranchani. Flotation of apatite and dolomite using sodium oleate as the collector, Miner. Metall. Process., 1985. — P. 13–19.
 7. Mielczarski J. A., Cases J. M., Bouquet E. et.al Nature and structure of adsorption layer on apatite contacted with oleate solution. 1. Adsorption and Fourier transform infrared reflection studies, Langmuir, 1993, Vol. 9. — P. 2370–2382.
-

Investigation of collector reagents combinations during apatite ore flotation

Tsitsilina D.M.

The results of studies on the use of combinations of ionogenic sodium oleate and non-ionogenic Flotec collector in flotation of apatite ore are presented.

**ЦЕНТРОБЕЖНАЯ СЕПАРАЦИЯ С ПУЛЬСИРУЮЩИМ ДАВЛЕНИЕМ
ФЛЮИДИЗАЦИОННОЙ ВОДЫ И ВОЗДУХА**

А.Е. Сенченко¹, К.В. Федотов²

¹ ООО Научно-исследовательский и проектный институт «Технологии обогащения минерального сырья» (Институт ТОМС), г. Иркутск, Российская Федерация

² ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: Senchenko@tomsmine.ru

Рассмотрены закономерности процесса разделения минералов в центробежном концентраторе при флуктуационном давлении псевдооживленной воды и воздуха.

Дальнейшее совершенствование таких обогатительных аппаратов как центробежные сепараторы сегодня наталкивается на серьёзные трудности, которые кроме конструктивных особенностей связаны с необходимостью изучения моделей движения двухфазных смесей в центробежном поле восходящего потока. Такое

моделирование, наряду с экспериментальным изучением механизма центробежной сепарации, позволяет внести усовершенствования в конструкцию аппаратов и технологию гравитационного обогащения.

В настоящее время остаётся актуальным поиск критериев и параметров исследуемого процесса, составление адекватных реальным механизмам моделей и испытание их решений на практике.

Нами предлагается изучение сложного движения твёрдых частиц в жидком потоке проводить путём моделирования отдельных этапов этого движения.

На первом этапе определена сила, действующая на твёрдую частицу, движущуюся по восходящей спирали вверх по стенке центробежного сепаратора. Опуская математические выкладки, получена радиальная сила F_r , действующая на твёрдую частицу:

$$F_r = m\omega^2\left(\frac{R_0^4}{r^3} + r\right)$$

где: r – радиус сепаратора в месте нахождения частицы, R_0 – радиус сепаратора в нижней части сепаратора, ω – угловая скорость вращения.

Второй этап моделирования интересен тем, что движение твёрдой частицы на уровне кольцевой ячейки как бы разделяется на составляющие. То есть, часть частиц и несущая жидкость продолжают двигаться вверх по стенке сепаратора, а часть твёрдой фазы заходит в ячейку, постепенно заполняя её. В данном случае целесообразно построить ещё одну модель движения твёрдых частиц, описывающую продвижение частиц внутрь кольцевой ячейки. При этом необходимо учесть сопротивление стационарного потока жидкости и давление разрыхляющего потока жидкости, выходящей из ячейки в направлении противоположном движению твёрдой фазы.

Авторами была предложена периодическая подача потока разрыхляющей (флоидизационной) воды в кольцевую ячейку. Поэтому в уравнение добавится член возмущения, меняющийся по гармоническому закону. В результате решения уравнения движения с учётом основных действующих на твёрдую частицу сил получено:

$$x(t) = \frac{k_3}{k_1^2} \left[t \left(1 - \frac{k_1 e^{-k_1 t}}{k_3} \right) - 1 \right] - \frac{k_2 \Omega (1 - e^{-k_1 t})}{k_1 (k_1^2 + \Omega^2)} + \frac{k_2}{\Omega \sqrt{k_1^2 + \Omega^2}} \left[\cos(\Omega t - \arctg \frac{\Omega}{k_1}) - 1 \right]$$

где: $k_1 = \frac{36\nu\rho_{ж}}{\rho_r d}$, $k_2 = \frac{3P_0}{2\rho_r d^2}$, $k_3 = \omega^2\left(\frac{R_0^4}{r^3} + r\right)$, P_0 – давление потока, выходящего из ячейки,

$\rho_{т,ж}$ – плотность твёрдой частицы и жидкости, d – диаметр частицы.

Знак скорости частицы зависит в основном от соотношения центробежной радиальной силы и давления выходящей из ячейки разрыхляющей воды, но с добавлением (или вычетом) периодической составляющей, определяемой гармонической функцией $\sin(\Omega t - \arctg \frac{\Omega}{k_1})$. Таким образом, появление периодической составляющей при определённых условиях позволяет увеличить величину расстояния $x(t)$, пройденной твёрдой частицей вглубь кольцевой ячейки сепаратора.

Необходимо заметить, что, несмотря на сложность уравнения, его анализ позволил сделать ряд выводов о влиянии различных факторов на процесс. Наряду с результатами экспериментальных исследований механизма центробежной сепарации данный подход позволяет предложить способы повышения эффективности процесса и разработать на их основе новые технологии обогащения труднообогатимого минерального сырья.

Изучение механизма сепарации выполнялось с применением различных способов, включая: обогащение искусственных смесей, имитирующих ценные минералы; криогенную обработку зон сепарации; динамическую видеосъёмку в инфракрасном свете беспроводными камерами и др.

Результаты данных экспериментов позволили выявить ряд новых закономерностей и эффектов.

Рассмотрим общую схему движения потока пульпы и его расслоения в центробежном сепараторе конической формы. На рисунке 1 видно, что крупная лёгкая и тяжёлая твёрдая фазы препятствуют попаданию мелкой тяжёлой фазы в постель кольцевой ячейки, чем и вызвано распределение полезного продукта по внешней стороне заполненной ячейки после остановки сепаратора.

Тяжёлые минералы (золото, сульфиды) могут проникать только на незначительную глубину ячейки (10-20 % от объёма ячейки). Наиболее ярко данный эффект проявляется на крупнозернистом питании.

Таким образом, зона улавливания ценных минералов в центробежных безнапорных сепараторах при работе в стандартных режимах мала в сравнении с объемом всей ячейки. Современные концентраторы Knelson, Falcon, Итомак работают именно в таком режиме, который не позволяет добиться более высоких технологических показателей.

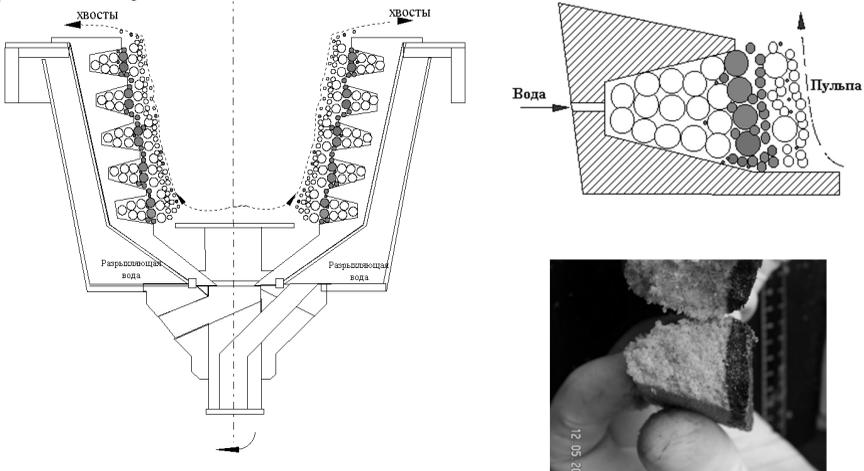


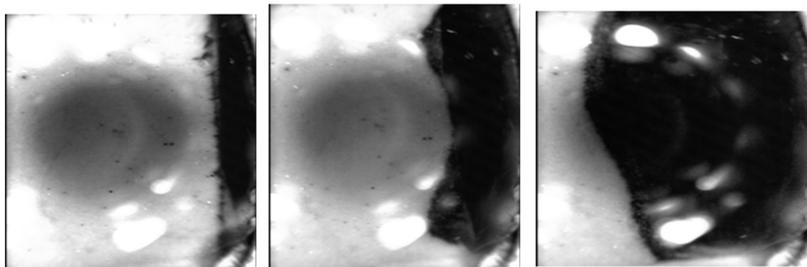
Рисунок 1. Схема движения и распределения частиц в ячейке центробежного сепаратора без пульсаций (черный цвет – тяжелые минералы, белый – легкие минералы)

Неглубоко проникшие в постель тяжёлые частицы находятся как бы в «зоне риска», оказываясь под постоянным воздействием потока пульпы. Так, например, пластинчатое

золото может сначала улавливаться на поверхности ячейки, но затем с течением времени уходить в хвосты.

Чтобы избежать нежелательного распределения твёрдой фазы в потоке, необходимо создать такие условия работы сепаратора, при которых сегрегационный механизм разделения частиц будет преобладать и работать на всю глубину ячейки.

В данной работе предложен механизм (пульсирующее давление флюидизационной воды или воздуха), улучшающий условия проникновения тяжёлой мелкой фракции вглубь кольцевой ячейки. Это теоретически показано в решениях уравнений и на рисунках 1 и 2.



без пульсаций

с пульсациями

Рисунок 2. Продвижение тяжёлых минералов (чёрное) в глубь ячейки сепаратора под воздействием пульсирующего давления воды (видеосъёмка в инфракрасном свете)

Криогенная обработка азотом и последующая глубокая заморозка материала в ячейках сепаратора позволили визуально оценить изменение процесса сепарации в концентрате. Кроме этого, видеосъёмка в инфракрасном свете зон сепарации в ячейке подтвердила ранее выявленные эффекты.

Как видно на фотографиях, представленных на рисунке 2, наложение пульсаций воды позволяет увеличить улавливающую зону сепаратора.

Фактически работает вся ячейка сепаратора. Это позволяет существенно улучшить кинетические характеристики процесса, увеличить уровень извлечения ценного компонента и повысить его содержание в концентрате.

В данной статье представлено исследование закономерностей процесса сепарации в центробежном безнапорном концентрате при воздействии пульсирующего давления флюидизационной разрыхляющей воды и воздуха на двухфазный поток разделяемой минеральной среды.

Теоретически показана и экспериментально подтверждена возможность более глубокого проникновения мелкой тяжёлой фракции вглубь кольцевой ячейки за счёт пульсирующего давления. Это позволяет повысить показатели обогащения при сохранении той же конструкции сепаратора и с небольшими затратами на пульсацию.

Прирост извлечения золота составил от 3 до 15 % в зависимости от вещественного состава и технологических свойств обогащаемого сырья.

Проведённые лабораторные и полупромышленные испытания подтвердили повышение сепарационных характеристик центробежных концентраторов и значительный экономический эффект от их внедрения.

Centrifugal separation under fluctuation pressure of fluidization water and air

Senchenko A.Y., Fedotov K.V.

The paper considers process patterns of minerals separation in a centrifugal concentrator under fluctuation pressure of fluidization water and air.

**ДЕПРЕССИЯ УГЛЕРОДИСТОГО ВЕЩЕСТВА ПРИ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТА ИЗ
УПОРНЫХ РУД**

Е.И. Топычканова, Н.А. Дементьева, А.Ю. Чикин

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: topychkanovaE@irgiredmet.ru, dema@irgiredmet.ru, anchik53@mail.ru

В работе представлены результаты флотационных экспериментов с применением РДУ, давших наилучшие технологические показатели, применение которых позволило снизить содержание органического углерода в сульфидном концентрате с 2 до 0,55%.

Содержание в руде природного сорбционно-активного углеродистого вещества в виде органического углерода является одной из причин упорности золота при выщелачивании его в раствор методом цианирования или автоклавного окисления с последующим сорбционным цианированием.

В настоящее время в АО «Иргиредмет» изучается влияние ряда реагентов депрессоров углерода в процессе флотационного обогащения золото-углеродсодержащей руды. В качестве реагентов депрессоров углеродистого вещества широкое применение нашли органические реагенты – полимеры. В ходе исследований было установлено, что данные реагенты можно использовать как самостоятельно, так и в различных комбинациях друг с другом, а также выявлено положительное влияние добавки ионов меди на свойства анионоактивных полимеров в растворе. Так добавление медного купороса - CuSO_4 в процесс флотации в присутствии органического полимера усиливает депрессирующее действие последнего на минералы пустой породы.

Механизм взаимодействия данных реагентов до конца не изучен, но вероятно, что при взаимодействии анионоактивных полимеров с солями поливалентных металлов образуются молекулярные агрегаты, структура которых отличается от структуры свободных молекул полимера. За счёт этого происходит повышение селективности и эффективности действия полимерных модификаторов при флотации сульфидных руд. Проведены лабораторные испытания на руде одного из золото-углеродсодержащего месторождения, по схеме, представленной на рисунке.

Содержание золота в исходной руде составляло 0,6 г/т, органического углерода 0,4 %. Параметры флотационных опытов приведены в таблице 1.

Целью проведённых исследований являлось изучение возможности снижения массовой доли органического углерода во флотоконцентратах, поступающих на гидрометаллургическую переработку, за счёт применения реагентов депрессоров.

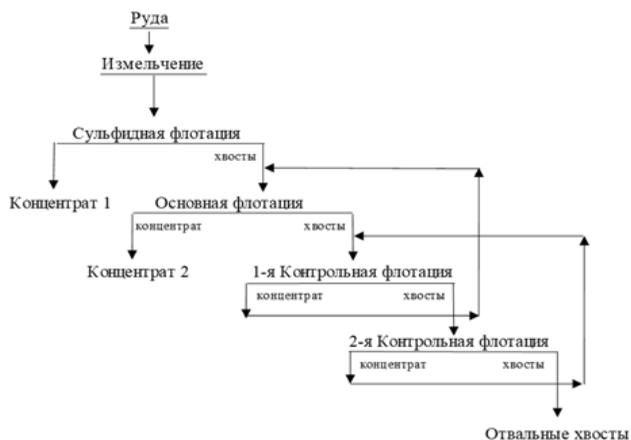


Рисунок 1 –
Схема проведения
флотационных
опытов

Таблица 1. Параметры проведения флотационных опытов

Наименование операции	Расход реагентов, г/т руды					Время флотации, мин
	жидкое стекло	РДУ	CuSO ₄	БКК	Т-92	
Измельчение	100	-	-	-	-	$\beta_{71}=70-75\%$
Сульфидная флотация	-	150	50	60	40	2
Основная флотация	-	50	-	40	10	4
I Контрольная флотация	-	50	-	30	10	5
II Контрольная флотация	-	25	-	20	10	10
Итого:	100	275	50	150	70	21

В ходе проведения исследований были испытаны более 40 различных реагентов депрессоров углерода. В результате для продолжения исследований были выбраны два: МДК и СУПРОЛОСТ-1.

Проведённые исследования подтвердили эффективность использования этих реагентов при флотации золотосодержащих сульфидов с тонко вкрапленным золотом. В результате достигнуто сокращение массовой доли углерода в суммарном концентрате с 2 до 0,55 %.

Результаты флотации золота с применением РДУ, давших наилучшие технологические показатели, представлены в таблице 2.

Опыт без применения РДУ проводили в открытом цикле, а с применением РДУ при получении положительного эффекта в замкнутом цикле. Проведённые исследования показали, что на пробе упорной углерод-золотосодержащей руды без применения реагентов депрессоров углерода получают высокоуглеродистые концентраты с суммарным выходом 4,54 % и содержанием органического углерода 2,379 % при извлечении золота 85,9 % и содержании 11,56 г/т.

При использовании реагента депрессора углерода МДК содержание органического углерода в суммарном флотоконцентрате составило 0,536 %, извлечение золота 85,8 %, при содержании золота 17,51 г/т и выходе 2,85 %.

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Таблица 2. Результаты проведённых флотационных опытов

Продукты обогащения	Выход, %	Золото		Органический углерод	
		β, г/т	ε, %	β, %	ε, %
Без РДУ					
Концентрат сульфидной флотации	1,54	22,6	56,94	1,56	5,36
Концентрат основной флотации	3,00	5,90	28,96	2,80	18,73
Суммарный концентрат (по балансу)	4,54	11,56	85,90	2,379	24,09
Концентрат контрольной флотации	2,50	1,29	5,28	1,891	10,54
Хвосты контрольной флотации	92,96	0,058	8,82	0,315	65,37
Руда по балансу	100,00	0,611	100,00	0,448	100,00
МДК – 275 г/т					
Концентрат сульфидной флотации	0,90	25,1	38,85	0,43	0,87
Концентрат основной флотации	1,95	14,0	46,95	0,585	2,57
Суммарный концентрат (по балансу)	2,85	17,51	85,80	0,536	3,44
Хвосты флотации	97,15	0,085	14,20	0,441	96,56
Руда по балансу	100,00	0,581	100,00	0,444	100,00
СУПРОЛОСТ - 1 – 275 г/т					
Концентрат сульфидной флотации	0,96	25,4	39,90	0,38	0,84
Концентрат основной флотации	2,00	13,9	45,49	0,621	2,86
Суммарный концентрат (по балансу)	2,96	17,63	85,39	0,543	3,70
Хвосты флотации	97,04	0,092	14,61	0,431	96,30
Руда по балансу	100,00	0,611	100,00	0,434	100,00

При использовании реагента депрессора углерода СУПРОЛОСТ– 1 содержание органического углерода в суммарном флотоконцентрате составило 0,543 % при выходе 2,96 %, извлечении золота 85,39 %, при содержании 17,63 г/т. Расход РДУ в обоих случаях составил 275 г/т.

Применение предложенных реагентов при флотации упорных золотосодержащих руд позволило получить флотоконцентраты с содержанием органического углерода менее 0,6 %, и снизить их сорбционную активность для их дальнейшей металлургической переработки. За счёт использования РДУ в процессе флотации происходит повышение качества получаемого концентрата по золоту, благодаря подавлению шламов пустой породы. Извлечение золота с применением выбранных реагентов получено на уровне 85 %.

Предложенные реагенты депрессоры углерода обладают высокой гидрофилизирующей способностью и относятся к классу органических синтетических полимеров, с линейным и разветвлённым строением полимерных цепочек.

Смесь полимеров разных классов позволила предположить эффект синергизма при подавлении флотации углеродистого вещества.

Высокая эффективность высокомолекулярных модификаторов вероятно обусловлена сочетанием разветвлённых полимеров или сочетанием линейный – разветвлённый полимер.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Собрание сочинений. Т.7. Флотация. Реагенты собиратели. - М.: Изд-во МГГУ, «Горная книга». — 2012: 643 с.
2. Дементьева Н.А., Топычканова Е.И. Отчет о научно-исследовательской работе: Изучение современных депрессоров углерода при флотации углистых золотосодержащих руд. - АО «Иргиредмет». – 2022: 110 с.

3. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды. - М.: Издательский дом «Руда и металлы». – 2013: 452с.
-

Depression of carbonaceous matter during flotation of gold from refractory ores

Topychkanova E.I., Dementieva N.A., Chikin A.Yu.

The paper presents the results of flotation experiments with the use of RDU, which gave the best technological indicators, the use of which made it possible to reduce the content of organic carbon in the sulfide concentrate from 2 to 0.55%.

**ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЛИТИЙСОДЕРЖАЩИХ МИНЕРАЛОВ ИЗ БЕДНЫХ РУД
КОМБИНИРОВАННЫМ МЕТОДОМ**

Е.Н. Федотов, М.Ю. Туунов

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: FedotovEN@irgiredmet.ru

Выполнены исследования по увеличению уровня извлечения лития из отвальных руд с низким содержанием полезного компонента. Исследованы различные методы обогащения сподуменовых руд. Изучено влияние различных реагентов собирателей.

На сегодняшний день литий имеет исключительно важное экономическое и стратегическое значение в развитых индустриальных странах.

Литий – стратегически важный металл во многих отраслях промышленности и в большинстве сфер его невозможно заменить другим материалом, поэтому постоянный спрос на литий обеспечен. В связи с этим возникает необходимость вовлечения в переработку бедных литиевых руд с низким содержанием основного компонента.

Основные минералы лития – слюда лепидолит – $\text{KLi}_{1,5}\text{Al}_{1,5}[\text{Si}_3\text{AlO}_{10}] (\text{F}, \text{OH})_2$ и пироксен сподумен – $\text{LiAl} [\text{Si}_2\text{O}_6]$. Когда литий не образует самостоятельных минералов, он изоморфно замещает калий в широко распространённых породообразующих минералах.

Актуальность исследования заключается в поиске оптимальных технологий переработки, для обеспечения высоких показателей извлечения ценного компонента и сокращения потерь с отвальными хвостами.

По теме извлечения литийсодержащих минералов из бедных руд комбинированным методом проведён ряд экспериментальных исследований по получению сподуменого концентрата общепринятыми методами с целью его максимального извлечения в кондиционные концентраты: гравитационным (ВС, отсадки, ТСС и т.д.), флотационным и комбинированным методом обогащения, из относительно бедной сподуменовой руды, с исходным содержанием ценного компонента (Li_2O) в пределах 0,25-0,35 %.

В виду крайне низкого содержания сподумена в руде литийсодержащих рудных отвалов и полученных неудовлетворительных показателей его извлечения и степени концентрации, применение гравитационных методов для его извлечения с попутными полезными компонентами является нецелесообразным.

Из-за невозможности получить удовлетворительное извлечение Li_2O с помощью отсадки, винтовой сепарации, шлюзов и концентрационных столов, были проведены опыты, включающие в себя тяжелосредную сепарацию.

По результатам исследований, можно сделать вывод что одного гравитационного метода недостаточно для удовлетворительного извлечения и получения нужной концентрации лития в конечном продукте.

Поэтому было принято решение опробовать комбинированный – гравитационно-флотационный метод извлечения полезного компонента из исходной руды.

Для применения комбинированного метода, предварительно проведены флотационные исследования с подбором реагентного режима и поиска оптимальных условий флотации исходной сподуменовый руде. Полученные результаты флотации показывают на достижение лучшего результата при применении таллового масла, при этом получен черновой концентрат с содержанием 1,27 % по Li_2O , выходом 14,2 % и извлечением в него 58,51 % Li_2O для дальнейшей перечистки.

Перечистка черногого сподуменого концентрата проводилась с применением реагентов регуляторов среды и депрессоров.

Лучше всего, для перечистки черногого концентрата, подходит крахмал, он депрессирует минералы пустой породы, что позволяет получить готовый продукт с содержанием 2,3 % по Li_2O , выходом 8,0 % и извлечением в него 57,6 % полезного компонента.

Разработанный на исходной руде режим флотации был опробован на продуктах тяжелосредной сепарации с получением готовых продуктов.

Полученные результаты флотации на продуктах тяжелосредной сепарации подтвердили работоспособность разработанного режима флотации. При этом ожидаемый уровень сквозного извлечения составит на уровне 64,2 %.

Оптимальным питанием флотации, обеспечивающим полноту извлечения ценного компонента, является объединённый немашинный класс и промпродукт ТСС.

Для повышения качества флотации и получения более качественных конечных продуктов необходимо предварительное обогащение исходного питания.

С повышением качества питания флотации снижается объём перерабатываемого минерального сырья, а соответственно и снижаются затраты на его переработку.

Extraction of lithium-containing minerals from poor ores by a combined method

Fedotov E.N., Tiunov M.Y.

Studies have been carried out to increase the level of lithium recovery from low grade ores with a low content of the useful component. Various methods of enrichment spodumene ores have been studied. The influence of various collector reagents has been studied.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА УГОЛЬНОЙ ПРОДУКЦИИ НА ПРИМЕРЕ ТОНКИХ КЛАССОВ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ*

А.В. Афанасова, Е.О. Прохорова

Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: s225074@stud.spmi.ru

В работе представлены результаты разработки технологических решений для повышения качества угольного концентрата на примере тонких классов коксующихся углей с применением флотогравитации. Исследование минералогических и технологических характеристик угля проведено с применением дифрактометрии, рентгенофлуоресцентного и термогравиметрического анализов. Обоснование реагентного режима проведено на основе определения изменения свободной поверхностной энергии образцов и ее составляющих.

Вследствие увеличения механизации добычи угольного сырья и снижения качества угольных пластов, ввиду значительного содержания пустой породы возрастает сложность их эффективной переработки, в том числе увеличивается доля угольных шламов в цикле обогащения. Основным способом переработки тонких классов углей является флотация, которая ввиду высокой флотоактивности пустой породы приводит к загрязнению концентратов, что предопределяет необходимость подбора селективно действующих реагентов.

Целью данного исследования является разработка технологических решений, позволяющих повысить качество получаемой угольной продукции, за счёт снижения в ней содержания пустой породы. Объектом исследования были образцы мономинералов: кварц, кальцит и образцы коксующихся углей. В процессе работы были использованы методики: шарового измельчения, определения элементного состава пробы с использованием рентгенофлуоресцентного анализатора EDX-7000 фирмы «Shimadzu», определения гранулометрического состава, дифрактометрии с помощью порошкового дифрактометра фирмы «Shimadzu» на пробах по 700 мг, термогравиметрического анализа, определения свободной энергии поверхности, определения скорости осаждения частиц, флотационного и гравитационного обогащения.

Был проведён термогравиметрический анализ образцов угля трёх классов крупности, предварительно истёртые до класса крупности -50 мкм в диапазоне температур от 50 °С до 950 °С для оценки термической деструкции органической составляющей проб и установления зольности. Полученные результаты представлены на рисунке 1.

Интерпретация полученных результатов, представленных на рисунке 1, показала уменьшение зольности угля по мере уменьшения крупности частиц: зольность для класса +4 мм с 39,81 % снижается к классу -2+0 мм на 9,36 %, что позволяет установить более высокое содержание породообразующей минерализации в классе +4 мм.

Было проведено исследование образцов угля для трёх классов крупности с применением порошкового дифрактометра, предназначенного для определения угловой зависимости интенсивности отражённого излучения для оценки параметров кристаллической решётки и фазового состава.

* Работа выполнена при поддержке Российского научного фонда (проект 23-47-00109).

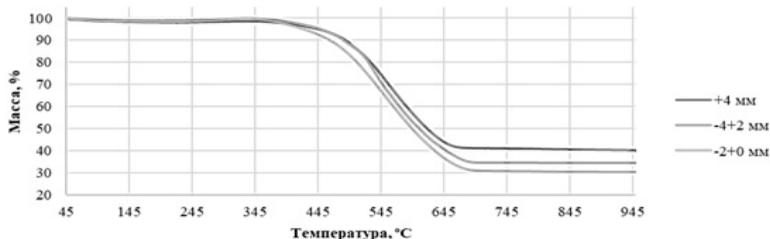


Рисунок 1. Результаты исследования образцов угля для трёх классов крупности с применением ТГА

Образцы, предварительно истёртые до класса крупности -20 мкм, были помещены в кювету, после чего было проведено исследование проб. Результаты представлены на рисунке 2.

Обработка полученных данных производилась с использованием базы данных пиков веществ. Интерпретация полученных результатов позволила установить, что основными минералами пустой породы являются кварц и карбонаты. Наибольшая интенсивность пиков для минералов пустой породы характерна для класса крупности +4 мм, что согласуется с результатами ТГА.

Была проведена серия опытов по исследованию изменения поверхностных свойств мономинералов кварца и кальцита с определением свободной энергии поверхности, изменяющейся в зависимости от применения химических реагентов.

В результате замеров краевого угла смачивания были определены по методу ОВРК полярная и дисперсионная составляющие, результирующая которых даёт значение свободной энергии поверхности, отвечающей за гидрофильные и гидрофобные свойства.

Анализ полученных результатов показал, что гидрофильные свойства породообразующих минералов увеличиваются при применении жидкого стекла для кварца и КМК для кальцита, что было подтверждено результатами флотации.

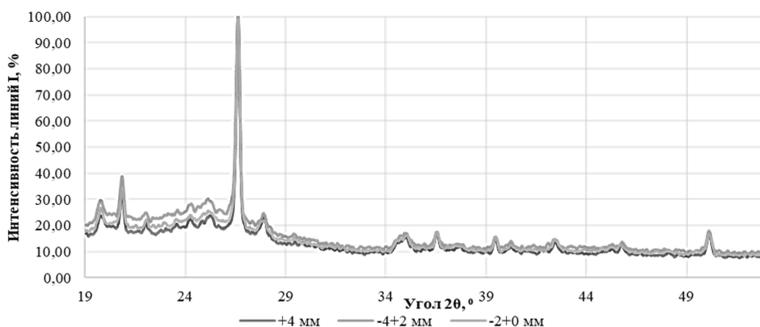


Рисунок 2. Результаты исследования образцов угля для трёх классов крупности с применением дифрактометрии

Аналогичные данные были получены при исследовании скорости осаждения частиц минералов пустой породы.

Изученные технологические и минералогические свойства сырья легли в основу разработки технологии для повышения качества получаемой продукции на примере тонких классов коксующихся углей с применением флотогравитации.

Improving the quality of coal products on the example of fine coking coal classes

Afanasova A.V., Prokhorova E.O.

The paper presents the results of the development of technological solutions to improve the quality of coal concentrate on the example of fine classes of coking coals with the use of flotation gravitation. The study of mineralogical and technological characteristics of coal was carried out using diffractometry, X-ray fluorescence and thermogravimetric analyses. Justification of the reagent regime was carried out on the basis of determination of changes in the free surface energy of samples and its components.

ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ ДОВОДКА ЧЕРНОВЫХ ОЛОВЯННЫХ ГРАВИОКОНЦЕНТРАТОВ

А.С. Алексеев, О.В. Гребенюкова, А.Ю. Коблов

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов» (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: AlexeevAS@irgiredmet.ru

Гравитационное обогащение получило широкое распространение в качестве основной технологии для переработки олово-вольфрамовых руд. В нашем этом случае для получения черного концентрата использовали стадийную гравитационную схему, включающую отсадку и концентраторный стол с последовательным выделением оловосодержащих фаз по мере их раскрытия.

Доводка черновых концентратов проводится различными методами: флотацией – для выделения сульфидных минералов; гравитацией – для отделения пороодообразующих минералов, магнитной сепарацией в слабом и сильном полях – для выделения магнитных и слабомагнитных минералов.

На исследование поступили две пробы бедной оловосодержащей руды, с массовой долей олова 0,28 % и попутно извлекаемым оксидом вольфрама с массовой долей 0,02 % (ТП-1) и с массовой долей олова 0,31 %, 0,014 % – оксида вольфрама (ТП-3). Олово представлено касситеритом, а вольфрам в основном – вольфрамитом.

При обогащении по гравитационной схеме (отсадка – стол), при стадийном измельчении руды от минус 2 до минус 0,2 мм, получены черновые гравииоконцентраты с массовой долей олова 11,2 %, оксида вольфрама 0,43 % (ТП-1) и с массовой долей олова 29 %, оксида вольфрама 0,73 % (ТП-3).

Результаты гравитации на двух пробах представлены в таблице 1.

При доводке из черновых оловянных концентратов удаляются сульфидные минералы, минералы вмещающих пород, что позволяет повысить содержание олова.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Суммарная доля сульфидов в пробах исходной руды ТП-1 и ТП-3 составляет 3,5 и 0,2 %, соответственно.

Таблица 1. Результаты гравитационного обогащения с получением черного гравикоцентра

Наименование продуктов	Выход, %	Олово		Оксид вольфрама	
		β, %	ε, %	β, %	ε, %
ТП-1					
Σ Черновой гравикоцентр	1,91	11,200	81,1	0,430	40,9
Хвосты гравитации, в т.ч	98,09	0,051	18,9		
Промпродукт стола	2,41	0,088	0,8	0,016	1,9
Хвосты стола	95,68	0,050	18,1	0,012	57,2
Итого: исходная руда	100,00	0,264	100,0	0,020	100,0
ТП-3					
Σ Черновой гравикоцентр	0,94	29,00	79,4	0,730	44,9
Хвосты гравитации, в т.ч	99,06	0,07	20,6	0,843	55,1
Промпродукт стола	1,38	0,20	0,8	0,044	4,0
Хвосты стола	97,68	0,07	19,9	0,008	51,1
Итого: исходная руда	100,00	0,34	100,0	0,0153	100,0

На первой пробе получен сульфидный концентрат, в который извлечение олова и оксида вольфрама составило меньше одного процента, а извлечение мышьяка, меди, серы и цинка составило 77,6; 76,2; 52,4 и 39,7 % от операции, при их массовой доле 21,5; 1,17; 27,2; и 6,7 % соответственно.

Камерный продукт, с извлечением в него от руды: олова 80,5 %, оксида вольфрама 40,6 %, является черновым гравикоцентратом, который был направлен на электромагнитную доводку, которая заключалась в последовательном выделении минералов в соответствии с их магнитной восприимчивостью по схеме, представленной на рисунке.



Рисунок. Схема проведения электромагнитной доводки черновых оловянных гравикоцентратов

Использовался электромагнитный сепаратор для сухой сепарации слабомагнитных руд, марки ЭВС-10/5. Регулировалась напряжённость магнитного поля от 1А до 7,5А.

Результаты доводки черновых гравикоцентриратов на магнитном сепараторе представлены в таблице 2.

Таблица 2. Результаты доводки черного гравикоцентрирата

Наименование продуктов	Выход, %	Олово			Оксид вольфрама		
		массовая доля, %	Е, %		массовая доля, %	Е, %	
			от опер	от руды		от опер	от руды
ТП-1							
Магнитная фракция, 1А	10,19	0,45	0,4	0,3	0,072	1,9	0,8
∑ Электромагнитная фракция, в т.ч.	72,05	1,59	10,0	8,0	0,67	92,5	37,6
Электромагнитная фракция 1 (5А)	36,57	1,38	4,4	3,5	0,56	53,5	21,7
Электромагнитная фракция 2 (7,5А)	35,48	1,80	5,6	4,5	0,42	39,0	15,8
∑ Магнитная фракция	82,24	1,45	10,4	8,2	0,56	94,4	38,3
Немагнитная фракция (оловян кон-т)	17,76	57,8	89,6	72,3	0,38	5,6	2,3
Итого: черновой гравикоцентрират	100,00	11,46	100,00	80,5	0,49	100,0	40,6
ТП-3							
Магнитная фракция, 1А	17,45	0,94	0,6	0,5	0,079	1,9	0,8
Электромагнитная фракция (7,5А)	31,42	2,59	2,7	2,1	2,10	90,4	40,6
∑ Магнитная фракция	48,87	2,00	3,3	2,6	1,38	92,3	41,4
Немагнитная фракция (оловян. кон-т)	51,13	56,00	96,7	76,8	0,11	7,7	3,5
Итого: черновой гравикоцентрират	100,00	29,61	100,0	79,4	0,73	100,0	44,9

В первую очередь в магнитную фракцию при 1А извлекаются магнетит и другие сильномагнитные минералы, затем в электромагнитные фракции извлекался вольфрамит при 5А и 7,5А и в немагнитной фракции остаётся касситерит.

При доводке чернового гравикоцентрирата (ТП-1) достигнута степень контрастности магнитных свойств – 39,9 (57,8/1,45), и – 28,0 (56,0/2,0) на концентрате на ТП-3. В результате доводки чернового гравикоцентрирата пробы ТП-1 потери олова и оксида вольфрама с магнитным продуктом минимальные: при выходе магнитной фракции 10,19 %, потери олова при операционном извлечении составили 0,4 %, оксида вольфрама – 1,9 %. В суммарную электромагнитную фракцию потери олова составили 10,0 %, извлечение оксида вольфрама – 92,5 % (от операции).

Из результатов видно, что при увеличении магнитной напряжённости увеличиваются потери олова с электромагнитной фракцией и составляют 4,4-5,6 %. Большая часть оксида вольфрама 53,5 % извлеклась в первую электромагнитную фракцию и во вторую – 39,0 %.

В результате доводки получен оловянный концентрат с массовой долей олова 57,8 %, с извлечением олова от операции 89,8 %, от исходной руды – 72,3 %. Извлечение вольфрама в суммарную электромагнитную фракцию составило 92,5 %, от операции и 37,6 % от руды. Получить качественный вольфрамовый концентрат практически невозможно, т.к. массовая доля его в исходной руде невелика.

Заметно незначительное распределение олова в электромагнитную фракцию при том, что минерал олова – касситерит – обладает немагнитными свойствами, одной из причин может быть нахождение касситерита частично в плёнках гидроксидов железа.

Для уточнения этой причины провели обработку чернового гравикоцентрирата перед магнитной сепарацией. При доводке чернового гравикоцентрирата пробы ТП-3, при выходе 17,45 % с магнитной фракцией потери олова составили 0,6 %, потери

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

вольфрама – 1,9 %. В электромагнитную фракцию потери олова составили 2,7 %, извлечение оксида вольфрама – 90,4 % (от операции).

В результате доводки получен оловянный концентрат с массовой долей олова 57,8 %, с извлечением олова от операции 89,8 %, от исходной руды – 72,3 %.

При высоком достигнутом качестве концентратов по олову по обеим пробам, концентраты соответствуют марке КО-2 с содержанием олова не менее 45 %. Следует проверить в них допустимые пределы вредных примесей (мышьяка и серы), после чего уточнить марку концентрата.

Electromagnetic upgrading of primary tin concentrates

Alexeev A.S., Grebenyukova O.V., Koblov A.Yu.

Tin-tungsten ores are commonly processed by gravity separation. A multi-stage gravity process was used in the study to produce a primary concentrate. The process included jigging and concentration using a shaking table, with the sequential separation of liberated tin-containing products.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ФЛОКУЛЯНТОВ НА ПРОЦЕСС СГУЩЕНИЯ ШЛАМИСТОГО ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА

С.Н. Сюзева, Т.И. Шакаров

Филиал национального исследовательского технологического университета «МИСИС»
в г. Алмалык Республики Узбекистан, e-mail: sveta12suzeva@gmail.com

В статье даны результаты научно-технологических исследований изучения влияния современных флокулянтов на процесс сгущения шламистого флотоконцентрата. Результаты промышленных испытаний привели к снижению содержания и циркуляции благородных металлов в сливах сгустителя за счёт уменьшения плотности.

Одной из проблем обогатительных предприятий является попадание благородных металлов в слива сгустителей. Это связано с тем, что тонкие шламы полезных минералов тяжело поддаются процессу сгущения.

Решение этой проблемы во многом связано с правильным подбором флокулянтов, который связан с эффективностью процесса сгущения.

Флокулянты - вещества, вызывающие в жидких дисперсных системах флокуляцию - образование рыхлых хлопьевидных агрегатов (флокул) из мелких частиц дисперсной фазы.

Наибольшее практическое значение имеет флокуляция, вызванная высокомолярными флокулянтами - полиэлектролитами или неионогенными полимерами. Так как наиболее вероятна адсорбционная флокуляция - соединение частиц в результате адсорбции отдельных сегментов макромолекулярной цепи флокулянта на разных частицах. Возможны также и другие механизмы: взаимодействие между молекулами флокулянта, каждая из которых адсорбционно связана с одной частицей, неадсорбционная флокуляция, например, вытеснительная, протекающая по механизму гидрофобных взаимодействий [3].

В последнее время широкое применение в практике обогатительных фабрик нашли новые высокомолекулярные синтетические флокулянты. Флокуляция аналогична коагуляции, но возникает вследствие адсорбции на поверхности частиц гетерополярных молекул флокулянта. В результате этого происходит укрупнение частиц, т.е. образование хлопьев, седиментирующих под действием силы тяжести. Эффективность действия флокулянтов зависит от их химического состава, молекулярной массы, структурными особенностями, а также их расходом.

Адсорбционная флокуляция происходит, как правило, при оптимальном соотношении концентраций флокулянта и частиц дисперсной фазы. На кинетику и полноту флокуляции, а также структуру и свойства флокул влияют, с одной стороны, молекулярная масса, степень ионизации, конформация макромолекул флокулянта, с другой - знак и плотность поверхностных зарядов, размер и форма коллоидных частиц, химический состав их поверхности.

Избыток флокулянта может не только ухудшить флокуляцию, но вызвать обратный процесс - дефлокуляцию, или пептизацию [2].

В зависимости от характера активных групп флокулянта при диссоциации в воде различают флокулянты - полиэлектролиты (ионогенные), которые, в свою очередь, подразделяются на анионные, катионные и катионно-анионные полиэлектролиты, и неионные (неионогенные) флокулянты.

Молекулы неионного типа имеют форму длинных жёстких цепей с большим количеством гидроксильных групп, которые адсорбируются на твёрдых частицах и прочно соединяются с ними за счёт образования водородных связей. При этом формируются крупные агрегаты.

Полимеры ионного типа (полиэлектролиты) являются значительно более эффективными флокулянтами, чем полимеры неионного типа.

По природным запасам и освоению золотых месторождений Узбекистан входит в первую десятку стран мира. Ангренская золотоизвлекательная фабрика (далее АЗИФ) является одним из ведущих предприятий по переработке золотосодержащих руд в составе АО «Алмалыкский ГМК». Продукция, выпускаемая АЗИФ обеспечивает более 3 % от общей производительности золота страны.

АЗИФ является основным поставщиком золотосодержащей флюсовой руды и золотосодержащего флотоконцентрата на медеплавильный завод АО «Алмалыкский ГМК». В исследовательской лаборатории АЗИФ было изучено влияние новых флокулянтов (полиакриламид, Nalco, Kempesol) на процесс сгущения флотоконцентрата.

Снижение потерь благородных металлов с отходами и повышение качества производимой продукции является основной задачей технологов-обогащителей. С этой целью на АЗИФ выполнены ряд научно-исследовательских и экспериментально-практических работ, направленных на увеличение эффективности работы сгустителя [4].

Для проведения лабораторных исследований была отобрана проба питания сгустителя с содержанием твёрдого 15-18 %.

В литровые цилиндры помещают пробу, одновременно наливают одинаковый расход различных марок флокулянтов и тщательно перемешивают. В течении часа наблюдают за скоростью осаждения. Для сравнения результатов опыт повторяют несколько раз с различным расходом флокулянта.

Золото на месторождении представлено пылевидными, весьма мелкими и тонкодисперсными частицами с размерами 0,001-0,007 м.м. Известен тот факт, что

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

скорость осаждения частиц зависит от их крупности, плотности, содержания твёрдого в пульпе.

Шламистый концентрат приводит к затруднению процесса сгущения. Эффективность процесса сгущения в значительной степени определяется крупностью частиц: чем они крупнее, тем выше скорость их осаждения. Флотоконцентрат состоит из частиц различной крупности. Осаждению крупных частиц препятствуют более мелкие, опускающиеся с меньшей скоростью. В результате взаимодействия крупных и мелких частиц наблюдается сближение скоростей осаждения частиц различной крупности в сгустителях. В реальных условиях крупность осаждаемых частиц возможно регулировать подачей в технологический процесс флокулянтов.

По размеру взвешенных частиц суспензию можно разделить на:

- грубые, содержащие частицы крупностью >100 мкм;
- тонкие - от 0,5 до 100 мкм;
- мутные – от 0,1 до 0,5 мкм;
- коллоидные растворы – размером <0,1 мкм.

Частицы грубых суспензий быстро осаждаются под действием силы тяжести, частицы тонких суспензий осаждаются весьма медленно в спокойной среде, так как самые тонкие частицы находятся в броуновском движении, мешающем их осаждению.

В мутных суспензиях частицы полностью находятся в броуновском движении и в обычных условиях не осаждаются. Частицы коллоидных растворов вообще не осаждаются без применения соответствующих реагентов [1].

Слив сгустителей возвращается на флотацию, тем самым происходит постоянная циркуляция благородных металлов в технологическом процессе. Это приводит к снижению основных параметров обогащения.

Результаты сгущаемости флотоконцентрата показаны в таблице.

Таблица. Результаты опытов по определению скорости осаждения флотоконцентратов

Флокулянт	Расход, г/т		Скорость осаждения, см/мин	% твёрдого в цилиндре	% твёрдого в осадке
	план	факт			
ПАА	0	0	0,86	18,4	38,1
	10	9,8	1,01	18,9	39,8
	20	17	1,01	18,8	39,1
	30	29,5	1,15	18,6	39,5
Kempesol 75318	0	0	1,01	16,1	30,5
	10	8,2	1,29	17,3	35,2
	20	17,2	1,44	16,1	33,0
	30	26,8	2,45	15,9	32,4
Nalko 9601	0	0	0,86	23,4	47,8
	10	7,6	1,44	23,9	48,2
	20	15,4	1,87	23,4	47,4
	30	23,6	2,30	23,2	46,5

На рисунке показан график зависимости скорости осаждения концентрата от времени при расходе флокулянта 20 г/т различных марок.

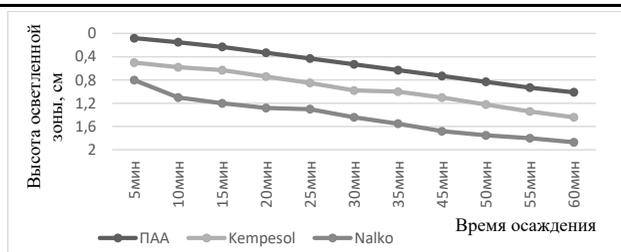


Рисунок. График зависимости скорости осаждения от времени

На основании лабораторных испытания можно сделать вывод о том, что наилучшие результаты были получены при использовании флокулянта Nalko. При расходе 20 г/т слива сгустителя чистые, тем самым снижается циркуляция благородных металлов, что приводит к улучшению технологических показателей.

Список используемой литературы

1. Шачнева Е.Ю., Алыков Н.М., Алыкова Т.В. Формирование структур в водных растворах молекулами флокулянтов. - LAP Lambert Academic Publishing, 2012. -128 с
2. Запольский А.К., Баран А.А. Коагулянты и флокулянты в процессах очистки воды: Ленинград.: Химия, 1987. — 208 с.
3. Практикум по коллоидной химии: Учеб. пособие для хим.-техн. спец. Вузов /Баранова В.И., Бибик Е.Е., и др. под ред. Лаврова И.С. – М.: Высшая школа, 1983. –216с.
4. Отчёт ГУ «ИМП» Госкомгеологии РУз. «Технологические исследования золотосодержащих руд объектов Ангренского рудоуправления», 2020-2021г.

Studies of the influence of modern flocculants on the process slimy thickening flotation concentrate

Suzeva S.N., Shakarov T.I.

The article presents the results of scientific and technological research on the influence of modern flocculants on the thickening process of slimy flotation concentrate. The results of industrial tests have led to a reduction in the content and circulation of precious metals in thickener overflows due to a decrease in density.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АКТИВНОГО ИЛА В КАЧЕСТВЕ ФЛОКУЛЯНТА ДЛЯ ОЧИСТКИ СТОЧНЫХ ВОД

Б.С. Ксенофонов, В.П. Якушкин

ФГБОУ ВО «Московский государственный технический университет имени Н.Э. Баумана (национальный исследовательский университет)», Москва, Российская Федерация
e-mail: kbsflot@mail.ru

Для интенсификации процесса очистки изучено использование в качестве флокулянта микроорганизмов активного ила. Исследовано влияние концентрации активного ила на эффективность флокуляции при различных режимах и концентрации загрязнений сточных вод.

Для изучения влияния концентрации активного ила на эффективность флокуляции были проведены опыты по определению оптической плотности модельного стока с твёрдой фазой класса – 0,074 мм в зависимости от концентрации микроорганизмов. Результаты измерений приведены на рисунке 1, где кривые 1 соответствуют концентрации загрязнений 500 мг/л, 2 - 1000 мг/л, 3 - 1500 мг/л.

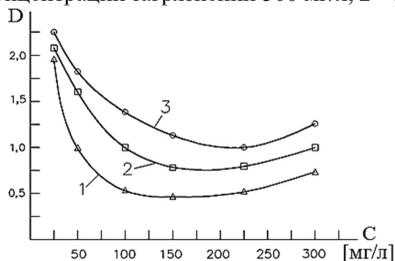


Рисунок 1. Зависимость мутности осветлённой жидкости от концентрации загрязнений и дозы микроорганизмов активного ила

Анализ данных показывает (рисунок 1), что максимальный эффект флокуляции, оцениваемый по минимальной величине оптической плотности, достигается уже при концентрациях микроорганизмов активного ила 100–150 мг/л. Это свидетельствует о высоких флокулирующих свойствах активного ила.

Так как обработка суспензии микроорганизмами в значительной степени зависит от условий оптимального контактирования, были проведены опыты по изучению влияния интенсивности перемешивания на мутность слива суспензии, характеризующую концентрацией твёрдой фазы в осветлённой жидкости.

Содержание твёрдой фазы в исходной суспензии было постоянным и составляло 15%. Опыты проводились при комнатной температуре. Суспензия с микроорганизмами активного ила (при расходе микроорганизмов 180 мг/л) перемешивалась в аппарате с пропеллерной мешалкой. Градиент скорости определялся по методике [1]. Мутность слива измерялась после осаждения твёрдой фазы.

Результаты экспериментальных исследований представлены на рисунке 2.

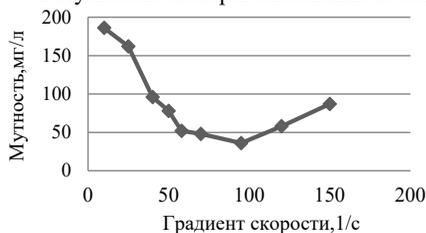


Рисунок 2. Влияние интенсивности перемешивания на мутность слива фосфоритовой суспензии

Как следует из рисунка 2, существует оптимальное значение градиента скорости, при которой мутность слива суспензии минимальна. Эти результаты можно рассмотреть, используя известные положения градиентной коагуляции, играющей основную роль при хлопьеобразовании в тонкодисперсных суспензиях [9]. Процесс градиентной коагуляции в общем виде описывается уравнением (1):

$$n = n_0 \exp\left(-\frac{\psi}{\pi} C_0 G \tau\right) \quad (1)$$

где n – концентрация частиц твёрдой фазы суспензии по истечении времени τ ; n_0 – начальная концентрация частиц твёрдой фазы суспензии; C_0 – объёмная концентрация микроорганизмов активного ила; G – градиент скорости; Ψ – коэффициент, характеризующий эффективность столкновений частиц (в зависимости от условий коагуляции изменяется от 0 до 1).

Градиент скорости при использовании аппаратов с мешалками рассчитывается по уравнению (2):

$$G = \sqrt{2\pi\gamma \frac{M}{V\eta}} \quad (2)$$

где M – начальная мощность, затрачиваемая на перемешивание; γ – частота вращения мешалки; η – динамическая вязкость суспензии; V – перемешиваемый объем.

Уравнение (2), описывающее процесс хлопьеобразования, не учитывает разрушения хлопьев за счёт больших градиентов скорости, возникающих при перемешивании.

Существование оптимальных значений градиента скорости (рисунок 2) указывает на необходимость учёта этого явления, а известные в литературе модификации уравнения (1) не отражают в полной мере все особенности данного процесса. Важно отметить, что градиент скорости при перемешивании осветляемой суспензии с активным илом, по нашим данным не должен превышать значений 90–100 с⁻¹.

На практике при использовании активного ила в качестве флокулянта большую роль играет его предварительное уплотнение. Это связано с тем, что сгущённый осадок имеет меньший объем, что существенно при его транспортировке и последующим практическим использованием.

Известно, что одним из наиболее простых и эффективных способов уплотнения активного ила перед его использованием является напорная флотация [2-6]. При этом флотируемость активного ила зависит от ряда факторов, в том числе и условий его культивирования. При значительном накоплении в хлопьях активного ила хорошо растворимых газов, таких как углекислый газ, аммиак, активный ил склонен к самофлотируемости. Образующийся при этом пенный слой является рыхлым с небольшой концентрацией активного ила.

Проведённые ранее исследования [2] показали, что одним из наиболее эффективных способов интенсификации процесса уплотнения активного ила является его подкисление.

Исследование механизма напорной флотации активного ила с его предварительным подкислением показало, что при снижении pH до 1,5–2,0 резко уменьшается растворимость углекислого газа, и он выделяется из жидкой фазы, в том числе и из хлопьев активного ила. При этом хлопья активного ила после выхода из них углекислого газа становятся компактными и проведение последующей напорной флотации приводит к образованию плотного пенного слоя. На рисунках 3 и 4 приведены данные о влиянии pH на флотационное уплотнение активного ила, а также о влиянии pH на эффективность осветления суспензии фосфоритового концентрата класса - 0,074 мм с исходной концентрацией твёрдой фазы 5 %.

Таким образом, предварительное подкисление активного ила до pH 1,5–2,0 не только резко улучшает его флотационное сгущение, но и сорбционные характеристики, что приводит к заметному снижению концентрации твёрдой фазы в осветляемой тонкодисперсной суспензии.

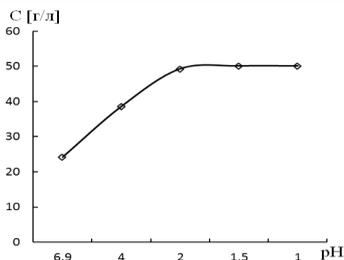


Рисунок 3. Влияние pH на концентрацию (C (г/л) – концентрация активного ила в пенном слое, образующемся в результате напорной флотации)

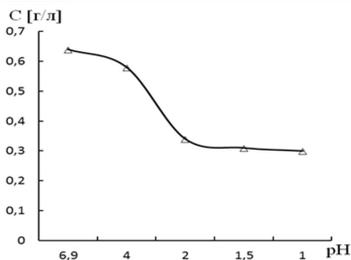


Рисунок 4. Влияние pH на концентрацию активного ила в пенном слое твёрдой фазы в осветлённой жидкости (C (г/л) – концентрация твёрдой фазы в осветлённой жидкости после отстаивания суспензии в течение 30 мин)

Заключение

Проведены исследования по применению в качестве флокулянтов микроорганизмов активного ила для интенсификации процесса очистки сточных вод и осветления тонкодисперсных суспензий.

Показано, что с увеличением концентрации микроорганизмов активного ила скорость осаждения твёрдой фазы в сточных водах и тонкодисперсных суспензиях возрастает. Изучено влияние концентрации активного ила на эффективность флокуляции при различном содержании загрязнений. Показана его высокая флокулирующая способность.

Проведены исследования по влиянию градиента скорости перемешивания суспензии флотоконцентрата, содержащей микроорганизмы активного ила, на мутность слива. По результатам экспериментов градиент скорости перемешивания суспензии с активным илом не должен превышать значений 90–100 с⁻¹, так как при больших значениях происходит разрушение хлопьев активного ила.

Получены экспериментальные данные по влиянию pH на флотационное уплотнение активного ила, а также на эффективность осветления тонкодисперсной суспензии.

Показано, что биомасса микроорганизмов активного ила при снижении pH до 1,5–2,0 не только улучшает его флотационное сгущение, но и сорбционные характеристики, что приводит к заметному снижению концентрации твёрдой фазы в осветляемой суспензии.

Анализ результатов работы позволяет заключить, что активный ил, образующийся в избытке при биохимической очистке сточных вод, может быть использован в качестве флокулянта.

Список использованных источников

1. Бабенко Е.Д. Очистка сточных вод коагулянтами. 1977. М. Наука. 356 с.
2. Ксенофонтов Б.С., Козодаев А.С., Таранов А. и др. Технология очистки стоков с помощью реагентной флотации. Экология производства. 2013, №4, с.60-63.
3. Arrojo S., Benito Y. A theoretical study of hydrodynamic cavitation. Ultrasonics Sonochemistry. 2008. 15. p. 203-211.

4. Arrojo S., Benito Y. Treatment of wastewater streams containing phenolic compounds using hybrid techniques based on cavitation: A review of the status and the way forward. *Ultrasonics Sonochemistry*. 2007. 10. P. 100-115.
 5. Introduction to Effluent Treatment and Industrial Methods, Resonance, 2000. 5. №10. P. 56-68.
 6. Suslik K.S. Liquid oxidation: Hydrodynamic capitation for effective oxidation. *Technologi review*. 2007. Nov. P. 16-18.
-

The use of activated silt as flocculants for wastewater treatment

Ksenofontov B. S., Yakuchkin V.P.

To intensify the process of wastewater treatment in the work we studied the use as flocculants microorganisms of activated silt. The experimental data on the effect of concentrations of microorganisms on a rate of a deposition of the solid phase in wastewater and finely dispersed suspensions.

ОПТИМИЗАЦИЯ РАБОТЫ УЧАСТКОВ СГУЩЕНИЯ УГЛЕБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

А.А. Соколова

ООО «ПроТех Инжиниринг» - «Кузбасс», г. Кемерово, Российская Федерация
e-mail: anna.sokolova@pte.eurochem.ru

Рассмотрены основные причины неработоспособности участков сгущения на углеобогатительных фабриках. Определено влияние содержания твёрдого в пульпе питания на оптимальное протекание процесса сгущения, а также рассмотрены способы оптимизации процесса путём изменения параметров питания сгустителя.

Анализ данных, полученных при проведении технологических аудитов углеобогатительных фабрик показал, что зачастую неработоспособность участка сгущения на этих фабриках вызвана следующими категориями ошибок:

- некорректный расчёт и выбор аппаратов под конкретную технологическую задачу при проектировании и закупке оборудования;
- эксплуатация оборудования и организация технологического процесса на предприятии без соблюдения критериев применимости процесса сгущения.

Основными причинами технологических просчётов являются: несоответствие реальных характеристик сырья проектным, низкое качество предварительных исследований на стадии моделирования, ошибки проектирования. Процесс сгущения, как и любой из технологических процессов в обогащении и аппараты для их осуществления имеют вполне определённый диапазон условий применимости.

Для более детального рассмотрения процесс сгущения на основании метода декомпозиции процесса можно представить в виде ряда подпроцессов, каждый из которых является неотъемлемым звеном в цепи, обеспечивающим оптимальную работу участка сгущения: Приготовление флокулянта (коагулянта) – Подготовка пульпы – Смешение реагента с исходной пульпой – Хлопьеобразование – Сгущение (осветление)[1].

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Для оптимального ведения каждого подпроцесса существуют свои критерии применимости. Доля подпроцессов схем сгущения, действующих ОФ, нарушение критериев применимости которых наиболее часто приводит к неработоспособности участков сгущения представлена на рисунке 1.

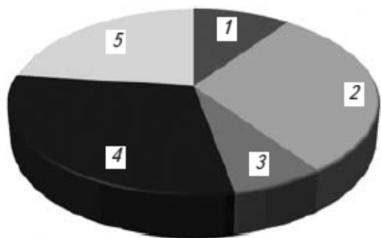


Рисунок 1. Доля подпроцессов схем сгущения, действующих ОФ, нуждающихся в оптимизации:

1 – приготовление флокулянта (коагулянта),
2 - кондиционирование пульпы перед сгущением, 3 - смешение реагента с исходной пульпой, 4 – хлопьеобразование, 5 – сгущение (осветление)

Большинство случаев неработоспособности технологических схем сгущения связано с нарушением следующих критериев:

- марка, тип и концентрация готового раствора флокулянта,
- содержание твёрдого в пульпе питания участка сгущения,
- параметры и время смешения флокулянта с пульпой,
- конструктивные параметры колодца хлопьеобразования, а также время хлопьеобразования. сюда же можно отнести организацию ввода питания в приёмный колодец сгустителя,
- удельная нагрузка на радиальный сгуститель.

Одним из наиболее важных критериев для обеспечения оптимального протекания процесса сгущения является содержание твёрдого в питании сгустителя.

В соответствии с теорией структурирования суспензий, достижение определённой максимальной концентрации твёрдой фазы в жидкой среде приводит к возникновению пространственной структуры в суспензии. Элементами структурной сетки являются частицы и контакты между ними, формирующие пространственные ячейки в объёме дисперсной системы. Исследования последних лет в этой области показали, что величина критического размера дисперсной фазы может быть в несколько раз больше размеров коллоидных частиц, и даже частицы размером до 100 мкм способны образовывать пространственные структуры. Из этого следует, что множество суспензий, образующихся в технологических процессах обогащения, могут являться структурированными дисперсными системами со всеми присущими для них свойствами. Теория прочности пористых структур определяет два значения критических концентраций. Первое соответствует величине, при которой начинается процесс формирования структурной сетки в системе и возникновения ее седиментационной устойчивости, а второе — началу ее перехода в вязко-пластичное состояние. Пороговое значение концентрации проявления седиментационной устойчивости определяется началом процесса структурообразования исследуемой суспензии [2,3].

Поскольку для каждой пульпы существует свой предел агрегативной устойчивости и своё значение оптимального содержания твёрдого, при проектировании новых и модернизации действующих схем сгущения на обогатительных фабриках необходимо

определять параметры агрегативной устойчивости для каждого типа пульп, поступающих на сгущение.

Лабораторные исследования агрегативной устойчивости пульпы проводятся путём определения скорости осветления пульпы с различным содержанием твёрдого с последовательным разбавлением предварительно сгущённой твёрдой фазы собственным осветлённым сливом без добавления флокулянтов или коагулянтов.

Целью исследований является определение динамики изменения седиментационной устойчивости системы при изменении концентрации в ней твёрдой фазы с получением кривой седиментационной устойчивости (рисунок 2). На кривой можно выделить три характерные области: I - зона свободного осаждения, II - зона стеснённого осаждения с нарастанием агрегативной устойчивости системы, III - зона агрегативной и седиментационной устойчивости [4].

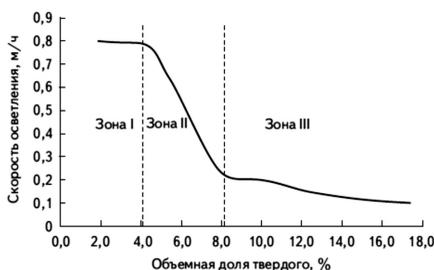


Рисунок 2. Типичная кривая агрегативной устойчивости хвостовой пульпы ОФ

Для каждого сгущаемого продукта существует своя оптимальная плотность суспензии, при которой процесс сгущения происходит наиболее эффективно. Технологически оптимальное содержание твёрдой фазы в пульпе следует назначать в диапазоне зоны II. Если фактическая плотность суспензии для данного материала ниже оптимальной, то перед сгустителем часть жидкой фазы необходимо удалить. Если фактическая плотность суспензии выше оптимальной, то перед сгущением добавляют часть слива для разбавления питания [4].

По обобщённым данным лабораторных исследований сгущаемости технологических пульп углеобогатительных фабрик, среднестатистический порог седиментационной устойчивости составляет ~4-6 % массовой доли твёрдой фазы.

Предварительное исследование агрегативной устойчивости пульпы позволит избежать дальнейших технологических просчётов при проектировании параметров водно-шламовых схем, строящихся и действующих углеобогатительных фабрик.

Список использованных источников:

1. Бауман А.В. О модернизации отечественных радиальных сгустителей // Обогащение руд. 2013. №1. С. 44-49.
 2. Uriev N.B. Technology of dispersed systems and materials: Physicochemical dynamics of structure formation and rheology. Wiley-VCH Verlag GmbH & Co, 2017. 192 p.
 3. Бауман А.В. Анализ агрегативной и седиментационной устойчивости технологических пульп // Обогащение руд. 2018. № 2. С. 55–60.
 4. Бауман А.В., Степаненко А.И., Баранова А.А. Теоретические основы и практика проектирования процессов и аппаратов сгущения рудных пульп // Обогащение руд. 2023. №1. С. 46-52.
-

Optimization of the operation of the thickening sections of coal processing factories

Sokolova A.A.

The main reasons for the inoperability of thickening sections at coal preparation plants are considered. The influence of the solid content in the feed pulp on the optimal flow of the thickening process is determined, and ways to optimize the process by changing the feed parameters of the thickener are considered.

**ОБОСНОВАНИЕ КРИТЕРИЕВ ЭФФЕКТИВНОГО ОБЕЗВОЖИВАНИЯ ДЛЯ
ТРУДНОФИЛЬТРУЕМЫХ СУСПЕНЗИЙ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ
КОМПЛЕКСОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПРЕСС-ФИЛЬТРОВ РАЗЛИЧНОГО
ТИПА**

Е.Д. Чылбак-оол, П.В. Самолетов

ООО «НТЦ «Бакор», г. Москва, Российская Федерация
e-mail: chylbak-ool@ntcbakor.ru, samoletov@mzbakor.ru

В работе рассмотрены основные технологические преимущества пресс-фильтров и конструкционные особенности различных типов оборудования для обезвоживания продуктов обогащения, учитывающие особенности образующихся осадков.

Процесс обезвоживания является неотъемлемой частью химического, горно-обогатительного, металлургического и коммунальных производств. Обострившиеся задачи по эффективному фильтрованию промышленных стоков и шламистых суспензий – процесса, являющего зачастую лимитирующей стадией всей технологии, источником экологического риска и объектом высоких эксплуатационных затрат стали причиной быстрого развития этой области науки и техники, пик которого пришёлся на 90-е годы прошлого столетия.

Существующие технологии фильтрования продуктов обогащения базируются на применении оборудования, заложенного в проект конкретной обогатительной фабрики при ее строительстве, зачастую это десятки лет назад. При этом, учитывая истощение минерально-сырьевой базы и стремление к повышению извлечения ценных компонентов из руды и качества конечных продуктов обогащения, приводит к значительному снижению крупности твёрдых частиц ценных компонентов, с целью раскрытия сростков минералов и пустой породы, которые, в свою очередь, поступая на существующие фильтры снижают показатели производительности и повышают конечную влажность.

Основные факторы, влияющие на производительность фильтров, можно разделить на две группы: физико-химические характеристики суспензии и конструкционные возможности фильтровального оборудования.

К первой группе факторов, при условии стабильного минералогического состава твёрдой фазы суспензии и химического состава жидкой фазы суспензии, можно отнести гранулометрический состав и удельную поверхность концентратов.

Во второй группе ключевым фактором является перепад давления на фильтрующей перегородке, время фильтрования и возможность интенсивной продувки сформированного осадка.

Учитывая, что на ряде обогатительных фабрик применяются тканевые дисковые или барабанные вакуумные фильтры с перепадом давления на фильтрующей перегородке 0,5-0,7 бар, или камерные пресс-фильтры горизонтального типа без возможности дожима фильтруемого осадка, где перепад давления составляет 3-5 бар, для более эффективного процесса фильтрования целесообразно применение горизонтальных камерно-мембранных пресс-фильтров имеют технические преимущества, в сравнении с вакуумными фильтрами, позволяющие решать технологические задачи по фильтрованию тонкодисперсных концентратов цветных металлов и других шламистых продуктов, таких как мембранные плиты, высокоскоростные гидравлические системы и высокий уровень автоматизации.

Предложенные технические решения позволяют снизить влажность осадка на 3-5 %, в зависимости от характеристик продуктов, подаваемых на фильтрование (рисунок 1).

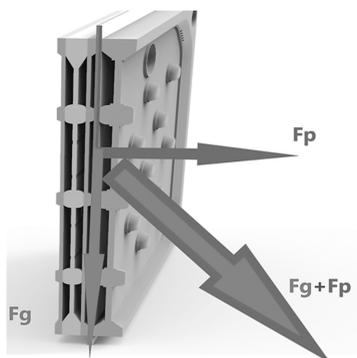


Рисунок 1. Направление сил давления (F_p) и тяжести (F_g) при фильтровании на горизонтальном пресс-фильтре.

Некоторые продукты образуют осадки, имеющие высокую адгезию к фильтроткани, в случае с горизонтальными пресс-фильтрами происходит залипание материала на поверхности фильтровальной салфетки, что может послужить причиной перекоса фильтровальных плит при последующем смыкании и выходе из строя всего фильтра.

В таких случаях съем осадка производят ручным способом, что снижает коэффициент использования оборудования и как следствие снижает производительность всего производства.

Для избегания вышперечисленных негативных последствий рекомендуется к использованию пресс-фильтры башенного типа (рисунок 2).

Главными преимуществами башенных пресс-фильтров, перед горизонтальными пресс-фильтрами, являются:

- при открытии фильтровальных плит фильтроткань начинает работать как конвейерная лента, гарантируя полную выгрузку осадка из каждой камеры;

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- фильтроткань промывается во время разгрузки осадка, тогда как на горизонтальном пресс-фильтре данная операция происходит после выгрузки осадка и приводит к дополнительным затратам времени на данную операцию;
- благодаря горизонтальному расположению фильтровальных плит, процесс фильтрования проходит в оптимальных условиях;
- возможность регулировать толщину осадка в широком диапазоне, соответственно и влажность осадка;
- возможность осуществления более эффективной промывки осадка.



Рисунок 2. Направление сил давления (F_p) и тяжести (F_g) при фильтровании на башенном пресс-фильтре

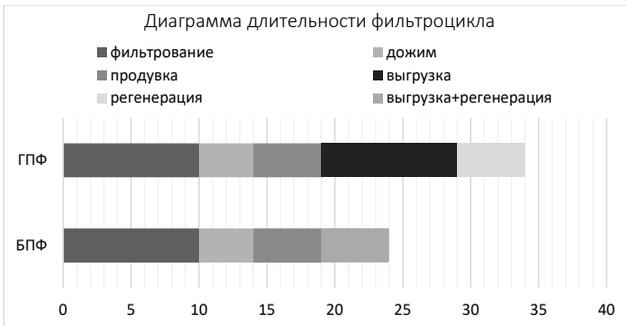


Рисунок 3. Сравнение длительности фильтроцикла башенного пресс-фильтра (БПФ) и горизонтального пресс-фильтра (ГПФ)

На рисунке 3 представлены сравнительные графики фильтроциклов башенного и горизонтального пресс-фильтров, где наглядно показывается преимущество в скорости фильтроцикла башенного пресс-фильтра над горизонтальным, при наличии аналогичных операций.

Substantiation of criteria for effective dehydration for difficult-to-filter suspensions of mining and processing complexes using press filters of various types

Chylbak-ool E.D., Samoletov P.V.

The work discusses the main technological advantages of press filters and the design features of various types of equipment for dehydration of enrichment products, taking into account the characteristics of the precipitates thereby formed.

ВЛИЯНИЕ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ НА ОСТАТОЧНУЮ ВЛАЖНОСТЬ ПРОДУКТОВ ФИЛЬТРОВАНИЯ

И.Г. Зимбовский, Э.С. Погосян

ООО «НТЦ «Бакор», Москва, Российская Федерация
e-mail: zimbovskiy@ntcbakor.ru, pogosyan@ntcbakor.ru

В работе рассмотрена и исследована возможность снижения остаточной влажности осадка фильтрования с применением ПАВ классов оксипропилированных жирных кислот и спиртов на магнетитовом концентрате, концентратах цветных металлов и угле.

В процессе фильтрования продуктов обогащения руд и углей остаточная влажность имеет большое технологическое и экономическое значение. В процессе обезвоживания некоторых магнетитовых концентратов не требуется достижения минимального значения влажности осадка фильтрования, т.к. остаточная влага имеет важное значение для последующего передела – окомкование. Для таких продуктов как концентраты цветных металлов, уголь, апатит и другие получение осадков с минимальным значением влажности особо актуально по той причине, что как правило далее идут процессы сушки или металлургический передел в которых затрачивается большое количество энергии для удаления влаги. Так же существуют определённые требования к влажности продуктов для их транспортировки.

На влажность продуктов обезвоживания влияют много факторов. Технический фактор – это применяемый способ фильтрования, время и разница давлений, создаваемые ими. Технологический фактор связан в основном с гранулометрическим составом, плотностью пульпы, поступающей на фильтрование и применяемыми реагентами (флотореагентами, флокулянтами).

Природный фактор, к которому относятся форма минерала (габитус) и его смачиваемость, пористость осадка, поверхностное натяжение жидкой фазы, дзета-потенциал.

Жидкая фаза в осадке подразделяется на плёночную, капиллярную, поровую связанную и не связанную. Разность давления, создаваемая на фильтре, позволяет удалить поровую не связанную и часть поровой связанной влага, тогда как капиллярная и плёночная влага удалению в таких условиях невозможна [Каминский В.С. и др. *Интенсификация процессов обезвоживания.* – М.: Недра, 1982. 224 с].

Современные запросы на поставляемое оборудования включают жёсткие требования по остаточной влажности осадка. Как в случае с керамическим вакуум-фильтром производства ООО «НТЦ «Бакор», так и в случае пресс-фильтров для некоторых продуктов выдержать требования по влажности не представляется возможным, даже с учётом широкой возможности подбора мембран и тканей для фильтров.

Для снижения влажности осадка фильтрования выбран путь применения поверхностно-активных веществ (ПАВ).

По данным научной литературы определённого результата можно добиться применением полиакрилатов, полиакриламидов, полиоксипропиленов и продуктов реакции оксипропилирования жирных кислот и спиртов.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Отечественное производство предлагает достаточно широкий спектр ПАВ, которые потенциально могут являться эффективными средствами для снижения влажности магнетитового, апатитового концентратов, а также углей.

В работе, проведённой в научно-исследовательском центре обогащения и фильтрования ООО «НТЦ «Бакор» были испытаны некоторые ПАВ класса оксиэтилированных жирных кислот и спиртов.

Испытания на апатитовом концентрате фабрики АНОФ-2 показали, что применение оксиэтилированных спиртов САО 406 производства ООО «Ламберти РУС» позволит заметно снизить остаточную влажность осадка фильтрования на керамических вакуум-фильтрах. При расходе 75-100 г/т снижение остаточной влажности составило 1,2-1,3 % (рисунок). Такое снижение остаточной влажности позволит уменьшить расходы на дальнейшую сушку концентрата.

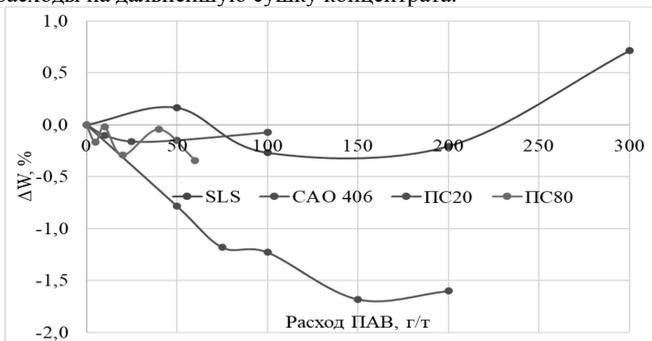


Рисунок. График влияния типа и расхода ПАВ на остаточную влажность апатитового концентрата

На ОАО «Михайловский ГОК им А.В. Варичева» после запуска корпуса дробления и обогащения (КДО) заметно изменились характеристики обезвоживаемого продукта. При дополнительном измельчении на КДО удельная площадь поверхности концентрата увеличилась с 155-1700 см²/г до 2300-2700 см²/г. Также магнетитовый концентрат подвергается дополнительному флотационному обогащению с применением декстрина (крахмала) и аминов, что в итоге приводит к снижению производительности и одновременно повышению остаточной влажности осадка концентрата до 11 %, что не приемлемо для дальнейшего окомкования.

Первичные опыты применения ПАВ на магнетитовом флотоконцентрате показали возможность снижения влажности до требуемого значения 10 % с применением оксиэтилированных спиртов САО 406 при расходе 50-75 г/т.

В дальнейшем планируется работа по снижению остаточной влажности на других продуктах – уголь, медный, никелевый концентрат, с применением большого набора ПАВ их классов оксиэтилированных жирных кислот и спиртов и их сочетания

Effect of surfactants on the residual moisture of filtration products

Zimbovsky I.G., Poghosyan E.S.

The work investigates the possibility of reducing the residual moisture content of the filter cake with the use of surfactants of ethoxylated fatty acids and alcohols classes on magnetite concentrate, non-ferrous metal concentrates and coal.

**ОБОГАЩЕНИЕ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ УГЛЯ МЕТОДОМ
ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ***

**Н.Ю. Турецкая¹, К.К. Емельянова², С.А. Прокопьев^{1,2}, Е.С. Прокопьев^{1,2},
Т.А. Чикишева^{1,2,3}**

¹Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация,

²ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация,

³ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: ikk@spirit-irk.ru

В статье приведены результаты лабораторных исследований пробы хвостов флотации угля. В ходе работы была проведена оценка перспективности применения гравитационных методов обогащения такого минерального сырья на примере винтовой сепарации. Полученные результаты показывают перспективность использования данного метода.

Кемеровская область по-прежнему считается основным угледобывающим регионом страны. На её долю приходится порядка 59 % всего российского угля и 75 % - коксующих марок. Сейчас на территории области работает свыше 200 предприятий угольной отрасли, которые в ходе своей производственной деятельности накапливают ежегодно свыше 2 млн. тонн отходов угледобычи – породные отвалы, вскрышные отвалы, угольные шламы и т.п. [1]. Угольные шламы-отходы, содержат в себе от 30 до 80 % (и более) горючих веществ и могут быть использованы в качестве источника вторичного сырья. Гранулометрический состав шламов на 40-90 % представлен частицами класса менее 0,5 мм, и лишь 2-15 % классом более 0,5 мм. Существующие методы переработки шламов основываются на флотационном обогащении [2–4].

Переработка шламов представленным методом, не всегда бывает производительной, поскольку эффективность процесса флотации определяется свойствами поверхности минеральных частиц, применяемыми реагентами и их взаимодействием с поверхностью частицы [5], поэтому отвальные хвосты флотации так же могут содержать в себе горючие вещества.

Ко всему выше сказанному, данный метод является энергозатратным, требует повышенного потребления необходимых реагентов и при этом оказывает негативное влияние на окружающую среду.

Задача данного исследования заключалась в изучении возможности обогащения отвальных хвостов флотации с целью получения дополнительного товарного продукта экологически чистым способом обогащения – винтовой сепарацией. Нижний предел крупности питания винтовых сепараторов для угля находится в пределах 0,1-0,15 мм [6], что даёт основания для проведения тестовых испытаний на отвальных хвостах флотации.

Для исследований была выбрана технологическая проба отвальных хвостов флотации ОФ «Краснобродская-Коксовая» филиала УК «КРУ» «Краснобродский угольный разрез». Исследуемый материал, по данным гранулометрического анализа, на

* Работы выполнены в рамках КНТП Министерства науки и высшего образования РФ № 075-15-2022-1192 «Переработка хвостов угольных обогатительных фабрик с целью получения товарного угольного концентрата».

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

53,89 % представлен крупностью менее 20 мкм с зольностью сухого топлива 40,5 %. Повышенные показатели зольности от 57 до 81 % отмечены и в материале более 0,125 мм (выход 10,25 %). Зольность сырья входящего в диапазон крупности от 0,125 мм до 20 мкм составляет 26,61 % с выходом 30,74 %.

Показатель зольности сухого топлива в исходном материале составляет 40,18 % (таблица 1). Анализируя полученные данные, можно заключить, что продуктивной крупностью в данном сырье является диапазон от 0,125 мм до 20 мкм.

Таблица 1. Гранулометрический анализ исходного сырья с показателями зольности сухого топлива

Класс крупности, мм	Выход, %	Показатель зольности сухого топлива (A ^d), %	Распределение зольности сухого топлива (A ^d), %
+2	0,41	80,8	0,82
-2+1	1,33	82,6	2,73
-1+0,5	3,69	74,5	6,84
-0,5+0,25	4,82	63,7	7,64
-0,25+0,125	5,12	57,1	7,28
-0,125+0,071	4,51	32,9	3,69
-0,071+0,04	14,04	22,0	7,69
-0,04+0,02	12,19	29,6	8,99
-0,02+0,0	53,89	40,5	54,32
Итого	100,00	40,18	100,00

Для проведения тестового испытания была выполнена операция грохочения с целью вывода из обогатительного процесса мусора и материала с высоким показателем зольности. Поскольку сырье в основной своей массе представлено илесто-глинистой фракцией перед винтовой сепарацией (ВС) выполнена операция сгущения.

Для испытания ВС был выбран лабораторный винтовой сепаратор марки СВШ-500. В конструкции лабораторных ВС предусмотрено посекционное разделение жёлоба в приёмнике (приёмной коробке). Посекционное разделение позволяет проследить процесс распределения минеральных частиц по всей ширине жёлоба.

Данные, полученные в результате такого обогащения, позволяют скорректировать дальнейшие испытания. Приёмная коробка ВС марки СВШ-500 разделена на 4 секции.

В результате выполнения теста установлено, что к внутреннему радиусу (1 и 2 секции) наблюдается концентрация материала с повышенным показателем зольности (76,3 %), в центральной части (3 секция) происходит распределение материала с зольностью 66,5 %. В бортовую часть жёлоба (4 секция) направляется материал с показателем зольности 29,1 %. Выхода продуктов от операции составили: 1,2 секции – 8,44 %, 3 секция – 27,26 % и 4 секция – 64,30 %.

Показатели тестового опыта свидетельствуют о том, что обогащение данного материала методом ВС протекает успешно. Из представленного материала возможно получение дополнительного вторичного топлива.

Дальнейшие исследования и испытания необходимо направить на более глубокое изучение вещественного состава и разработку технологии обогащения.

Список использованной литературы

1. Прокопьев Е.С., Алексеева О.Л. Оценка возможности вовлечения в переработку углесодержащих отходов шламохранилища западносибирского-металлургического комбината // Науки о Земле и недропользование. 2022. Т. 45 № 4. С. 446-457

2. Новак В.И., Козлов В.А. Обзор современных способов обогащения угольных шламов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. Отдельный выпуск № 5. Угледобыча: технологии, безопасность, переработка и обогащение. С. 130–138.
 3. Козлов В.А., Новак В.И. Применение колонной флотации в угольной промышленности // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2011. № 4. С. 277–283.
 4. Белоусов В.А. Основные направления интенсификации флотационного обогащения углей // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. 2014. № 11-5. С. 719–721.
 5. Иванов Г.В. Разработка научных основ и методов повышения эффективности разделения угольных шламов при флотации. Диссер.на соискание уч.ст. докт. техн. наук. – М., 2003.
 6. Прокопьев С.А. Обзор гравитационных технологий обогащения угольных шламов // Науки о Земле и недропользование. 2022. Т. 45 № 4. С. 458-468
-

Enrichment of coal flotation tailings by screw separation

*Turetskaia N.Y., Emelianova K.K., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S.,
Chikisheva T.A., Soloveenko N.P.*

The article contains the results of laboratory studies of a coal flotation tailings sample. In the course of the work, an assessment was made of the prospects of using gravity enrichment methods on such mineral raw using the example of spiral separation. The results obtained show the promise of using this method.

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ МАГНИТНЫХ ГИДРОЦИКЛОНОВ В СХЕМАХ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ

П.А. Сыса, А.А. Лавриненко

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, e-mail: *pavel_syssa@mail.ru*

Обоснована и экспериментально подтверждена возможность снижения потерь магнетита со шламами в хвостах дешиламации за счёт перераспределения железа из песков гидроциклона в слив на основе использования магнитного гидроциклона.

Схемы обогатительных фабрик, перерабатывающих магнетитовые кварциты, постепенно совершенствуются. Существенное подорожание черных металлов привело к тому, что потери металла, на которые раньше не обращали внимания, становятся неприемлемыми. На фабриках уже реализованы стадияльное выделение концентратов, самоизмельчение, обратная флотация и другие процессы, обеспечивающие снижение потерь [1]. Эти инновации значительно улучшили показатели работы обогатительных фабрик нашей страны. Однако ещё существуют слабые места в схемах обогащения, требующие совершенствования.

Во всех схемах, включающих в себя измельчение, предусматривается классификация слива мельницы с целью выделения из него тонкой фракции,

поступающей в схему для дальнейшего обогащения и зернистой, которая возвращается в мельницу для доизмельчения (циркулирующая нагрузка).

Для разделения, как правило, используется спиральный классификатор или гидроциклон в зависимости от крупности продукта. При этом высоки эксплуатационные расходы, в частности электроэнергии; наиболее энергоёмким является измельчение, которое при получении высококачественного концентрата осуществляют в три-четыре стадии. Например, на фабрике Минокры (США) были проведены исследования эффективности использования оборудования и узким местом для производительности всей фабрики признан цикл измельчения с шаровой мельницей.

Для увеличения производительности было рекомендовано уменьшить циркулирующую нагрузку за счёт усовершенствования группы гидроциклонов, используемых в процессе классификации слива шаровых мельниц [2].

Анализируя вещественный состав измельчённой руды, можно увидеть кроме большого количества раскрытых зёрен пустой породы, также значительную часть раскрытых зёрен магнетита уже после первой стадии измельчения (20-40%). Часть из них, будучи немного крупнее чем граничное зерно, поступает вместе с циркулирующей нагрузкой обратно в мельницу, повышая таким образом расход энергии и переизмельчение магнетита. Избежать этого можно, используя в процессе классификации магнитные свойства обогащаемого материала, что может привести к уменьшению циркулирующей нагрузки на мельницу, сохранению оптимальной крупности магнетита и повышению извлечения в целом.

Известно, что любое уменьшение нагрузки на мельницу приводит к росту экономических показателей работы обогатительной фабрики. Так же имеет смысл стадийное выделение готового продукта.

Стадийное выделение не только хвостов, но и концентрата позволяет снизить затраты на последующее измельчение, а эти затраты составляют основную часть всех затрат при получении магнетитовых концентратов. Для выделения концентрата из слива мельницы используют, например, винтовые сепараторы [3]. Их применение позволило снизить извлечение железа в хвосты на 1,5% и снизить нагрузку на вторую стадию почти на 30% (Абагурская ф-ка).

Снизить затраты, не выделяя готовый концентрат можно, применив в качестве классификатора магнитный гидроциклон [4], отличительной особенностью которого является расположение магнитной системы на крышке гидроциклона. Экспериментально показано, что указанный гидроциклон позволяет разделять суспензию не только по крупности, но и по магнитной восприимчивости, извлекая в слив наиболее магнитные частицы и отправляя в пески менее магнитные и пустую породу.

Таким образом, циркуляционная нагрузка будет состоять в большей степени из частиц, требующих доизмельчения (сростков), а слив будет содержать больше раскрытых зёрен магнетита, в том числе, крупных. Кроме комплексной операции измельчения и классификации возможно усовершенствование следующей за ней стадии дешламации, на которой происходит сброс в хвосты тонких фракций и сопутствующие этому процессу потери железа.

Применение на этой стадии магнитного гидроциклона конструкции В.В. Кармазина [5] (с расположением магнитной системы на конической части гидроциклона), можно добиться снижения потерь полезного продукта. Особенностью этого аппарата является извлечение в пески более тонких магнитных частиц, чем

граничное зерно, при одновременном извлечении в слив немагнитных частиц аналогичной крупности. Поскольку в схеме фабрики, как правило, не менее трёх стадий измельчения с последующей дешламацией, извлечение железа может быть повышено на 2-3% за счёт уменьшения потерь тонких классов железа магнитного.

Таким образом, применение двух магнитных гидроциклонов различной конструкции в совокупности с мельницей может стать не только подготовительной стадией к магнитной сепарации железорудного сырья, но и совмещать в себе функции измельчения и обогащения.

Список использованных источников

1. Пелевин А.Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности //Записки Горного института. 2022. Т. 256. С. 579-592.
 2. Ersayin, Salih & Bond, W.M. & Strukel, R. & Arola, J. & Kettunen, B. Simulation-based performance improvements in the Ispat Inland Minorca plant grinding circuit. 2006. 149-160.
 3. Прокопьев С.А., Пелевин А.Е. и др. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации //Обогащение руд. 2018. №4
 4. Сыса П.А., Лавриненко А.А., Агарков И.И. Способ извлечения магнитной фракции из потока суспензии и устройство для его осуществления. Патент 2748911 РФ. БИ №16. - 01.06.2021.
 5. Савицкий Е.М., Кармазин В.В. и др. Магнитный гидроциклон. АС 973163 СССР, 15.11.82.
-

Justification of magnetic hydrocyclones application in the magnetite quartzite enrichment scheme

Sysa P.A., Lavrinenko A.A.

Substantiated and experimentally confirmed the possibility of reducing the loss of magnetite with sludge in the desliming tailings due to the redistribution of iron from the sands of the hydrocyclone to the overflow based on the use of a magnetic hydrocyclone.

**УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОГО
РАЗДЕЛЕНИЯ НА ОСНОВЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПРИНЦИПОВ
ФОРМИРОВАНИЯ МАГНИТНО-СТАБИЛИЗИРОВАННОГО ОЖИЖЕННОГО
СЛОЯ ФЕРРОСУСПЕНЗИИ**

Р.В. Калюжная

Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: r.kalyuzhnaya@ksc.ru

В работе показана возможность регулирования параметров процесса магнитно-гравитационного разделения, обоснованная с точки зрения механизма формирования ферросуспензии из намагниченных частиц магнетита во внешнем поле низкой напряжённости на основе классической теории ферромагнетизма. Определены оптимальные параметры магнитно-гравитационной сепарации для магнетитсодержащего материала крупностью –200 мкм при оценке эффективности процесса в совокупности с динамикой изменения основных показателей обогащения в выбранном диапазоне управляемых параметров.

Работы Горного института КНЦ РАН показали, что совместное использование операции тонкого грохочения и магнитно-гравитационного обогащения при разделении магнетитсодержащих продуктов обеспечивает выделение сростковой фракции в отдельный продукт (слив сепаратора), получая возможность вывода готового концентрата из любой стадии технологического процесса [1].

Процесс разделения основан на способности ферромагнитных частиц изменять свою локальную концентрацию и удерживать высокую степень подвижности структурированной суспензии под воздействием разделяющих сил магнитного поля низкой напряжённости и центробежно-восходящего водного потока [2].

Для понимания процесса разделения, происходящего в объёме магнитно-гравитационного сепаратора, большое значение имеют теоретические представления о механизме формирования ферросуспензии из намагниченных частиц ферромагнетиков во внешнем магнитном поле на основе классической теории ферромагнетизма [3,4]. Магнитные свойства ферромагнитных частиц зависят от формы и размера их доменных групп, а также структурных дефектов кристаллической решётки. От крупности частицы зависит проницаемость и коэрцитивная сила. При различных значениях напряжённости внешнего намагничивающего поля размер частицы оказывает разное влияние на величину магнитной восприимчивости.

В объёме взвешенного слоя ферромагнитной суспензии частицы магнетита имеют полную свободу перемещения без воздействия внешнего магнитного поля. Наложение поля приводит к возрастанию магнитного момента частиц из-за сдвига доменных границ по направлению оси лёгкого намагничивания. При совпадении этой оси с направлением вектора магнитной индукции происходит образование вытянутых вдоль силовых линий прядей из частиц магнетита. При возрастании напряжённости внешнего магнитного поля агрегаты стремятся уменьшить значение общей магнитостатической энергии и энергии свободных полюсов, что приводит к объединению отдельных линейных прядей в объёмные структуры. В динамических условиях потока ферромагнитной суспензии происходят изменения эффективной площади поперечного сечения вытянутой структуры агрегированных частиц. В случайных точках объёма на агрегат воздействуют различные по величине и направлению сдвиговые силы, обусловленные гидродинамической характеристикой потока суспензии, приводящие к переориентации частиц в агрегате. Траектория движения частицы определяется взаимодействием следующих сил: гравитационной, обусловленной массой и ускорением свободного падения рассматриваемого зерна; гидродинамической, характеризующейся действием потока на частицу; межчастичного взаимодействия, выраженной через магнитную, соударения и трения. За перемешивание и выравнивание объёмной концентрации частиц в магнитно-стабилизированном оживленном слое отвечает центробежная составляющая гидродинамической силы, вызванная действием центробежно-восходящего потока промывной воды.

Ранее проведённые исследования показали, что в зависимости от крупности магнитных частиц существуют области значений напряжённости магнитного поля и скоростей восходящего потока, при которых оживленный ферромагнитный слой находится в стабильном состоянии.

Изменение содержания твёрдого в объёме суспензии в рамках обозначенного диапазона, позволяет регулировать технологические показатели процесса магнитно-гравитационной сепарации [5].

Исследования по определению оптимальных параметров режима магнитно-гравитационного разделения проводились на материале крупностью –200 мкм с содержанием общего железа до 59 %, отобранном из концентрата II стадии мокрой магнитной сепарации ДОФ АО "Олкон".

Серия опытов выполнялась на лабораторном магнитно-гравитационном сепараторе периодического действия. В процессе работы поочерёдно изменялись значения напряжённости внешнего магнитного поля от 3 до 5 кА/м с шагом 1 кА/м и скорости восходящего потока от 0,8 до 1,6 см/с с шагом 0,4 см/с.

Анализ полученных данных проводился на основе показателя эффективности разделения полезного компонента от пустой породы – критерия Ханкока-Луикена. Было установлено, что экстремумы на графиках, отражающих зависимость эффективности магнитно-гравитационной сепарации от величины напряжённости магнитного поля при различных скоростях восходящего потока, при увеличении расхода воды сдвигаются в сторону больших значений напряжённости поля (рисунок).

Для определения оптимальных условий операции магнитно-гравитационного разделения необходимо рассматривать эффективность процесса в совокупности с динамикой изменения основных показателей обогащения в выбранном диапазоне управляемых параметров.

Было установлено, что при постоянстве скорости восходящего водного потока и увеличении только напряжённости внешнего магнитного поля, возрастает процент выхода концентрата с параллельным снижением содержания общего железа в нем. Что обуславливается возрастанием концентрации твёрдых частиц (снижением порозности) в оживленном магнитно-стабилизированном слое в результате действия сил межчастичного взаимодействия.

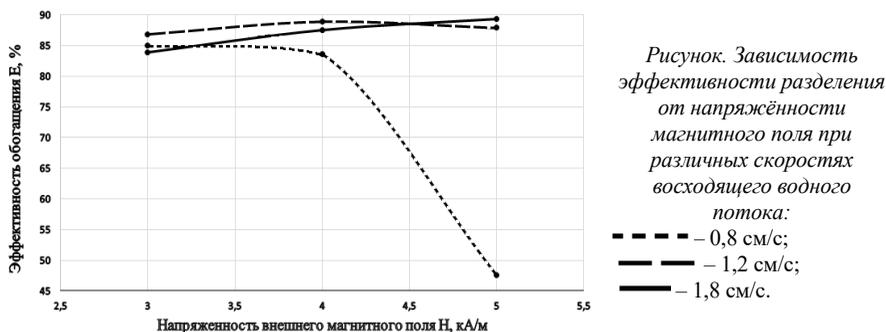


Рисунок. Зависимость эффективности разделения от напряжённости магнитного поля при различных скоростях восходящего водного потока:
- - - - - 0,8 см/с;
- · - · - 1,2 см/с;
— — — — — 1,8 см/с.

Увеличение напряжённости поля приводит к возрастанию сил гидродинамического сопротивления слоя и снижению подвижности частиц в рассматриваемом объёме аппарата.

На изменение содержания общего железа в магнетитовом концентрате и хвостах оказывает влияние процесс перемагничивания ферромагнетика в операции магнитно-гравитационной сепарации в полях низкой напряжённости. При минимальных значениях скорости и напряжённости частицы пустой породы и бедная сростковая фракция выносятся в слив с тонкими частицами раскрытого магнетита.

Силы магнитного поля не способны преодолеть высокие энергетические барьеры, созданные в процессе намагничивания магнетитовых частиц, размер которых позволяет приблизиться к однодоменной структуре кристаллической решётки. Такие зерна имеют большую величину коэрцитивной силы и характеризуются снижением магнитной восприимчивости с уменьшением крупности. Тонкие частицы магнетита не удерживаются полем в рабочей зоне аппарата и выносятся в слив.

С увеличением напряжённости снижается содержание общего железа в концентрате и хвостах. Частицы тонкого магнетита с большей вероятностью попадают в концентрат, а крупная сростковая фракция при снижении подвижности ферромагнитной суспензии остаётся захваченной в структуре агрегата, что негативно сказывается на качестве магнитного продукта. Отмечено наличие экстремальных значений содержания общего железа в концентрате в зависимости от напряжённости внешнего поля при скоростях потока равных 1,2 см/с и 1,6 см/с.

На основе анализа полученных данных были определены оптимальные параметры магнитно-гравитационной сепарации для магнетитосодержащего материала крупностью –200 мкм: скорость центробежно-восходящего потока 1,2 см/с и напряжённость внешнего магнитного поля 4 кА/м.

Эффективность процесса разделения по критерию Ханкока–Луйкена составила 88,88 %. Получен высококачественный магнетитовый концентрат с содержанием общего железа 71,1 %.

Список использованных источников

1. Щербаков А.В., Опалев А.С. Разработка и внедрение энергосберегающей технологии обогащения железистых кварцитов на АО «ОЛКОН» // Труды Кольского научного центра РАН. 2015. № 3 (29).
 2. Усачев П.А., Опалев А.С. Магнитно-гравитационное обогащение руд. Апатиты: КНЦ РАН. 1993.
 3. Киттель К. Физическая теория доменной структуры ферромагнетиков // Успехи физических наук. – 1950. – Т. 41. – №. 8. – С. 452-544
 4. Бродская С.Ю. Изменение магнитных характеристик ферромагнитных пород в зависимости от концентрации ферромагнитных компонент // В кн: Магнетизм горных пород и палеомагнетизм. Красноярск, Сиб. отд. АН СССР, 1963, с. 65–76.
 5. Калужная Р.В. Оптимизация параметров магнитно-гравитационной сепарации на основе исследования межчастичных магнитных взаимодействий в магнитно-стабилизированном ожигенном слое // ГИАБ. 2018. № 7. С. 146-152.
-

The control of the magnetic-gravitational separation process is based on the principles of the formation of a magnetically stabilized fluidized bed of ferro-suspension

Kalyuzhnaya R.V.

The article analyzes the possible adjustment of the parameters of magnetic-gravitational separation, justified from the point of view of the mechanism of formation of a ferromagnetic suspension of magnetized particles containing magnetite in an external field of low intensity based on the classical theory of ferromagnetism. The optimal parameters of magnetic-gravitational separation were determined for a magnetite-containing material with a size of -200 microns by evaluating the efficiency of the process in combination with the dynamics of changes in the main mineral processing indicators in the selected range of controlled parameters.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕЖИМОВ ФЛОТАЦИИ И ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ МЕЛКИХ КЛАССОВ АЛМАЗОВ ИЗ КИМБЕРЛИТОВ

Е.Г. Коваленко, А.Д. Бабушкина, В.А. Чуть-Ды

Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса», г. Мирный, Российская Федерация

Установлена эффективность модифицирования флотского мазута, применяемого в процессах флотации и пенной сепарации алмазов в качестве собирателя, добавками дизельной технической фракции нефтепереработки, а также лёгкой нефти с высокой массовой долей среднемoleкулярных фракций.

Одним из перспективных направлений при выборе состава многокомпонентных собирателей является применение разбавления мазутов средне- и низкомолекулярными фракциями нефтепереработки.

Разбавление мазутов способствует переводу асфальтен-смолистых фракций мазутов в растворенное и тонкодисперсную форму, эффективно закрепляющуюся на алмазах и обеспечивающих их гидрофобизацию и флотацию.

Применяемые в качестве реагентов-собирателей при флотации и пенной сепарации нефтепродукты характеризуются сложной структурой, включающей кристаллические и коллоидные фазы высокомолекулярных компонентов (смола и асфальтенов), распределённые в жидкой среде, представляющей собой смесь средне- и низкомолекулярных фракций. Распределение высокомолекулярных углеводородов по кристаллической, коллоидной и растворенной формам определяется компонентным и фракционным составом (соотношением низко-, средне и высокомолекулярных фракций), а также температурой среды.

Исследования структуры нефтепродуктов, проведённое с применением метода комбинированной оптической микроскопии и визометрического анализа показали, что добавление фракций нефтяных масел и лёгких дистиллятов в мазут приводит к уменьшению количества крупных кристаллов или агломератов асфальтенов и смол за счёт их перехода в коллоидную форму и последующего растворения. Так доля асфальтено-смолистых фракций с размером более 0,1 мкм при разбавлении до 30 % дизельной технической фракции уменьшается с 25 до 4,5 % (рисунок 1).

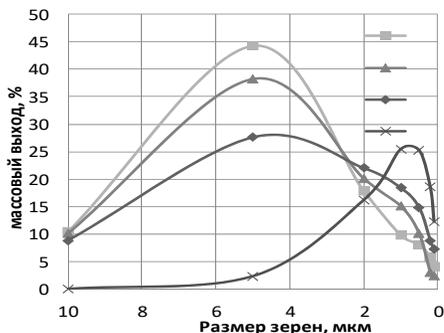


Рисунок 1. Гистограммы массового распределения твёрдой фазы асфальтено-смолистой фракции по классам крупности при визометрическом анализе мазута флотского Ф-5:

1 – до разбавления дизельной технической фракцией (ДТФ); 2, 3, 4 – после разбавления на 10; 20 и 30 % ДТФ

В качестве источника низкомолекулярных фракций могут быть использованы добавки лёгкой нефти. Требуемое изменение фазового состава мазутов, заключающееся

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

в переводе асфальтен-смолистой фракции в форму истинного и коллоидного раствора, было достигнуто добавлением Маччобинской нефти.

Маччобинская нефть состоит из фракций средних и лёгких дистиллятов, не растворившихся в них парафинов и дисперсной фазы асфальтенов и нефтяных смол. После смешивания мазута и дегазированной нефти наблюдается уменьшение массовой доли асфальтенов и парафинов.

Такие изменения связаны с растворением асфальтенов в низкомолекулярных фракциях нефти, а парафинов – в среднемoleкулярных фракциях мазута. Анализ парафинов был проведён с использованием программы для анализа изображений «ВидеоТест-2» по обнаружению и измерению доли выраженных структурных образований со средней энергии светового излучения между АСФ и низкомолекулярными углеводородными компонентами.

Анализ полученных результатов, приведённых в таблице 1, показал, что при смешивании мазута и нефти происходит взаимное растворение фракций, о чем говорит снижение объёмных концентраций асфальтено-смолистой фракции (АСФ), а также парафинов относительно значений, рассчитываемых как средневзвешенные, при отсутствии взаимодействия указанных компонентов при смешивании.

Таблица 1. Изменение массовых долей компонентов в мазуте, нефти и продуктах их смешивания в соотношении 1:1 при 24 °С

Нефтепродукты	Массовая доля фракций, % / Mass prpportion of fractions, %			
	Парафины	АСФ	Низкомолекулярные компоненты	Итого
Мазут Ф-5	6,4	24,0	69,6	100,0
Нефть Маччобинская /	18,6	6,2	75,2	100,0
Смесь 1:1 расчетная	12,5	15,1	72,4	100,0
Смесь 1:1 измеренная	2,5	9,2	88,3	100,0

Результаты флотационных исследований, проведённых в трубке Халлимонда, показали увеличение флотируемости алмазов при разбавлении мазута Ф-5 дизельной фракцией на 10-15 % (рисунок 2).

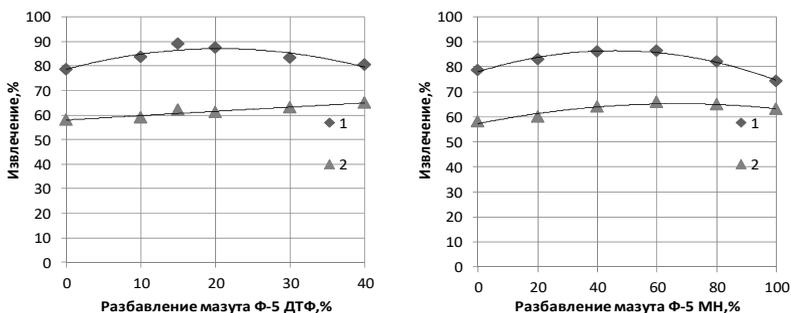


Рисунок 2. Изменение флотируемости алмаза и минералов кимберлита при разбавлении мазута флотского Ф-5 дизельной технической фракцией (а) и Маччобинской нефтью (б): 1 – алмаз; 2 – кимберлит (x10)

Результаты исследований компаундных собирателей на основе мазута Ф-5, проведённые на лабораторной установке пенной сепарации, показали, что выбранные

составы повышают извлечения алмазов в широком интервале температур процесса флотации 10–28°C (таблица 2).

Таблица 2. Извлечение алмазов с использованием различных собирателей при варьировании температуре пульпы при пенной сепарации

Собиратель	Температура							
	10°C		14°C		24°C		28°C	
	Извлечение в концентрат, %							
	алмазы	кимберлиты	алмазы	кимберлиты	алмазы	кимберлиты	алмазы	кимберлиты
Мазут флотский Ф-5	72,6	0,9	77,8	1,2	82,2	1,4	82,4	1,6
КМ-10 (мазут Ф-5+10 % ДТФ)	76,4	1,0	82,4	1,2	85,6	1,5	85,4	1,7
КМ-14 (мазут Ф-5+14 % ДТФ)	77,8	1,1	82,9	1,3	85,0	1,5	84,8	1,7
Нефть Маччобинская	68,6	0,8	72,6	1,4	75,7	1,7	75,2	1,9
Мазут Ф-5 + нефть «Маччобинская» 1:1	74,2	1,0	78,5	1,3	82,8	1,5	81,9	1,7

Рекомендуемый интервал температур в операции пенной сепарации при использовании компаундных собирателей составил 14–24°C.

Полупромышленное апробирование выбранных составов собирателей проводилось на автоматизированной установке пенной сепарации, работающей в близком к промышленному режиму (расход собирателя 1000 г/т, расход бутилового аэрофлота 50 г/т, расход вспенивателя – 150 г/т). Температура в операции кондиционирования составляла 30–40°C и в операции пенной сепарации 14–24°C.

При флотации алмазов трубки «Интернациональная» применение компаундированных мазутов КМ-10 и КМ-14 обеспечило прирост извлечения алмазов на 2,3–4,5 % (таблица 3) при высокой селективности процесса (S), рассчитанной по уравнению как функция извлечения алмазов (ε) и выхода кимберлита в концентрат (γ):

$$S = \varepsilon - 1.3 \gamma,$$

Заметный положительный результат – повышение извлечения на 3 % - был также получен в процессе пенной сепарации руды трубок «Айхал» и «Юбилейная» при применении в качестве собирателя смеси мазута Ф-5 и Маччобинской нефти в соотношении 1:1 (таблица 3).

Таблица 3. Основные показатели процесса пенной сепарации на стендовой установке

№	Регент	Извлечение алмазов в концентрат	Выход кимберлита в концентрат, %	Селективность S, %
<i>На руде трубки «Интернациональная»</i>				
4	Мазут Ф-5	79,4	1,7	77,19
5	КМ-10	81,7	1,9	79,23
6	КМ-14	83,9	2,9	80,13
<i>На руде трубок «Айхал» и «Юбилейная»</i>				
8	Флотский мазут Ф-5	84,5	1,5	82,55
11	Компаунд мазута Ф-5 и нефти Маччобинской 1:1	87,5	1,9	85,03

Для промышленных испытаний на обогатительной фабрике №14 Айхальского ГОКа был рекомендован собиратель, представляющий собой смесь мазута Ф-5 и Маччобинской нефти. Испытания реагентного режима, включающего применение в качестве собирателя смеси мазута Ф-5 и Маччобинской нефти проводились на шихте руд трубок «Айхал» и «Юбилейная».

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Во время проведения испытаний в процесс пенной сепарации в качестве основного реагента подавалась смесь мазута флотского Ф-5 и дегазированной нефти Маччобинского месторождения в соотношении 1:1. Результаты, представленные в таблице 4, показали, что применение компаундного собирателя выбранного состава обеспечивает высокое извлечение алмазов, равное или превышающее соответствующее значение для реагентного режима, предусматривающего использование мазута Ф-5.

Таблица 4. Основные показатели работы передела пенной сепарации при разной дозировке смеси мазута Ф-5 и Маччобинской нефти

Расход собирателя, г/т	Расход аэрофлота, г/т	Расход полифосфата натрия, г/т	Производительность, т/ч	Извлечение алмазов, %
<i>Мазут Ф-5</i>				
1000	15	350	14,2	95,5
<i>Мазут Ф-5 + Маччобинская нефть, 1:1</i>				
500	12	500	15,1	94,8
800	15	500	13,6	96,6
1000	15	500	13,9	97,6

Выбранный режим был применён в цикле пенной сепарации алмазов на обогатительной фабрике № 14 Айхальского ГОКа, где подтвердил возможность снижения потерь алмазов на 2,5 % при снижении расхода реагентов на 14 %.

Improvement of flotation and foam separation modes of small classes of diamonds from kimberlites

Kovalenko E.G., Babushkina A.D., Chut-Di V.A.

The efficiency of modifying the fleet fuel oil used in the processes of flotation and foam separation of diamonds as a collector with additives of diesel technical fraction of oil refining, as well as light oil with a high mass fraction of medium-molecular fractions has been established.

О ЗАСОРЕНИИ ФЕРРОСИЛИЦИЕВОЙ СУСПЕНЗИИ ПОРОДНОЙ ФРАКЦИЕЙ В ПРОЦЕССЕ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВЫХ РУД

Тимофеев А.С., Ю.Н. Никитина

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова,
Москва, Российской академии наук, e-mail: timofeev_ac@mail.ru

Результатами гранулометрического, магнитного и минералогического анализов пробы рабочей ферросилициевой суспензии при переработке алмазосодержащих руд установлен факт ее засорения породной фракцией в период использования. Проанализированы условия выявленного процесса засорения и установлена необходимость контроля качества ферросилициевой суспензии в процессе эксплуатации.

Одним из основных процессов применяемых при переработке кимберлитовых руд является тяжелосредная сепарация в гидроциклонах. Характерной чертой процесса тяжелосредной сепарации является существенное ухудшение сепарационных

характеристик гидроциклонов при длительной эксплуатации ферросилициевой суспензии. Данный факт связан с явлением засорением ферросилициевой суспензии продуктами коррозии ферросилиция и частицами породной фракции приводящим к понижению плотности и последующему ухудшению сепарационной характеристики гидроциклонов [1-3].

В соответствии с вышеизложенными фактами, в настоящей работе выполнены эксперименты по установлению присутствия и состава засоряющих фракций в рабочей ферросилициевой суспензии при её эксплуатации в процессе тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала. Принципиальная схема цикла регенерации ферросилициевой суспензии представлена на рисунке 1.

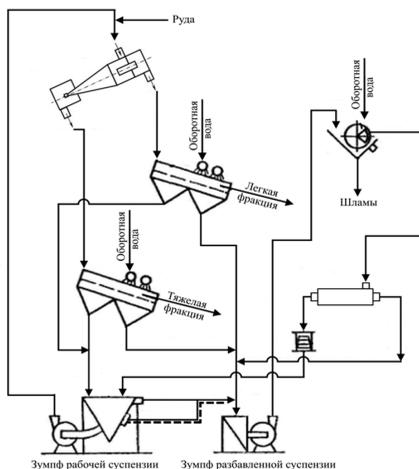


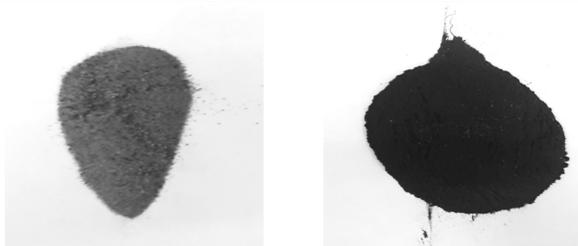
Рисунок 1. Схема цепи аппаратов тяжелосредной установки

Материалом исследования являлась рабочая суспензия ферросилиция, отобранная из зумпфа рабочей суспензии на 8 сутки переработки кимберлитовой руды. Анализ ситовой характеристики отобранной пробы показал практически полное отсутствие частиц крупности -5 мкм, что свидетельствует о факте их окисления с последующим выносом в немагнитную фракцию процесса магнитной сепарации регенерируемой суспензии.

Исследуемые продукты ситового анализа после отмывки в ультразвуковой ванне были направлены на магнитную сепарацию с помощью ручного магнита (напряжённость магнитного поля 500 эрстед). Результаты эксперимента представлены в таблице и на рисунке 2.

Таблица. Результаты магнитного анализа

Класс крупности, мкм	Выход %	Выход фракции, %	
		магнитная	немагнитная
+74	9,9	96,25	3,75
-74+40	52,3	99,99	0,01
-40+5	37,6	100,00	0,00
-5+0	0,1	-	-



Немагнитная фракция +74 мкм Магнитная фракция +74 мкм

Рисунок 2. Продукты магнитного анализа исследуемой фракции ферросилициевой суспензии при напряжённость магнитного поля 500 Э

Увеличенное по сравнению с исходными значениями содержание в отработанной суспензии немагнитных частиц класса +74 мкм свидетельствует о возможном ее засорении породной фракцией.

Методом рентгенофазового анализа определён минеральный состав немагнитной фракции +74 мкм, основным минералом в которой установлен кварц и примеси доломита, сидерита, пирита и рутила. Плотность исследуемой немагнитной фракции +74 мкм определена пикнометрическим методом по ГОСТ 22662-77.

Совмещёнными расчётами с использованием полученных данных установлено, что породная фракция крупностью +74 мкм имеет значения плотности от 2,7 до 2,75 г/см³, которые находятся в пределах значений граничной плотности разделения тяжелосреднего гидроциклона, применяемого для обогащения алмазосодержащих руд.

Достаточно высокое содержание породной фракции (до 3,75 %) в исследуемой пробе рабочей суспензии (таблица) свидетельствует о недостаточно качественном её удалении в зумпф разбавленной суспензии в процессе регенерации ферросилициевой суспензии и постепенном накоплении в объёме зумпфа рабочей суспензии на протяжении работы тяжелосредней установки (см. рисунок 1).

Известно, что в процессе тяжелосредней сепарации засорение рабочей среды мелким материалом повышает содержание твёрдой фазы тяжёлой суспензии при снижении ее плотности и ухудшении реологических свойств [1, 2].

Указанные изменения физико-химической характеристики приводит к росту сопротивления суспензии движению частиц обогащаемого алмазосодержащего материала и, как следствие, к снижению селективности процесса извлечения алмазных кристаллов, что подтверждается искажением сепарационных характеристик процесса.

Результатами опробования процесса тяжелосредней сепарации специалистами института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» установлено, что основной причиной засорения рабочей ферросилициевой суспензии крупнозернистой породной фракцией заключается в разрушении породной фракции при нахождении в насосах и в гидроциклоне.

Разрушенные частицы, как правило, имеют размер меньше ячейки сит грохотов отмытки лёгких и тяжёлых продуктов сепарации (см. рисунок 1).

Опытом эксплуатации тяжелосредних установок в схемах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА» установлено, что очистить от засорения породной фракцией рабочую суспензию можно методом ее перекачки из зумпфа рабочей суспензии в цикл

регенерации. Отмывка суспензии, показанная пунктиром на рисунке 1, производится при увеличении контролируемых показателей давления на входе суспензии в гидроциклон, происходящее вследствие увеличения параметров ее вязкости.

Таким образом, анализ результатов выполненных исследований указывает на необходимость разработки автоматического экспресс-контроля качества рабочей ферросилициевой суспензии с целью своевременной очистки ее от засорения породными фракциями.

При использовании тяжелосредного обогащения на мелких классах крупности рудного материала (менее 3 мм) контроль за качеством рабочей ферросилициевой суспензии становится обязательным условием для обеспечения эффективности процесса сепарации алмазосодержащего материала.

Список использованных источников

1. Краснов Г.Д., Струков В.Б. Интенсификация разделения минералов в тяжёлых суспензиях. М., Недра, 1980, 168 с.
 2. Козлов В.А., Чернышева Е.Н., Пикалов М.Ф. Влияние состава суспензии на работу тяжелосредного гидроциклона // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2014. №6. С. 165-175.
 3. Евсиович С.Г. Обогащение руд в тяжёлых суспензиях М., Металлургиздат, 1959, 290 с.
-

On clogging of ferrosilicon suspension with rock fraction in the process of dense medium separation of kimberlite ores

Timofeev A.S., Nikitina Yu.N.

The results of granulometric, magnetic and mineralogical analyzes of a sample of a working ferrosilicon suspension during the processing of diamond-bearing ores established the fact of its clogging with a rock fraction during the period of use. The conditions of the identified clogging process are analyzed and the need for quality control of the ferrosilicon suspension during operation is established.

**ОПТИМИЗАЦИЯ ЛИПКОСТНОГО СОСТАВА С ПРИМЕНЕНИЕМ
ВЯЗКОСТНЫХ ПРИСАДОК РАЗЛИЧНОЙ МОДИФИКАЦИИ ДЛЯ УСЛОВИЙ
ЛИПКОСТНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ НА
ПРЕДПРИЯТИЯХ АК «АЛРОСА» (ПАО)**

С.А. Петрова, А.А. Ширкин, А.А. Головизина, С.П. Данилова, Т.Р. Полякова

АК «АЛРОСА» (ПАО) Институт «Якутнипроалмаз», г. Мирный, Российская Федерация,
e-mail: institut-yna@alrosa.ru

В статье содержатся результаты исследований, полупромышленных испытаний на драгах и фабриках «АК» АЛРОСА (ПАО) по определению возможности использования альтернативных вязкостных присадок с различными показателями адгезионных свойств полученных образцов липких составов в условиях импортозамещения.

Объектом исследований в данной работе являются различные вязкостные присадки, используемые для приготовления липких составов, используемых в процессе липкостной сепарации.

На фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО) в качестве контрольной операции рентгенолюминесцентной сепарации на крупности $-6(5)+1(0,5)$ мм применяется липкостная сепарация. Липкий состав для ведения процесса состоит из трёх компонентов: петролатум; октол-600А; масла индустриальные И-40А, И-30А.

Базовая вязкостная присадка: Октол-600А относится к низкомолекулярным полибутиленам.

Сырьем для получения низкомолекулярных полибутиленов (C_4H_8)_n является бутан-бутиленовая фракция. Катализатором для получения бутиленов служит комплекс хлорида алюминия и ароматических углеводородов в соотношении 1:2. Октол-600А выпускался промышленностью как вязкостная присадка к маслам вязкостью 550-600 сСт, молекулярной массой 2500 г/моль. Октол-600А обеспечивает высокие адгезионные свойства липкого состава по отношению к алмазам и селективность процесса липкостной сепарации.

Компоненты смешиваются в зависимости от температуры технологической воды и качества петролатума (основной показатель пенетрация, чем меньше значение пенетрации, тем тверже петролатум) в различных соотношениях:

- для барабанных сепараторов: петролатум – 50-73 %; октол-600А – 12-18 %; масло – 32-15 %;
- для ленточных сепараторов: петролатум – 33-57 %; октол-600А – 15-20 %; масло – 52-28 %.

Поиск новых вязкостных присадок инициирован в связи с санкционными ограничениями на поставку сырьевых компонентов для производства присадки октол-600А, одного из трёх компонентов липкого состава, применяемого в процессе липкостной сепарации в схемах доводки алмазосодержащих концентратов на обогатительных объектах АК «АЛРОСА» (ПАО).

Исследования выполнялись в несколько этапов включающие в себя лабораторные исследования физико-механических, адгезионных свойств липких составов, приготовленных с применением вязкостных присадок различных модификаций. Проведение опытно-промышленных испытаний липких составов на обогатительных фабриках и драгах компании АК «АЛРОСА» (ПАО) на промышленном ленточном и барабанном липкостном сепараторе. Выполнение сравнительного анализа технологических показателей липкостной сепарации, полученных на обогатительной фабрике при работе на существующем и альтернативном липких составах. Лабораторные исследования включают в себя проведение сравнительных экспериментов по подбору (сравнению) вязкостных присадок с различными показателями пенетрации при застывании и после перемешивания липких составов.

По ранее проведённым испытаниям в институте «Якутнипроалмаз» и опыту эксплуатации ленточных сепараторов на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО) наиболее высокие технологические результаты показали липкие составы с пенетрацией после застывания $60-80 \text{ мм}^{-1}$ и после перемешивания в пределах значений $200-260 \text{ мм}^{-1}$.

В ходе лабораторных экспериментов было приготовлено и испытано более 30 различных по соотношению компонентов липких составов образцов вязкостных присадок:

- *альтернативный образец №1:*
Вязкостная присадка КП-10, производство ООО «Неохим 71», рп.Заокский, Тульская область – 11 образцов;
- *альтернативный образец №2:*
Вязкостная присадка КП-10, производство ООО «Ефремовский завод синтетического каучука», г. Ефремов, Тульская область – 6 образцов;
- *альтернативный образец №3:*
Вязкостная присадка КП-10С, производство ООО «Неохим 71», рп.Заокский, Тульская область – 3 образца;
- *альтернативный образец №4:*
Вязкостная присадка «Смазпром КП-10П», производство ООО «Промэкология», г. Омск – 6 образцов;
- *альтернативный образец №5:*
Вязкостная присадка октол-600, ООО «Кондор», Санкт-Петербург – 5 образцов.

В результате лабораторных исследований физико-механических свойств липких составов, приготовленных с применением вязкостных присадок, был выявлен наиболее подходящий состав загущающей присадки октол-600 производитель ООО «Кондор» с выявленным значением пенетрации липкого состава, при котором на ранее применяемых липких составах в промышленных условиях был получен оптимальный уровень извлечения алмазов.

Липкие составы с применением присадки октол-600 производства ООО «Кондор», использованы для дальнейших опытно-промышленных исследований по определению адгезионных свойств на промышленных ленточных и барабанных липкостных сепараторах АК «АЛРОСА» (ПАО), в соотношении компонентов: петролатум – 56-58 %; октол-600 – 19 %; масло И-40А – 23-25 %.

Optimization of the composition of grease using viscosity additives of various modifications for grease separation sorting of diamond-containing raw materials at ALROSA PJSC processing plants

Petrova S.A., Shirkin A.A., Golovizina A.A., Danilova S.P., Polyakova T.R.

The article contains the results of the studies and pilot tests at dredges and processing plants of Alrosa PJSC (public company) to determine the possibility of using alternative viscosity additives under conditions of import substitution, and various adhesion characteristics of the grease obtained.

СЕКЦИЯ "КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ,
ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ"



**ТЕОРИЯ И ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ РАЗРЯДНО-ИМПУЛЬСНЫХ
ТЕХНОЛОГИЙ (PULSED POWER TECHNOLOGIES) В ПРОЦЕССАХ
КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

И.Ж. Бунин

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: bunin_i@mail.ru

Представлен обзор основных результатов теоретических и экспериментальных исследований процессов разупрочнения и направленной модификации структурных, физико-химических и технологических свойств минералов цветных, благородных и редких металлов в условиях импульсных энергетических и плазменных воздействий.

Импульсная энергетика и электроника больших мощностей (Pulsed Power) - одно из самых перспективных и быстро развивающихся направлений современной прикладной физики [1]. Технологии импульсной энергетики (Pulsed Power Technologies) включают междисциплинарные исследования в области энергетики, материаловедения, плазменной медицины, обогащения полезных ископаемых, экологии, сельского хозяйства, пищевой, оборонной и других отраслей промышленности. Анализ энергозатрат в процессах дробления и измельчения минерального сырья свидетельствует о сравнительно низких показателях расхода электроэнергии на стадиях среднего (0,3-0,5 кВт·ч/т) и мелкого (0,8-1,2 кВт·ч/т) дробления и высокие при тонком (18-20 кВт·ч/т) и сверхтонком (80 кВт·ч/т и выше) измельчении [2].

В процессах обогащения полезных ископаемых основная роль дезинтеграции заключается в полном раскрытии минеральных сростков с образованием свободных зёрен компонентов для последующего их разделения по физическим и физико-химическим характеристикам.

Для достижения наиболее полного раскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов весьма перспективными являются *немеханические* способы энергетического воздействия, применение которых способствуют повышению эффективности разупрочнения сростков и реализации процесса их дезинтеграции по межфазным границам за счёт образования микротрещин и каналов пробоя, причём без излишнего переизмельчения минералов и, следовательно, с минимальными энергозатратами.

В пионерных работах И.Н. Плаксина с сотрудниками [3-5] и последующих исследованиях, проведённых в ИПКОН РАН, КНЦ РАН (Апатиты), ИГД СО РАН (Новосибирск), ИЭФ УрО РАН (Екатеринбург) и ИСЭ СО РАН (Томск) [5-11], показано, что применение ионизирующих излучений (ускоренные электроны, нейтроны, гамма-лучи и др.) перспективно в качестве вспомогательной операции для направленного изменения механических, электрофизических, физико-химических и технологических свойств минералов цветных, благородных и редких металлов, кальцийсодержащих минералов, породообразующих минералов кимберлитов и алмазов.

В ИПКОН РАН впервые показано, что *нетепловое* воздействие мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ [8]) повышает эффективность раскрытия минеральных сростков и вызывает развитие твердофазных химических реакций на поверхности сульфидных минералов с образованием микро- и нанофаз в виде гидрофобной элементной серы и различных гидрофильных кислородсодержащих соединений, что способствует увеличению селективности флотационного разделения сульфидов с близкими физико-химическими свойствами [9-11].

В докладе предпринята попытка анализа современного состояния проблемы использования технологий импульсной энергетики (электроразрядных технологий [7, 8, 11-13]) в процессах комплексной переработки минерального сырья. Рассмотрены основные (доминирующие) механизмы разупрочнения минеральных сростков и изменения структурно-химического состояния поверхности минералов при воздействии мощных наносекундных электромагнитных импульсов и низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (ДБР) в воздухе при атмосферном давлении.

На основе анализа основных физических и физико-химических процессов, протекающих при воздействии МЭМИ и ДБР на геоматериалы установлено [8–11], что максимальное изменение механических, физико-химических, структурных свойств и фазового состава наблюдается для сульфидов при их обработке МЭМИ со следующими электрофизическими параметрами импульсов: длительность импульса 4–10 нс, длительность фронта 2–5 нс, амплитуда импульса U_a от 25 до 70 кВ, напряжённость электрического поля $E \sim 10^7$ В/м, время обработки образцов $t_{обр.} = 10–150$ с.

Данный метод энергетического воздействия, предшествующий процессам обогащения при комплексной переработке золотосодержащих и полиметаллических руд, позволяет наиболее рационально использовать электроэнергию (селективное разрушение происходит без нагрева руды, энергозатраты 2-3 кВт·ч/т) и достигать наибольшей полноты интергранулярного разрушения минеральных компонентов и, как следствие, максимального извлечения металлов.

В результате применения *нетеплового* воздействия наносекундных МЭМИ в качестве дополнительного подготовительного процесса при обогащении минерального сырья достигнуты следующие технологические эффекты: повышение полноты интергранулярного разрушения минеральных комплексов и разупрочнение минералов (относительное снижение микротвердости $\Delta HV \sim 40\%$), и, как следствие, максимальное извлечение благородных металлов при цианировании и гравитационном обогащении при наименьших затратах электроэнергии.

Прирост извлечения золота составил 5-80 %, серебра 20-47 %, МПГ 3-67 % при снижении энергозатрат. Установлены рациональные режимы предварительной обработки сульфидных минералов, для которых доказана принципиальная возможность повышения селективности флотационного разделения сульфидов с близкими физико-химическими свойствами.

Барьерный разряд (диэлектрический барьерный разряд) [14] возникает в газе под действием переменного напряжения, приложенного к проводящим электродам, с условием, что по крайней мере один электрод покрыт диэлектриком. Разряд можно проводить в кислороде или воздухе.

Барьерным разрядом называют разряд, протекание тока в котором ограничено, по крайней мере, одним слоем диэлектрика, а характерные размеры электродов

существенно превышают величину межэлектродного промежутка. Низкотемпературная плазма ДБР сильно неравновесная, — высокое давление (сотни Тор и выше), средние температуры электронов могут достигать нескольких электрон-вольт, а температура газа остаётся близкой к температуре диэлектрических барьеров.

Метод плазмохимической обработки геоматериалов в условиях ДБР в воздухе при атмосферном давлении имеет большие перспективы практического использования в процессах селективного разделения полупроводниковых рудных и породообразующих минералов, создавая оптимальные условия для повышения контрастности механических и физико-химических свойств минералов и разупрочнения сложных минеральных комплексов в процессах измельчения, флотации и гидрометаллургии.

В ИПКОН РАН экспериментально обоснованы следующие рациональные электрофизические параметры инициирующих ДБР импульсов, при которых наблюдались наиболее значимые изменения структурно-чувствительных свойств минералов: длительность импульса 10 мкс, длительность фронта 200–300 нс, амплитуда импульса $U_A \sim 20$ кВ; частота повторения импульсов 15 кГц; время обработки образцов $t_{обр.} = 10\text{--}50$ с.

В результате применения низкотемпературной плазмы ДБР в воздухе для обработки минералов достигнуты следующие технологические эффекты: повышение эффективности разупрочнения минеральных комплексов и уменьшение микротвердости минералов на 27–47 %, структурно-химическое модифицирование поверхности минералов и, как следствие, увеличение извлечения в пенный продукт флотации пирита на 27 %, перовскита 10–15 %, кварца 7–9 %, а также циркония в продуктивный раствор кислотного выщелачивания на 4 %. Снижение флотационной активности арсенопирита на 10–12 % и выхода мышьяка в пенный продукт флотации на 10–11 %.

Для разработки и создания установок повышенной производительности и их промышленного внедрения необходимо проведение дополнительных исследований технологических процессов плазмохимического модифицирования поверхности геоматериалов.

Список использованных источников

1. Месяц Г.А. Импульсная энергетика и электроника. – М.: Наука, 2004. 704 с.
2. Kondrat'ev S.A., Rostovtsev V.I., Bochkaev G.R. et al. Justification and development of innovative technologies for integrated processing of complex ore and mine waste // J. Min. Sci. 2014. Vol. 50. PP. 959 – 973.
3. Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А. Взаимосвязь энергетического строения кристаллов минерала с их флотационными свойствами // Труды VIII Межд. конгресса по обогащению полезных ископаемых. – Л.: Механобр, 1968. Т. 2. С. 1 – 8.
4. Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А. и др. О влиянии ионизирующих излучений на флотационные свойства некоторых минералов // И.Н.Плаксин. Избранные труды. Обогащение полезных ископаемых. – М.: Наука, 1970. С. 292 – 300 с.
5. Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А., Якушкин В.П. Влияние ионизирующих излучений на процесс флотации. – М.: Наука, 1971. 58 с.
6. Kurets V.I., Usov A.F., Tsukerman V.A. Electric Pulse Discharge Disintegration of Materials. – KSC RAS: Apatity, Russia, 2002. 324 p.
7. Курец В.И., Соловьев М.А., Жучков А.И. и др. Электроразрядные технологии обработки и разрушения материалов. – Томск: Изд-во ТПУ, 2012. – 272 с.

8. Бунин И.Ж., Бунина Н.С., Вдовин В.А. и др. Экспериментальное исследование нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на упорное золотосодержащее сырье // Изв. РАН. Сер. физическая. 2001. Т. 65. № 12. С. 1788–1792.
 9. Бунин И.Ж., Иванова Т.А., Лунин В.Д. Влияние высокоэнергетических воздействий на процесс растворения золотосодержащих минералов // ГИАБ. 2002. №8. С.172 – 176.
 10. Чантурия В.А., Иванова Т.А., Хабарова И.А. и др. Влияние озона при воздействии наносекундными электромагнитными импульсами на физико-химические и флотационные свойства поверхности пирротина // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2007. № 1. С. 91 – 99.
 11. Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Самусев А.Л. и др. Теория и практика применения комбинированных физико-химических и энергетических воздействий на геоматериалы и водные суспензии // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 77-83.
 12. Пунанов И.Ф., Жидков И.С., Чолах С.О. Высоковольтный наносекундный пробой конденсированных сред. – Екатеринбург: Изд-во Уральского ун-та, 2018. 116 с.
 13. Харлов А.В. Установки для электроразрядных технологий и их технические применения (обзор) // Приборы и техника эксперимента. 2022. № 1. С. 14 – 43.
 14. Автаева С.В. Барьерный разряд. Исследование и применение. – LAP Lambert, Germany, 2011. 193 с.
-

Theory and practice of application of pulsed power technologies in the processes for complex processing of mineral raw materials

Bunin I.Zh.

The report provides a brief overview of the main results of theoretical and experimental studies of the processes for the softening and directed modification of the surface structural, physicochemical and technological properties of non-ferrous, noble and rare metals minerals when exposed to high-power electromagnetic pulses and discharge low-temperature plasma.

ОБ ИСПОЛЬЗОВАНИИ СОРБЕНТОВ НА ОСНОВЕ СВЕРХСШИТОГО ПОЛИСТИРОЛА ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ РЗМ И ЦИРКОНИЯ ИЗ АЗОТНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ^{*1,*2}

В.А. Чантурия, М.В. Рязанцева

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: ryzanceva@mail.ru

Исследована возможность использования сверхсшитых полистирольных сорбентов для выделения циркония и редкоземельных элементов из продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата. На основании полученных результатов выделены наиболее перспективные сорбенты и предложена схема сорбционного выделения РЗМ и циркония из продуктивных растворов азотнокислого выщелачивания эвдиалита.

^{*1} Работа поддержана Министерством науки и высшего образования Российской Федерации (грант 13.1902.21.008, соглашение 075-15-2020-802).

^{*2} Работа выполнена с использованием научного оборудования ЦКП НИЦ «Курчатовский институт» –ИРЕА.

По запасам РЗЭ Россия находится на втором месте после Китая: прогнозные ресурсы редкоземельных металлов в РФ оцениваются как крупные и составляют 5,2 млн. т. в пересчёте на сумму оксидов. При этом, собственное производство РЗЭ весьма ограничено: на текущий момент завод «АКРОН» (г. Великий Новгород) был единственным предприятием, ведущим переработку фосфорно – апатитовых руд с получением на выходе концентратов оксидов РЗЭ с разделением на отдельные элементы. В настоящее время из-за отсутствия сбыта работа цеха переработки азотнокислых растворов с выделением РЗЭ законсервирована. Между тем, обеспечение экономики РФ редкими и редкоземельными металлами имеет важное значение для национальной безопасности, являясь при этом определяющим условием развития и модернизации промышленности.

Среди разнообразного редкометалльного сырья, руды Кольского полуострова имеют реальные перспективы длительной промышленной эксплуатации (Ловозерское месторождения лопаритовых руд). Однако, на данный момент перерабатывается только лопарит и то в ограниченном масштабе. В то же время известно, что по количественным показателям содержания ценных компонентов эвдиалит сопоставим с традиционными лопаритом и апатитом. Поэтому вовлечение в комплексную переработку эвдиалитового сырья позволило бы получать дополнительные объёмы ценной редкометалльной продукции и циркония. Практическая реализация этой задачи осложнено рядом обстоятельств, среди которых, не последнее место занимает проблема селективного выделения ценных компонентов из продуктивных растворов выщелачивания.

На данный момент для ее решения в литературе предлагается два основных направления. Первое, связано с фракционным осаждением РЗМ и циркония с использованием химических реагентов, выбор которых, хоть и отличается многообразием, однако, их применение создаёт дополнительные сложности, обусловленные прежде всего, перерасходом, что делает практическую реализацию технологии химического осаждения технически сложной и, вероятно, экономически неоправданной. Второе, весьма перспективное направление, включает в себя различного рода сорбционные, в том числе ионообменные технологии.

Среди рукотворных селективных сорбционных материалов, особое место занимают сорбенты на основе сверхсшитого полистирола.

В данной работе представлены результаты, полученные при исследовании возможности использования полистирольных сорбентов [1-3] для выделения ценных компонент из продуктивного раствора азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата. В таблице 1 приведено краткое описание, полученных результатов.

Сильноосновные аниониты двух марок показали весьма схожие результаты. Незначительные отличия результатов обусловлены тем, что функциональная группировка сильноосновного анионита - 1 представлена четвертичным аммониевым основанием, характеризующимся более выраженными основными свойствами в сравнении с третичными формами (сильноосновный анионит – 1). Расчёт материального баланса эксперимента показал, что при пропускании исходного продуктивного раствора через сильноосновный анионит – 1 за одну операцию в суммарную фракцию извлекается 61,3 % РЗЭ, церия – 84,1 %, лантана – 87,9 %, неодима – 44,1 % и празеодима – 28,5 %.

Максимальный эффект получен для сильнокислого катионита и хелатной смолы: извлечения РЗЭ на катионите составило 95 %, Zr – 83 %, Sr – 72 %, Fe – 80 %, Mn – 85 %,

Международная конференция «Плаксинские чтения – 2023»

г. Москва, 02-05 октября 2023 г.

Ca – 83 %, Al – 55 % и Na – 67 %; на хелатной смоле извлечение PЗЭ и Zr составило 99 %, сопутствующих элементов – от 17 до 99 % (Na – 21 %, Al – 95 %, Ca – 28 %, Mn – 38 %, Fe – 99 %, Sr – 17 %).

Таблица 1. Сорбенты и полученные результаты

Наименование сорбента	Полимерная матрица	Функциональная группа	Полученные результаты
Сильноосновный анионит - 1	Гелевая структура Стирол / дивинилбензол	Четвертичное аммониевое основание (тип 1)	За одну операцию в Σ селективную фракцию элюата извлекается 75,3 % от содержания PЗМ в исходном растворе (75,8 % Ce, 80,6 % La, 64,5 % Pr, 46,5 % Nd) и 59,5 % Zr.
Сильнокислый катионит	Макропористая структура Стирол / дивинилбензол	Сульфокислота	Сорбент связывает 90 – 97 % PЗМ, 83,2 % Zr, 71,9 % Sr, 80,14 % Fe, 85,3 % Mn, 82,8 % Ca, 55,9 % Al, 67,9 % Na.
Хелатная смола	Макропористая структура Стирол / дивинилбензол	Аминофосфорная кислота	Сорбент связывает ~99,9 % PЗМ и циркония, а также 21,03 % Na, 94,7 % Al, 28,4 % Ca, 38,2 % Mn, 99,7 % Fe, 16,9 % Sr.
Сильноосновный анионит - 2	Гелевая структура Стирол / дивинилбензол	Третичное аммониевое основание	За одну операцию в суммарную селективную фракцию элюата извлекается 70 % от Σ содержания PЗМ в исходном растворе (87,9 % La, 84,1 % Ce, 44,1 % Nd, 66,4 % Pr, 28,5 % Eu, 18,1 % Sm. 35 % Ho и Lu. При этом, Zr выходит одновременно со щелочноземельными элементами.

Поскольку, использование хелатной смолы обеспечивает более высокие показатели извлечения ценных компонентов из раствора на смолу, дальнейшие исследования были направлены на поиск эффективных десорбирующих растворов (элюентов), для селективного извлечения PЗЭ и циркония. Перечень используемых десорбирующих растворов и их концентрации представлены в таблице 2.

Таблица 2. Десорбирующие растворы и их молярности

Соединение	Концентрация, моль/л							
	0,1	0,25	0,5	10	2,0	5,00	10,0	
H ₂ SO ₄								
HNO ₃	0,25	0,5	1,0	2,0	3,0	5,0	5,0	8,0
HCl	0,25	0,5	1,0	2,0	4,0	6,0		
NH ₄ HF ₂	0,25	0,5	1,0	2,0	3,0	5,0		
Лимонная кислота	0,25	0,4	0,8	1,5	2,0			
Щавелевая к-та	0,20	0,4	0,8	1,5	2,0			

Анализ полученных результатов на основе расчёта материальных балансов эксперимента позволил сделать следующие выводы. Серная кислота (H₂SO₄) с концентрацией 0,1 моль/л, является эффективным элюирующим раствором для Ca и Mn: при пропускании через колонку 5 колоночных объемов (150 мл) в раствор переходит 34 % Ca и 33 % Mn. В тех же условиях, серная кислота с концентрацией 10 моль/л обуславливает переход в раствор 35 % Na, 39 % Ca %, 37 % Fe и 38 % Al. При этом потери PЗЭ, с элюатом раствора 0,1 M H₂SO₄ – 0,5 %, с 10 M – 1,7 %.

Использование в качестве элюата 0,2 M щавелевой кислоты позволило извлечь в раствор со смолы 97,2 % Na без потерь PЗЭ.

Соляная кислота, с концентрациями 0,5 – 2,0 моль/л, пропущенная через колонку в количестве 5 к.о. (150 мл), обуславливает переход в элюирующий раствор до 36,3 % Fe, при этом в элюат также переходит от 2,31 % до 9,29 % PЗЭ.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Лимонная кислота и ЭДТА показали свою неэффективность в процессе десорбции сорбированных хелатной смолой элементов. Использование 0,25 М раствора бифторида аммония (NH_4HF_2) обеспечивает извлечение 98,9 % циркония, без потерь РЗЭ.

Концентрированные (5М и 8М) растворы азотной кислоты (HNO_3) являются эффективными элюирующими агентами для РЗЭ, при этом 8 М раствор более эффективен: при пропускании 5 к.о. (150 мл) достигается извлечение 83,8 % РЗЭ, 5 М – 9,8 % РЗЭ, одновременно с ценным компонентом в 10 М азотную кислоту переходит 13,5 % Al, 8,5 % Ca.

Основываясь на полученных данных, предложена схема извлечения РЗЭ из продуктивного раствора кислотного выщелачивания эвдиалита (рисунок), включающая подачу продуктивного раствора в нативном виде на хелатную смолу и последующее извлечение с сорбента посредством ступенчатого элюирования растворами минеральных кислот сначала натрия, затем кальция, марганца, железа и алюминия, после чего в раствор азотной кислоты селективно выходят РЗЭ и затем, цирконий в раствор бифторида аммония (рисунок).



Рисунок. Сорбционная схема извлечения РЗЭ из продуктивного раствора кислотного выщелачивания эвдиалита

Состав и концентрация РЗЭ в конечном продукте десорбции РЗЭ приведены в таблице 3.

Таблица 3. Состав и концентрации РЗЭ, мг/л

La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu	Σ
90,5	218,0	26,9	78,3	24,2	8,0	27,9	5,0	28,1	5,9	15,8	2,4	13,6	1,9	715,4

Выводы

Экспериментально обосновано применение сверхсшитых полистирольных для селективного извлечения РЗЭ и Zr из продуктивных растворов кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата. Установлено, что наиболее эффективным

сорбентом является хелатная смола, обеспечивающая 99 % извлечение РЗЭ и Zr из продуктивных растворов, Последующее элюирование насыщенного сорбента обеспечивает получение раствора Zr с концентрацией 4,1 г/л, (извлечение Zr – 97,7 %) и раствора РЗЭ с концентрацией 0,75 г / л (извлечение РЗЭ – 81,1 %),

На основе полученных результатов предложена сорбционная схема, основанная на прямой подаче продуктивного раствора на сорбент с последующей десорбцией сопутствующих примесей и ценных компонентов элюированием растворами минеральных кислот и бифторида аммония, Конечными продуктами являются раствор Zr с концентрацией 4,1 г / л и раствор РЗЭ с концентрацией 0,75 г / л.

Список использованных источников

1. Даванков В.А., Цюрупа М.П., Блиникова З.К. Разделение модельной смеси CaCl_2 –KCl на нейтральном нанопористом сверхсшитом полистироле в статических и динамических условиях// Журнал физической химии. 2008. Т.82, №3, С.519-524.
 2. Davankov V.A., Tsyurupa M.P., Alexienko N.N. Selectivity in preparative separations of inorganic electrolytes by size exclusion chromatography on hypercrosslinked polystyrene and microporous carbons // J. Chromatogr. A. 2005. V.1100. №1 P.32-39.
 3. Davankov V.A., Tsyurupa M.P. Preparative frontal size exclusion chromatography of mineral ions on neutral hypercrosslinked polystyrene// J. Chromatogr. A. 2005. V.1087. № 1 P.3-12.
-

The application of hyper–cross-linked polystyrene sorbents for the recovery of rem and zirconium from nitric acid pregnant solutions

Chanturiya V.A., Ryazantseva M.V.

The applicability of hypercrosslinked polystyrene sorbents for the separation purpose of zirconium and rare earth elements from a nitric acid pregnant solution of eudialyte concentrate were studied. Based on the results obtained, the most the scheme of the REE and Zr recovery from the nitric acid pregnant solutions was proposed.

КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ОБЕДНЕННЫХ ПО ЦИНКУ МЕДНОКОЛЧЕДАННЫХ РУД С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕДНОГО И ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ

С.В. Мамонов^{1,2}, Т.П. Дресвянкина¹, С.В. Волкова¹, М.И. Чинова¹, И.С. Синьков¹

¹ Акционерное общество Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: *Mamonov_SV@umbr.ru*

² Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация,

В работе приведены результаты разработки технологий обогащения обеднённых по цинку медноколчеданных руд с получением медного и цинкового концентратов. Показано, что при обогащении таких руд получение медного и цинкового концентратов технически возможно и экономически эффективно.

Руды медноколчеданных месторождений являются комплексными и в соответствии с «Методическими рекомендациями по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых. Медные руды», утверждёнными распоряжением Министерства природных ресурсов Российской Федерации от 05.06.2007 г. № 37-р, в зависимости от содержания меди и цинка разделяются на: медные с содержанием меди более 0,5-0,7 % и цинка менее 0,8-1,0 %; медно-цинковые с содержанием меди более 0,5-0,7 % и цинка более 0,8-1,0 % и серноколчеданные с содержанием серы более 35 %, меди менее 0,5-0,7 % и цинка менее 0,8-1,0 %.

В ряде случаев недропользователи, ссылаясь на Классификацию запасов месторождений медных руд, при обогащении руд с содержанием цинка менее 0,8-1,0 % цинковый концентрат не получают.

По нашему мнению, такое содержание цинка в рудах не является обоснованием неполучения цинковых концентратов. Сортность руд должна определяться технологическими возможностями и экономической целесообразностью получения медных и цинковых концентратов из «медных руд».

В АО «Уралмеханобр» проведены исследования по получению медных и цинковых концентратов из руды одного медноколчеданного месторождения Южного Урала.

По данным количественного химического анализа содержание меди в руде составляло 0,96 %, цинка – 0,28 %.

Медные минералы в руде на 81,91 % представлены первичными сульфидами и на 15,96 % вторичными минералами, доля окисленных минералов не велика и составляет 2,13 %.

Цинк в руде на 82,14 % представлен сульфидной формой.

Руда в основном сложена следующими минералами: пирит (53 %), кварц (23 %), полевые шпаты (9 %), клинохлор (6 %), халькопирит (3 %), амфиболы, пироксены и прочие алюмосиликаты (3 %), сфалерит и вторичные минералы меди (<1 %).

На первоначальном этапе проведены исследования обогатимости руды по фабричной схеме переработки с получением только медного концентрата (без применения депрессоров цинковых минералов). Показано, что при существующей технологии обогащения возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 19,04 % и цинка 3,94 % при извлечении меди в медный концентрат 85,08 %, цинка – 61,69 %.

Исследования по получению медных и цинковых концентратов из руды медноколчеданного месторождения проведены по селективно-коллективно-селективной схеме флотации с применением следующих реагентов: бутиловый ксантогенат калия, оксаль Т-92, цинковый купорос, гидросульфид натрия, медный купорос, известь.

По разработанной технологии получены: медный концентрат с массовой долей меди 19,06 % при извлечении меди 87,05 %; цинковый концентрат с массовой долей цинка 45,75 % при извлечении 21,47 %.

Также в АО «Уралмеханобр» проведены исследования по получению медных и цинковых концентратов из медного сорта руды одного из медно-цинковых колчеданных месторождений Среднего Урала. Объектами исследований явились: технологическая проба медно-цинковой руды (МЦР) и три технологические пробы медной руды (МР, МР-1, МР-2).

Согласно результатам количественного химического анализа, в медно-цинковой руде содержится 2,21 % меди и 3,23 % цинка; в медных рудах содержится 1,91-2,53 % меди и 0,35-1,04 % цинка (таблица).

В пробе медно-цинковой руды медь на 73,30 % ассоциирована с первичными сульфидами, на 23,08 % представлена вторичными минералами меди. На долю окисленных минералов меди приходится 3,62 % меди. Цинк в пробе медно-цинковой руды на 79,88 % представлен сульфидной формой, с гидроксидами железа и марганца связано 11,45 % цинка. На долю окисленных минералов цинка приходится 8,05 %.

Таблица. Содержание меди и цинка в исследуемых рудах

Элемент	Содержание, %			
	МЦР	МР	МР-1	МР-2
Медь	2,21	2,32	1,91	2,53
Цинк	3,23	0,35	0,63	1,04

В трех пробах медной руды медь на 64-78 % ассоциирована с первичными сульфидами, на 18-25 % представлена вторичными минералами меди.

На долю окисленных минералов приходится от 2,6 до 10,5 % меди.

Цинк на 62,5-80 % представлен сульфидной формой, с гидроксидами железа и марганца связано 11-19 % цинка.

На долю окисленных минералов цинка приходится 8-16 %.

Исследования по получению медных и цинковых концентратов из медно-цинковой и медных руд проведены по коллективно-селективной схеме флотации с применением следующих реагентов: бутиловый ксантогенат калия, пенообразователь оксаль Т-92, цинковый купорос, гидросульфид натрия, медный купорос, известь.

В результате исследований получены:

- из пробы медно-цинковой руды МЦР, содержащей 2,21 % меди, 3,23 % цинка, получен медный концентрат с массовой долей меди 23,40 % при извлечении меди 89,68 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50,51 % при извлечении цинка 78,19 %;
- из пробы медной руды МР с массовой долей меди 2,31 %, цинка 0,35 % - медный концентрат с массовой долей меди 23,40 % при извлечении меди 92,59 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 45,05 % при извлечении цинка 39,90 %;
- из пробы медной руды МР-1 с массовой долей меди 1,90 %, цинка 0,63 % - медный концентрат с массовой долей меди 22,94 % при извлечении 91,02 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 48,20 % при извлечении цинка 55,85 %
- из пробы медной руды МР-2 с массовой долей меди 2,53 %, цинка 1,04 % - медный концентрат с массовой долей меди 21,84 % при извлечении 93,48 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 50,45 % при извлечении цинка 60,03 %.

Исследования проведены также и на смеси медных и медно-цинковой руд при разном их соотношении. Результаты исследований показали, что:

- из смеси медной руды МР и медно-цинковой руды МЦР возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 23-24 % при извлечении меди 90-92 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50 % при извлечении цинка 65-73 %;

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- из смеси медной руды МР-1 и медно-цинковой руды МЦР возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 23 % при извлечении меди 88-89 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50 % при извлечении цинка 67-73 %;
- из смеси медной руды МР-2 и медно-цинковой руды МЦР возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 23 % при извлечении меди 92 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50 % при извлечении цинка 69-78 %.

По результатам исследований выполнена укрупнённая экономическая оценка целесообразности получения медного и цинкового концентратов из медных руд и смеси медных и медно-цинковых руд.

Результаты экономических расчётов показали, что переработка медных и медно-цинковых руд с получением медного и цинкового концентратов экономически выгоднее переработки медных руд с получением только медного концентрата и медно-цинковых руд с получением медного и цинкового концентратов.

Прирост валовой прибыли в зависимости от пробы руды варьирует от 8,8 до 217,09 млн руб.

Показано, что переработка медных и медно-цинковых руд в смеси с получением медного и цинкового концентратов экономически целесообразна:

- при соотношении в смеси МЦР к МР-2 свыше 35 : 65;
- при соотношении в смеси МЦР к МР-1 свыше 65 : 35;
- при соотношении в смеси МЦР к МР свыше 65 : 35.

При этом прирост валовой прибыли в зависимости от содержания металлов в руде варьирует от 217,36 до 555,75 млн руб.

Выводы

1. Целесообразность получения медных и цинковых концентратов при переработке медных колчеданных руд, содержащих менее 0,8-1,0 % цинка, должна быть обоснована с технологической и экономической точек зрения.
2. На примере конкретных колчеданных месторождений показано, что из медных руд с низким содержанием цинка получение медного и цинкового концентратов технически возможно и экономически эффективно.
3. Валовая переработка медных и медно-цинковых руд должна обосновываться экономическими расчётами с определением оптимального соотношения руд в шихте.

Integrated technology for processing zinc-deforted copper pyrite ores with obtaining copper and zinc concentrates

Mamonov S.^{1,2}, Dresvyankina T.¹, Volkova S.¹, Chinova M.¹, Sinkov I.¹

The paper presents the results of the development of technologies for the enrichment of zinc-depleted copper pyrite ores with the production of copper and zinc concentrates. It has been shown that during the enrichment of such ores, obtaining copper and zinc concentrates is technically possible and cost-effective.

**БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ РУДЫ
ТЕРМОТОЛЕРАНТНЫМ МИКРОБНЫМ СООБЩЕСТВОМ***

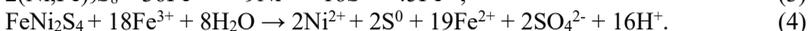
М.И. Муравьев, Н.В. Фомченко, А.Е. Панюшкина, В.С. Меламуд

ФГБУН Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии» Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: taxmuravyov@inmi.ru

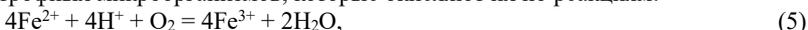
В работе представлены результаты биовыщелачивания никель-медной сульфидной руды ацидофильным микробным сообществом при 40°C. Показана возможность выщелачивания никеля и меди при их остаточном содержании в осадке 0,26 и 0,88 % соответственно.

Биогидрометаллургические технологии переработки сульфидного сырья цветных и благородных металлов являются альтернативой пирометаллургическим процессам. При выщелачивании никель-медной руды с использованием хемолитотрофных микроорганизмов происходит разрушение сульфидных минералов, входящих в состав этой руды: пирротина (FeS), халькопирита (CuFeS₂), пентландита (Ni₃Fe)₉S₈ и виоларита (FeNi₂S₄).

Окисление этих минералов в процессе выщелачивания можно выразить в виде следующих реакций:



Продукты реакций (1)–(4) (Fe²⁺ и S⁰) являются субстратами для ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов, которые окисляют их по реакциям:



Таким образом, в процессе биовыщелачивания в жидкой фазе накапливаются сульфаты металлов: сульфат трёхвалентного железа, который является окислителем сульфидных минералов, а также сульфаты меди и никеля.

Из полученного раствора медь и никель можно извлечь с помощью процесса селективной экстракции с последующей реэкстракцией и электролизом.

Объектом исследования являлась сульфидная никель-медная руда месторождения Шануч (Камчатский край).

Рудные минералы в ней представлены следующими основными сульфидами: петландитом (8 %), виоларитом (8 %), халькопиритом (2 %) и пирротинном (6 %). В руде содержалось 5,41 % никеля, 0,77 % меди, 23,08 % железа, 21,02 % серы.

Для биовыщелачивания было создано термотолерантное сообщество микроорганизмов.

В состав сообщества были включены литоавтотрофные и миксотрофные железомикроорганизмы и сероокисляющие штаммы микроорганизмов различной видовой принадлежности: *Acidithiobacillus (At.) ferrooxidans*, *At. thiooxidans*, *At. caldus*, *Leptospirillum ferriphilum*, *Ferroplasma (F.) acidiphilum*, *F. acidarmanus*, *Acidiplasma* sp., *Sulfobacillus (S.) thermotolerans* и *S. thermosulfidooxidans*.

* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда № 21-14-00077.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Опыты по биовыщелачиванию проводили в биореакторе объемом 2 л, содержащем 1 л выщелачиваемой суспензии, при перемешивании верхнеприводной турбинной мешалкой с частотой 500 об/мин, барботажем воздуха с расходом 4 л/мин и термостатированием U-образным теплообменником, соединённым с водяным циркуляционным термостатом.

Количество вносимой в биореактор руды составило 100 г, которая смешивалось с 1 л инокулята (плотность пульпы составила 10 %). Количество клеток, определённое перед процессом биовыщелачивания, составило 10^8 клеток микроорганизмов на 1 мл жидкой фазы. Концентрация трёхвалентного железа в жидкой фазе (Fe^{3+}) составила 5,0 г/л, двухвалентное железо отсутствовало.

Опыты проводили при 40°C . Начальное значение pH устанавливали на уровне 1.1–1.2 добавлением концентрированной серной кислоты.

Время биовыщелачивания в опыте составляло 32 сут.

В процессе контролировалось значение pH, а также концентрации ионов Fe^{2+} , Fe^{3+} , Ni^{2+} и Cu^{2+} .

На рисунке *a* представлены значения концентраций ионов никеля и меди, а на рисунке *б* концентрации ионов железа в процессе выщелачивания.

Анализ поведения цветных металлов в процессе выщелачивания показал, что основное количество цветных металлов переходило в жидкую фазу в течение первых десяти суток, а затем прирост их концентрации был менее значительным. Так, за первые десять суток концентрация никеля достигла 4,19 г/л, а меди – 0,181 г/л. За последние три недели выщелачивания концентрация никеля увеличилась до 4,79, а меди – до 0,248 г/л. Это свидетельствовало о более активном протекании реакций (2)–(4) в начале процесса выщелачивания, затем их активность снижалась.

Показано, что в процессе биовыщелачивания в первые двое суток концентрация Fe^{2+} увеличивалась от 0 до 6,79 г/л, что свидетельствовало не только об окислении минералов по реакциям (1)–(4), но и растворении минералов в растворе серной кислоты:

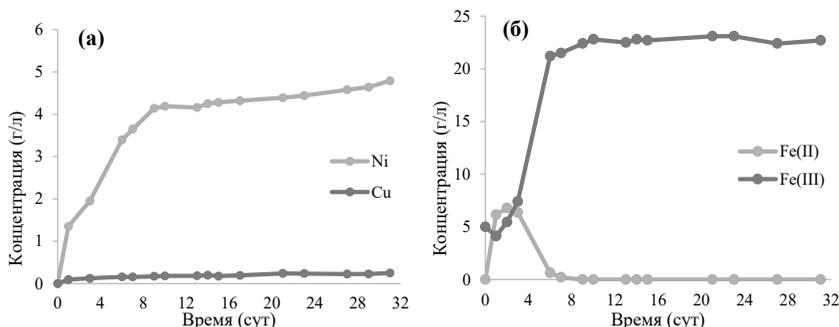


Рисунок. Зависимость концентраций ионов никеля и меди (а), а также ионов Fe^{3+} и Fe^{2+} (б) от времени биовыщелачивания никель-медной руды

В дальнейшем концентрация Fe^{2+} убывала и становилась равной нулю к 9 сут процесса. Концентрация Fe^{3+} , наоборот, возрастала, что связано активным окислением железа микроорганизмами по реакции (5).

Анализ полученных данных указывает на то, что концентрация никеля, полученная после биовыщелачивания руды, является достаточной для выделения из жидкой фазы при селективной экстракции.

Отделение сульфата никеля, полученного в процессе выщелачивания, от сульфата трёхвалентного железа может осуществляться с помощью его селективного осаждения ярозитным способом.

После выделения металлов жидкая фаза может быть использована как оборотный раствор в процессе биовыщелачивания руды. Это позволит накопить также медь до концентрации, которая может позволить выделить ее в товарной форме.

Содержание основных элементов и сульфидных минералов в осадке биовыщелачивания представлено в таблице.

Таблица. Содержание основных элементов и минералов в осадке биовыщелачивания

Элемент	Ni	Cu	Fe	S
Содержание, %	0,26	0,88	12,55	8,45
Минерал	Пентландит	Виоларит	Халькопирит	Пирротин
Содержание, %	1	0	2	0

Анализ полученных результатов указывает на принципиальную возможность достаточно полного выщелачивания никеля из исследуемой руды.

Содержание никеля в полученном осадке являлось очень низким, всего 0,26 %, что значительно ниже, чем его известные содержания в других отходах (шлаках, хвостах флотации).

Анализ минерального состава осадка показывает, что в процессе биовыщелачивания были полностью удалены виоларит и пирротин как минералы, обладающие наименьшими значениями электродного потенциала в сернокислых железосодержащих растворах.

Остаточное содержание никеля присутствовало в составе пентландита, а меди – в составе халькопирита, выщелачивание которого в сернокислых железосодержащих растворах, в том числе с использованием микроорганизмов, наиболее трудно.

Основываясь на полученных результатах, можно заключить, что биогидрометаллургия может рассматриваться в качестве перспективной технологии, позволяющей перерабатывать никель-медные руды.

Bioleaching of nickel-copper ore by thermotolerant microbial consortium

Muravyov M.I., Fomchenko N.V., Panyushkina A.E., Melamud V.S.

The paper presents the results of bioleaching of nickel-copper sulfide ore by an acidophilic microbial community at 40°C. The possibility of leaching of nickel and copper was shown. Their contents in the leach residue were found to be 0.26 and 0.88 %, respectively.

**ТИОЦИАНАТ, КАК НАИБОЛЕЕ ПЕРСПЕКТИВНЫЙ ЗАМЕНИТЕЛЬ
ЦИАНИДА В МЕТАЛЛУРГИИ ЗОЛОТА**

А.А. Шипнигов, А.В. Епифоров, Р.М. Собенников

АО Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет») г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail:
shipn.anton@yandex.ru, epiforov@irgiredmet.ru, rsobenn@gmail.com

Актуальность работы обусловлена существенным изменением структуры минерально-сырьевой базы золота. Применение цианида в качестве базового растворителя золота в настоящее время усложняется ростом упорности перерабатываемого сырья, а также ужесточением требований к экологической безопасности предприятий.

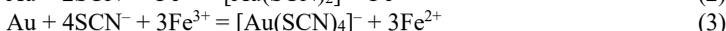
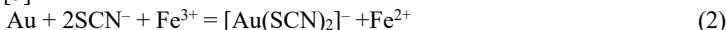
В настоящее время для выщелачивания золота используется цианид натрия. Следует отметить, что при pH ниже 9 цианид натрия подвержен гидролизу с образованием высокоокислительной синильной кислоты согласно реакции (1).



Учитывая тот факт, что цианид относится к категории сильнодействующих ядовитых веществ, следует уделять особое внимание к его транспортировке, хранению и применению.

В связи с этим возникает необходимость поиска альтернативных нецианидных растворителей золота. Одним из перспективных нецианидных растворителей в металлургии золота является тиоцианат [1].

Впервые способность тиоцианата растворять золото была обнаружена в 1906 году [2]. Выщелачивать золото тиоцианатом возможно в сернокислой среде при pH = 1-2 в присутствии Fe³⁺ [3].



Также возможно растворение золота тиоцианатными комплексами железа (III) в соответствии с уравнениями (4)–(7) [3, 4]. Кроме того, тетратиоцианат золота (III) является сильным окислителем и может окислять элементарное золото при выщелачивании.



В процессе выщелачивания золота ионы Fe³⁺ восстанавливаются до ионов Fe²⁺, что негативно сказывается на процессе растворения золота. В качестве окислителя железа возможно использовать перекись водорода (H₂O₂), диоксид марганца (MnO₂), нитрит натрия (NaNO₂), хлорат натрия (NaClO₃) и др.

Применение тиоцианата для выщелачивания золота в сернокислой среде позволяет комплексно перерабатывать различные типы руд [5-7].

Целью настоящей работы являлось сравнить показатели извлечения золота с применением тиоцианата относительно цианида на различных продуктах.

Опыты проводили на двух различных продуктах: окисленная золотоурановая руда и сульфидный золотомедный концентрат.

Содержание золота в золотоурановой руде составляло $0,97 \pm 0,24$ г/т. Массовая доля SiO_2 – 63,8 %, Al_2O_3 – 16,9 %. Массовая доля железа в пробе составляет 4,59 %, и оно практически полностью находится в оксидной форме. По содержанию сульфидов проба относилась к убогосульфидному типу руд [5, 6].

Исследования по цианированию окисленной руды проводили при следующих условиях: плотность пульпы 50 %, концентрация NaCN – 0,5 г/дм³, pH=10,5 (добавка CaO). Продолжительность цианирования составляла 24 ч.

Исследования по тиоцианатному выщелачиванию золота из золотоурановой руды проводили при следующих оптимальных условиях: плотность пульпы 40 %, концентрация H_2SO_4 – 10 г/дм³, Fe^{3+} – 1 г/дм³, SCN^- – 0,5 г/дм³, температура процесса 45°C, продолжительность выщелачивания составляла 4 часа. Содержание золота в золотомедном флотоконцентрате составляло 54,6 г/т. Массовая доля S – 20,7 %, Fe – 14,3 %, Cu – 6,9 %, As – 2,3 %.

Предварительно концентрат подвергали автоклавному окислению (ПОХ – Pressure Oxidation) в лабораторном автоклаве при температуре 200° С и общем давлении 2,4 МПа [7].

Полученную пульпу фильтровали, кек отмывали от кислоты, ощелачивали известью до pH = 10,5-11,0, добавляли цианид натрия (2 г/л) и подвергали цианированию в режиме CIL (уголь в выщелачивании). При этом определяли извлечение золота на уголь и расходы цианида и извести.

Исследования по тиоцианатному выщелачиванию золота проводили непосредственно в кислой (pH=0,9) медьсодержащей (8,3 г/л Cu) пульпе автоклавного окисления после ее охлаждения до 90-95°C.

В пульпу подавали роданида калия 2 г/дм³ и проводили выщелачивание золота в режиме CIL. Загрузка активированного угля составила 5 % (об.), продолжительность выщелачивания составляла 1 час.

Результаты опытов по выщелачиванию золота цианидом и тиоцианатом из руды и концентрата представлены в таблице.

Таблица. Сравнение показателей извлечения золота из золотоурановой руды и из кек автоклавного окисления золотомедного флотоконцентрата

Проба	Реагент	Содержание Au, г/т		Извлечение Au, %	Расход реагентов, кг/т		
		До обработки	После обработки		NaCN	CaO	KSCN
Руда	NaCN	0,97	0,12	87,6	0,4	0,5	-
	KSCN		0,13	86,6	-	-	0,66
Кек ПОХ	NaCN	83,4	0,66	99,2	1,5	10,5	-
	KSCN	84,3	1,5	98,2	-	-	1,25

Показано, что извлечение золота при тиоцианатном и цианидном выщелачивании сопоставимо. Следует отметить, что при сернокислотном тиоцианатном выщелачивании золотоурановой руды совместно с золотом в раствор извлекается уран [6], что даёт возможность уйти от сложной двухстадийной схемы переработки подобного рода сырья.

При использовании тиоцианатного выщелачивания для переработки упорных сульфидных руд и концентратов в сочетании с предварительными методами вскрытия золота, такими как автоклавное, бактериальное или атмосферное окисление сульфидов, приводящих к образованию большого количества серной кислоты, имеются следующие преимущества:

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

- растворение золота осуществляется в сернокислых средах ($\text{pH} \leq 3$), что позволяет проводить выщелачивание непосредственно в пульпе, получаемой при предварительном окислении сульфидного сырья, без дополнительных операций противоточной отмывки и нейтрализации;
- возможность проводить выщелачивание в сернокислых растворах, содержащих цветные металлы, такие как медь, цинк и др. и/или проводить совместное выщелачивание этих металлов и золота.

Кроме выщесказанного тиоцианатное выщелачивания имеет следующие положительные стороны:

- способность тиоцианат-иона образовывать прочный комплекс с золотом $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$ ($\lg \beta = 43,9$), сопоставимый по устойчивости с цианидным $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ ($\lg \beta = 38,3$);
- малая продолжительность (5-60 мин) при повышенных температурах (65-90°C);
- малые в сравнении с другими альтернативными реагентами (хлорид, тиосульфат) и сопоставимые с цианидом концентрация реагента в растворе и удельный расход;
- отсутствие необходимости использования кислорода/воздуха в качестве окислителя золота при выщелачивании. В данном случае окислителем являются ионы Fe^{3+} , которые могут выделяться в раствор при контакте выщелачиваемого сырья с серной кислотой или при окислении железосодержащих сульфидов;
- кроме того, тиоцианат является более безопасным веществом, чем цианид, и во многих странах его ПДК в хвостах переработки руд не регламентируется. Сернокислые тиоцианатные растворы менее агрессивны в сравнении с хлоридными.

Список использованных источников

1. Aylmore, M G, 2016. Alternative Lixivants to Cyanide for Leaching Gold Ores. / Gold Ore Processing. Project Development and Operations, chapt. 27, p 447–484
2. White H.A. The solubility of gold in thiosulphates and thiocyanates. Journal of the Chemical, Metallurgical and Mining Society of South Africa, 1905, № 6, 109–111.
3. Кононова О.Н., Холмогоров А.Г., Кононов Ю.С. Сорбционное извлечение золота из растворов и пульп. Химизм процесса, селективность, технология. – Красноярск: Сиб. Федер. Ун-т. 2011. 200 с.
4. Azizitorghabeh A., Wang J. et.al. A review of thiocyanate gold leaching – Chemistry, thermodynamics, kinetics and processing // Minerals Engineering. 2021. Vol. 160. 106689.
5. Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М. Определение оптимальных параметров извлечения золота из золотоурановой руды сернокислыми тиоцианатными растворами // Сборник докладов XV международной конференции имени члена-корреспондента РАН Г.Л.Пашкова – Красноярск. 2022. С. 223-230.
6. Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М. Исследование динамики выщелачивания золота и урана сернокислыми тиоцианатными растворами // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения – Владивосток. 2022. С. 329 – 332.
7. Епифоров А.В., Баликов С.В., Шипнигов А.А. и др. Нецианидные реагенты для извлечения золота из продуктов автоклавного окисления сульфидных концентратов // Цветные металлы. 2021. № 7. С. 37-44.

Thiocyanate as the most promising cyanide substitute in gold metallurgy

Shipnigov A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M.

The relevance of the work is due to a significant change in the structure of the mineral resource base of gold. The use of cyanide as a base solvent of gold is currently complicated by the increasing persistence of processed raw materials, as well as stricter requirements for the environmental safety of enterprises.

**ЭКСТРАКЦИОННОЕ ВЫДЕЛЕНИЕ Nd, Pr И Dy С БИНАРНЫМ
ЭКСТРАГЕНТОМ**

Г.Ж. Аканова, А.Г. Исмаилова, Е.В. Злобина, Д.Х. Камысбаев

Казахский национальный университет имени аль-Фараби, г. Алматы, Республика Казахстан,
e-mail: gulsaraakanova.kz@gmail.com

Редкоземельные элементы (РЗЭ) являются критическими металлами для производства неодимовых магнитов, литий-гидридных батареи, люминесцентных ламп и т.д. На этой работе рассматривается экстракция неодима, празеодима и диспрозия из водных растворов с помощью бинарного экстрагента (БЭ) [Д2ЭГФК][Аламин] в н-гексане.

В последнее время выделение редкоземельных металлов (РЗМ) из электронного отхода широко исследуется. Нами показано, что отход жёсткого диска компьютера содержит 25.41% неодима, 64.09% железа и <<1% бора.

Для дальнейшего выделения редкоземельных металлов проведено кислотное растворение магнита. Полученный раствор использовался для выделения Nd, Pr и Dy с бинарным экстрагентом [Д2ЭГФК][Аламин] в н-гексане.

Для получения бинарного соединения взято эквимоллярное количество Д2ЭГФК и Аламина в н-гексане. Техническая Д2ЭГФК содержат моно- и диэфиры фосфорной кислоты. Поэтому перед использованием её в качестве экстрагента следует подвергнуть очистке. Концентрация очищенного Д2ЭГФК была 1,7 М. Состав очищенного Д2ЭГФК также проверено с помощью ЯМР-анализ. Спектры ЯМР ¹H и ¹³C снимали на спектрометре JNM-ECA Jeol 400 (в Кокшетауском университете имени Ш.Валиханова) (частота 399,78 и 100,53 МГц соответственно) с использованием растворителя CDCl₃. Химические сдвиги измерены относительно сигналов остаточных протонов или атомов углерода дейтерированного хлороформа.

После ИК и ЯМР подтверждения БЭ было проведено экстракция РЗЭ из магнитного раствора. Важным параметром является кислотность среды, поэтому влияния рН для экстракции РЗМ играет большую роль.

Результат экстракции показывает, что при рН=2 эффективность экстракции Nd, Pr и Dy достигает наибольшее значение с очищенным Д2ЭГФК в н-гексане, чем с бинарным экстрагентом. Однако, все эти элементы (Nd, Pr, Dy) извлекается вместе с очищенным Д2ЭГФК.

Главное преимущество бинарного экстрагента - можно экстрагировать РЗЭ отдельно, этого можно увидеть при рН=2. И они находятся в разных интервалах

значения эффективности экстракции Nd, Pr и Dy. Следующее преимущество бинарных экстрагентов – это простота способов получения и доступность исходных ионообменных экстрагентов, в том числе промышленных, позволяют не только получать большое число бинарных экстрагентов, но и предсказывать их свойства на основе характеристик исходных реагентов.

Extraction of Nd, Pr and Dy with binary extractant

Akanova G.Zh., Ismailova A.G., Zlobina E.V., Kamysbayev D.Kh.

Rare earth elements (REE) are critical metals for the production of neodymium magnets, lithium hydride batteries, fluorescent lamps, etc. This work shows the extraction of neodymium, praseodymium, and dysprosium from aqueous solutions by binary extractant (BE)[D2EHPA][Alamine] in n-hexane.

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ
ВОЗДЕЙСТВИЙ НА КИНЕТИКУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РЗЭ ИЗ
НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

В.А. Чантурия, А.Л. Самусев, Г.А. Кожевников

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.
Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: andrey63vzm@mail.ru

Представлены результаты исследования процесса азотнокислотного выщелачивания редкоземельных элементов (РЗЭ) из апатитового концентрата. Экспериментально установлены рациональные параметры азотнокислотного выщелачивания РЗЭ, обеспечивающие максимальное извлечение РЗЭ на уровне 89,1 %: концентрация кислоты – 26,7 %, продолжительность – 35 минут, Т:Ж=10,8 %.

Резкий рост спроса на редкоземельные элементы (РЗЭ) и их соединения, обусловленный их уникальными свойствами, приводит к вовлечению в переработку нетрадиционных источников - апатит, эвдиалит, лопарит, чералит, золошлаковые отходы и т.д. [1-3]. Так, апатит, несмотря на низкие содержания, может стать важным источником редкоземельных элементов в связи с масштабными объемами переработки и относительно высокой скоростью выщелачивания.

В последние годы в ИПКОН РАН научно обосновано и апробировано применение энергетических методов воздействий на минеральные суспензии (ультразвук, электрохимическая обработка, высоковольтные электромагнитные импульсы и др.), обеспечивающих повышение эффективности вскрытия, диспергирования минеральных комплексов и, как следствие, извлечения РЗЭ в раствор [4-5].

В связи с вышеизложенным целью данной работы являлось исследование влияния различных параметров (продолжительность, концентрация кислоты, соотношения Т:Ж) и энергетических воздействий (ультразвук) на эффективность кислотного выщелачивания редкоземельных элементов из апатитового концентрата.

В качестве материала исследований использован апатитовый концентрат (г. Ковдор). По данным ИСП-АЭС (таблица 1) основными компонентами концентрата

являются – CaO (24,4 %), SiO₂ (23,2 %), P₂O₅ (16,3 %), MgO (11,8 %), Al₂O₃ (7,4 %) и Fe₂O₃ (5,6 %). Суммарное содержание редкоземельных элементов составляет 927,1 г/т (таблица 2).

Таблица 1. Химический состав апатитового концентрата, %

Al ₂ O ₃	BaO	CaO	Cr ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	MgO	MnO	Na ₂ O	P ₂ O ₅	SiO ₂	SrO	TiO ₂
7,43	0,07	24,37	<0,01	5,62	0,17	11,85	0,16	1,81	16,29	23,19	0,17	0,33

Таблица 2. Содержание РЗЭ в исходном апатитовом концентрате, г/т

Ce	La	Nd	Y	Pr	Sm	Gd	Dy	Er	Yb	Eu	Ho	Tb	Tm	Lu
413,3	14,3	2,9	2,1	0,3	5,4	45,6	222,5	32,7	157	1,2	0,3	20	1,8	7,7

Основными РЗЭ являются: Ce – 44,6 (% отн.), La – 24 (% отн.), Nd – 16,9 (% отн.), при этом содержание критических (спрос на которые превышает их производство) РЗЭ (Y, Nd, Eu, Tb, Dy и Er) составляет 22,6 %. Исходный апатитовый концентрат на 97,75 % представлен классом крупности менее 45 мкм.

По данным РЭМ – РСМА проба исходного концентрата преимущественно сложена фторапатитом — Ca₁₀(PO₄)₆(F)₂, представленного фрагментами крупностью от 5 до 50 мкм, преобладающая фракция 20-40 мкм. В качестве аксессуарных минералов в виде отдельных зёрен и вростков отмечены пирит, КППШ, акантит, барит в виде обильных мономинеральных зёрен и их осколков, обнаружены также единичные зерна рутила.

Для проведения экспериментов и оптимизации обработки данных использована методология поверхности отклика (Response surface methodology, RSM) [6]. В данном исследовании метод RSM основан на центральном композитном плане (Central Composite Design, CCD).

Изучено влияние трёх переменных: концентрация азотной кислоты (X₁), соотношение Т:Ж (X₂) и продолжительность выщелачивания (X₃) на один выбранный отклик – извлечение РЗЭ (R₁).

Для каждой переменной из предварительных экспериментов были определены пять закодированных уровней (-1,42; -1; 0; +1; +1,42), представляющих фактические значения (таблица 3).

Таблица 3. Значения независимых переменных

Независимая переменная	Обозначение	Кодированные уровни				
		-1,42	-1	0	+1	+1,42
Концентрация азотной кислоты, %	X ₁	3,2	10	20	30	36,8
Соотношение Т:Ж, %	X ₂	1,6	5	10	15	18,4
Продолжительность выщелачивания, мин	X ₃	3,2	10	20	30	36,8

Многокритериальная оптимизация переменных достигнута с использованием подхода функции желательности (метод RSM). Соответственно, с помощью оптимизатора отклика были найдены и экспериментально подтверждены оптимальные точки независимых переменных с наибольшей желательностью.

Квадратичная полиномиальная модель была выбрана для анализа причинного влияния трех рабочих переменных на выбранный отклик. Была проведена серия из 16 экспериментов, полученных на основе схемы RSM. Результаты этих экспериментов показаны в таблице 4.

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Таблица 4. Результаты экспериментов выщелачивания

№	Концентрация азотной кислоты, %	Соотношение Т : Ж, %	Продолжительность выщелачивания, мин	Извлечение РЗЭ, %
	X_1	X_2	X_3	R_1
1	10	5	10	86,69
2	10	5	30	87,91
3	10	15	10	87,25
4	10	15	30	87,69
5	30	5	10	88,02
6	30	5	30	88,44
7	30	15	10	88,37
8	30	15	30	88,83
9	3,2	10	20	85,75
10	36,8	10	20	88,54
11	20	1,6	20	88,21
12	20	18,4	20	88,38
13	20	10	3,2	87,39
14	20	10	36,8	88,93
15	20	10	20	88,59
16	20	10	20	88,39

Модифицированная полиномиальная модель для выбранного ответа определяется приведенным ниже уравнением.

Извлечение РЗЭ:

$$R_1 = 83,2380113 + 0,256924649 \times X_1 - 0,0045794815 \times X_1^2 + 0,0794590057 \times X_2 - 0,00214098198 \times X_2^2 + 0,115846256 \times X_3 - 0,00100689819 \times X_3^2 + 0,00102984979 \times X_1 \times X_2 - 0,000972433209 \times X_1 \times X_3 - 0,00186155146 X_2 \times X_3$$

На рисунке 1 представлены графики поверхностей отклика зависимой переменной (R_1) от концентрации азотной кислоты (X_1), соотношения Т:Ж (X_2) и продолжительности выщелачивания (X_3). Извлечение РЗЭ в исследуемых диапазонах независимых факторов составляет 84-88,5 %.

На основании профилей предсказанных значений и функций желательности определены оптимальные значения независимых переменных, позволяющие получить наилучшие показатели в условиях эксперимента: концентрация HNO_3 (X_1) – 26,7 %, Т:Ж (X_2) – 10,8 и продолжительность выщелачивания (X_3) – 35,1 мин, при уровне желательности – 0,998.

Данные оптимальные значения независимых переменных обеспечивают максимальное извлечение РЗЭ в условиях эксперимента – 88,95 %.

Контрольные эксперименты, проведённые при оптимальных параметрах выщелачивания для проверки воспроизводимости данных, выявили незначительное отклонение от рассчитанных значений, так извлечение РЗЭ составило – 89,1 %.

Для интенсификации процесса выщелачивания исследовано влияние предварительных ультразвуковых воздействий (20 кГц, 10 минут) на морфологию, структурно-химические свойства апатитового концентрата и эффективность извлечения РЗЭ.

По данным РЭМ – РСМА (рисунок 2) предварительные ультразвуковые воздействия приводят к образованию микропор и микротрещин, разрушению и

удалению поверхностных пленок в процессе химического травления и растворения минеральных частиц в зонах структурной деструкции их поверхности при выщелачивании.

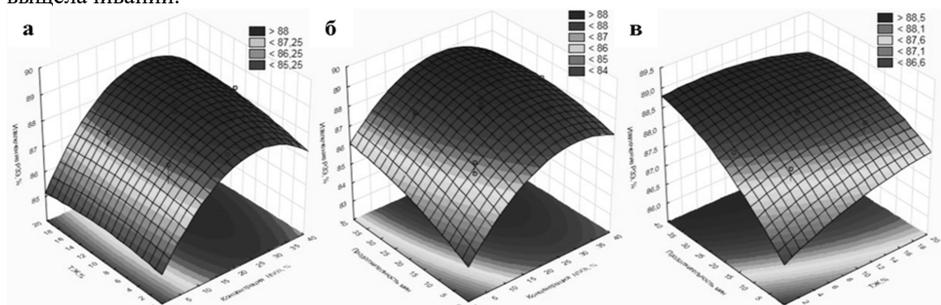


Рисунок 1. Графики поверхности отклика факторного пространства при исследовании зависимости извлечения РЗЭ в процессе выщелачивания апатитового концентрата от (а) Т:Ж и концентрации HNO_3 , (б) продолжительности и концентрации HNO_3 , (в) продолжительности и Т:Ж

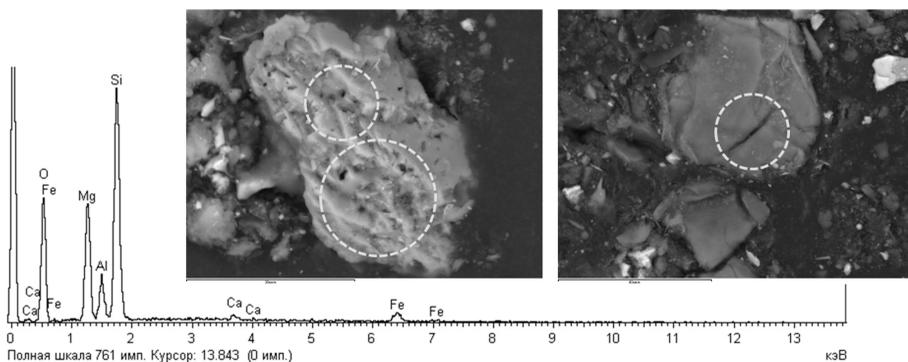


Рисунок 2. Характерный вид пробы после обработки ультразвуком

Отмеченные изменения морфологии поверхности минеральных частиц привели к интенсификации процесса выщелачивания, извлечение редкоземельных элементов после предварительной ультразвуковой обработки повышается на 5,4 % до 94,5 %.

Таким образом, с использованием методов факторного анализа определены оптимальные параметры процесса выщелачивания (концентрация HNO_3 – 26,7 %; Т : Ж – 10,8; продолжительность – 35 мин) апатитового концентрата, обеспечивающие извлечение редкоземельных элементов на уровне 89,1 %.

Установлена возможность повышения извлечения РЗЭ при предварительной обработке ультразвуком на 5,4 % до 94,5 %, за счёт образования микропор и микротрещин, разрушения и удаления поверхностных плёнок в процессе химического травления и растворения минеральных частиц в зонах структурной деструкции их поверхности при выщелачивании.

Список использованных источников

1. Alonso E., Sherman A.M., Wallington T.J. et al. Evaluating rare earth element availability: A case with revolutionary demand from clean technologies // Environmental Science & Technology, - 2012, - V.46, - P. 3406–3414.
 2. Haque N., Hughes A., Lim S. et al. Rare earth elements: Overview of mining, mineralogy, uses, sustainability and environmental impact //Resources. 2014. V.3. - PP. 614–635.
 3. Gupta C., Krishnamurthy N. Extractive metallurgy of rare earths // New York: CRC Press, - 2004. 484 p.
 4. Chanturiya V.A., Minenko V.G., Samusev A.L. et al. The Effect of Energy Impacts on the Acid Leaching of Eudialyte Concentrate //Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2021. V.42. PP. 1–12.
 5. Бунин И.Ж., Рязанцева М.В., Миненко В.Г. и др. Влияние мощных электромагнитных импульсных воздействий на структурно-химические свойства и эффективность выщелачивания эвдиалитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 5. С. 15–20.
 6. Bajpai S., Gupta S.K., Dey A. et al. Application of central composite design approach for removal of chromium (VI) from aqueous solution using weakly anionic resin: modeling, optimization, and study of interactive variables, J. Hazard. Mater. 227–228 (2012) 436–444.
-

Experimental study of the effect of energy impacts on the kinetics of ree leaching from non-traditional mineral raw materials

Chanturia V.A., Samusev A.L., Kozevnikov G.A.

The results of the study of the process of nitric acid leaching of rare earth elements (REE) from apatite concentrate. Optimal parameters of nitric acid leaching of REE were experimentally established, providing the maximum extraction of REE at the level of 89,1 %: acid concentration – 26,7 %, duration - 35 minutes, S:L – 10,8 %.

**ПРИМЕНЕНИЕ БИОТЕХНОЛОГИИ ДЛЯ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ ПРИ
ПЕРЕРАБОТКЕ СОРБЦИОННО-АКТИВНОГО УГЛИСТОГО
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ**

*М.П. Непомнящих, Г.И. Войлошиников, С.В. Петров,
О.Д. Хмельницкая, А.В. Бывальцев*

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов», г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: belykhmarina606@gmail.com*

В исследование показано, что биореагент обеспечивает снижение сорбционной активности углистого золотосодержащего концентрата перед цианированием и может выступать как альтернатива химическим реагентам-подавителям сорбционных свойств углистого вещества.

На сегодняшний день из-за снижения качества перерабатываемого минерального сырья, а также ужесточения требований к охране окружающей среды в золотодобывающей промышленности возникает необходимость в разработке новых технологий. К наиболее перспективным разработкам можно отнести применение биотехнологий в добыче золота, в частности: биовыскрытие и выщелачивание руд и

концентратов; использование микроорганизмов и их ферментов при флотации минерального сырья, для сорбции металлов из растворов и обезвреживания цианистых отходов.

Актуальной технологической проблемой является упорность или так называемая «сорбционная активность» (СА) минерального сырья, которая обусловлена содержанием природного углистого вещества (УВ).

В процессе цианирования компоненты УВ взаимодействуют с цианистыми комплексами золота и приводят к снижению эффективности извлечения ценного металла или к невозможности осуществления процесса цианирования.

Для снижения СА наиболее часто применяют: предварительное флотационное выделение (удаление) УВ, депрессию УВ при сульфидной флотации (с применением реагентов Р-2, Д-4), технологию окислительного обжига, обработку сырья органическими (ПАВ, ГСМ, керосин, мыла и др.) и неорганическими реагентами-подавителями СА (Cl_2 , NaOCl , O_3 и др.), а также используют особые режимы СІЛ- и RІL- процессов [Abotsi et al, 1986; Afenya et al, 1991 и др.]. Кроме этого, зарубежными исследователями разрабатываются биотехнологические методы с применением бактерий, грибов, а также их ферментов [Amankwah et al, 2005; Konadu et al, 2019 и др.], которые представляют большой интерес.

Ранее в наших исследованиях [Belykh et al, 2019] из упорной углистой руды была выделена накопительная культура микроорганизмов, которая обладала способностью к снижению СА руд и концентратов.

Показано, что щелочной гидролизат биомассы данной культуры наиболее эффективно снижает СА углистого и углисто-сульфидного сырья [Непомнящих и др., 2021].

Целями настоящего исследования являлись сравнение технологической эффективности предлагаемого биореагента с химическими реагентами-подавителями УВ с последующими укрупнёнными испытаниями.

Для исследований использовали гравиафлотоконцентрат месторождения Магаданской области (Россия). Проба содержала 16.4 г/т золота, 0.94 % органического углерода, 2.94 % сульфидной серы и проявляла высокую сорбционную активность при цианировании (48.3 %).

Сорбционную активность определяли методом, который был разработан в АО «Иргиредмет» и включал два теста по цианированию (прямое цианирование и цианирование СІЛ) [Lodeishnikov, 1999]. В качестве биореагента применяли гидролизат биомассы накопительной культуры, выделенной по методике, представленной ранее в [Belykh et al, 2019]. Биомассу наращивали на питательной среде Чапека в течение 3-5 суток при 30°C с аэрацией и агитацией. Далее биомассу отделяли от среды фильтрованием, измельчали и использовали для гидролиза.

Условия гидролиза были следующие: расход NaOH – 0,05 кг/кг сухой биомассы, H_2O_2 – 0,1 кг/кг; время гидролиза – 60 мин; температура – 60°C. На заключительном этапе гидролизат нейтрализовали H_2SO_4 до рН 7-8.

Эффективность работы биореагента сравнивали с эффективностью работы химических реагентов-подавителей углерода: Р-2, Д-4 и керосина.

В лабораторных тестах предварительную обработку концентрата реагентом-подавителем проводили в течение 24 ч при рН 11-12 (расход CaO 4-5 кг/т) и Ж:Т – 1,2 : 1. Расход реагента-подавителя составил 1,5 кг/т.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Предварительная обработка концентрата биореагентом обеспечила снижение СА с 48,3 до 28,7 %. Химические реагенты в аналогичных условиях снижали СА с 48,3 до 41,3 % (реагент Д-4), до 35,1 % (Р-2) и до 22,9 % (керосин) (рисунок).

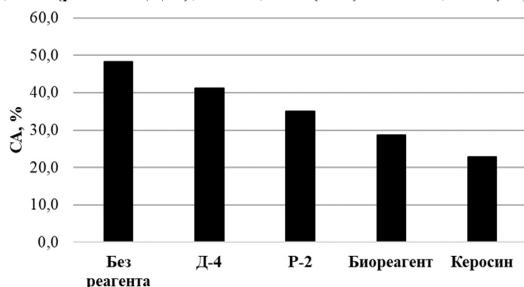


Рисунок. Влияния биореагента на снижение СА концентрата в сравнение с химическими реагентами-подавителями

Далее проводили непрерывные испытания СЦ в динамическом противоточном режиме. В качестве реагента-подавителя использовали керосин или биореагент.

Расход биореагента составил 1,5 кг/т, керосина – 0,3 кг/т.

Цианирование проводили в течение 24 часов, Ж:Т=1,2:1, расход СаО – 4,0-4,5 кг/т, расход NaCN – 3,8 кг/т, концентрация активированного угля в пульпе – 60 г/л.

Для сравнения проводили СЦ цианирование концентрата без предварительной обработки реагентом-подавителем.

В результате, потери золота с хвостами СЦ при предварительной обработке керосином составили 3,33 г/т, извлечение золота при этом составляло 79,7 %; биореагентом составили 3,58 г/т, извлечение золота – 78,2 %. Эти же показатели без предварительной обработки составили 4,19 г/т и 74,5 % соответственно.

Таким образом, лабораторные тесты и укрупнённые испытания СЦ показали, что биореагент эффективнее снижает сорбционную активность углисто-сульфидного концентрата, чем химическими реагентами-подавителями – Р-2 и Д-4, а также является конкурентоспособным (извлечение золота 78,2 %) по сравнению с керосином (извлечение золота 79,7 %).

Предполагаемым механизмом снижения сорбционной активности концентрата является пассивация углеродистого вещества внутриклеточными/внеклеточными биомолекулами, образующимися при гидролизе биомассы грибов и бактерий накопительной культуры.

Дальнейшая оптимизация технологических параметров (расход реагента, продолжительность обработки, адсорбция реагента на активированный уголь и т.д.) планируется в качестве продолжения данного перспективного исследования.

Biotechnological solution to problems associated with the processing of preg-robbing carbonaceous gold ores and concentrates

Nepomniashchikh M.P., Voiloshnikov G.I., Petrov S.V., Khmel'nitskay O.D., Byvalcev A.V.

The study shows that the use of the bioreagent reduces the preg-robbing activity of a carbonaceous gold concentrate prior to cyanidation and can be considered as an alternative to chemical blinding agents used for the elimination of carbonaceous matter.

ВЫБОР ЭФФЕКТИВНОГО ВСКРЫВАЮЩЕГО РЕАГЕНТА ПРИ ХИМИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ ТИТАНОМАГНЕТИТОВ

А.В. Смирнова, Н.Л. Медяник

ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: a-kremneva@mail.ru

Представлены сравнительные результаты исследований по выщелачиванию железного концентрата, полученного при переработке титаномагнетитовой руды Волковского месторождения. Установлено, что лучший результат по вскрытию ценных компонентов достигается при использовании 20%-ой соляной кислоты и температуре 92-98°C.

Титаномагнетиты Волковского месторождения перерабатываются с получением различных концентратов, в том числе и железного, содержащего в своём составе $Fe_{\text{общ}}$ – 58,50 %, ванадий и титан в пересчёте на оксиды V_2O_5 – 1,37 %, TiO_2 – 5,64 %, что является достаточным для промышленного извлечения.

Однако традиционными механическими способами обогащения в полной мере это сделать невозможно, поскольку ванадий является изоморфным заместителем элементов семейства железа, а также алюминия и магния и связан внутри титаномагнетитовой матрицы на молекулярном уровне. А титановый минерал ильменит является тонковкрапленным, в титаномагнетите образует тончайшие пластинчатые вроски менее 0,01 мм, что также создаёт трудности для извлечения титана [1].

Одним из альтернативных методов стоит рассматривать химическую переработку титаномагнетитов вскрывающими реагентами, позволяющими наиболее полно извлекать ценные компоненты.

Исходя из этого, целью исследования являлся выбор эффективного вскрывающего реагента при химической переработке железного концентрата титаномагнетитовой руды.

Для проведения химической переработки, в качестве вскрывающих реагентов использовались соляная и серная кислоты. Концентрация кислот в эксперименте варьировалась от 10 до 30 %.

В рабочий раствор выщелачивания вводилась навеска концентрата при соотношении Ж:Т на уровне 10:1. Температура раствора выщелачивания в первой части эксперимента поддерживалась на уровне 60-65°C, во второй части эксперимента температура была увеличена до 92-98°C. Осадок, полученный после фильтрования растворов, анализировали методом рентгенофлуоресцентной спектроскопии на энергодисперсионном спектрометре «ARLQUANT'X». Результаты выделения в раствор ценных компонентов в зависимости от концентрации кислот представлены на рисунках 1-3.

Представленные на рисунке 1 кривые имеют тенденцию на убывание, что говорит о переводе железа из твёрдой фазы концентрата в раствор. Кривая «HCl, t» располагается ниже остальных, что свидетельствует о достижении наилучшего результата процесса выщелачивания железа при использовании соляной кислоты при $t = 92-98^\circ\text{C}$.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Согласно рисунку 2 кривые (за исключением кривой «H₂SO₄») имеют экстремальный характер с минимумом при концентрации кислот 20 %. Убывающая ветвь соответствует процессу перевода соединений ванадия в раствор, причём лучший результат достигается при действии на концентрат 20 %-ой соляной кислоты при температуре 92-98°C.



Рисунок 1. Влияние концентрации соляной и серной кислот на содержание соединений железа в твёрдой фазе в пересчёте на Fe_{общ}

Повышение температуры больше 98°C нецелесообразно применять из-за начала активного протекания процесса горячего гидролиза, в результате которого происходит соосаждение соединений ванадия из раствора в твёрдую фазу.

На рисунке 2 показано влияние концентрации кислот на извлечение соединений ванадия в твёрдой фазе кека в пересчёте на V₂O₅.

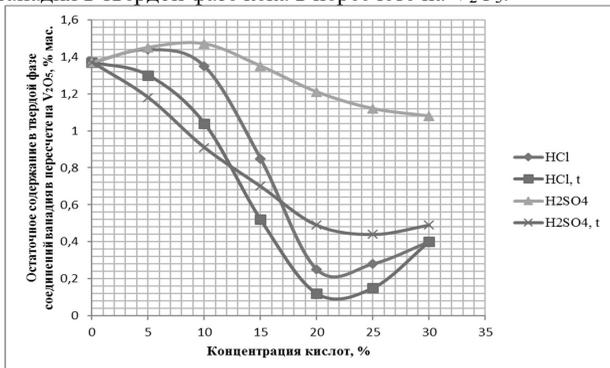


Рисунок 2. Влияние концентрации соляной и серной кислот на содержание соединений ванадия в твёрдой фазе в пересчёте на V₂O₅

При более высокой концентрации кислоты происходит переход в раствор не только железа и ванадия, но и других сопутствующих элементов, содержащихся в рудном материале железного концентрата [2-3].

Применение серной кислоты не позволяет в полной мере вскрывать минеральные частицы, содержащие ванадий – железо и тем самым переводить большее количество ценных компонентов из полиметаллической матрицы в раствор [3].

На рисунке 3 показано влияние концентрации кислот на содержание соединений титана в пересчёте на TiO₂ в твёрдой фазе кека.

Кривые имеют экстремальный характер (за исключением кривой «H₂SO₄») с максимумом при концентрации кислот 20 %, что свидетельствует о накоплении соединений титана в твёрдой фазе. При более высоких концентрациях кислот происходит переход соединений титана в раствор. Результаты эксперимента, представленные на графике, позволяют сделать вывод, что при концентрации минеральных кислот, не превышающей 20 %, титан индифферентен к соляной и серной кислотам и концентрируется в твёрдую фазу - кека. Причём лучшие результаты достигаются при использовании 20 %-ой и t = 92-98°C кривая «HCl, t». Постоянное возрастание кривой «H₂SO₄, t» может быть объяснено тем, что при температуре 60-65°C соединения титана пассивируются серной кислотой.

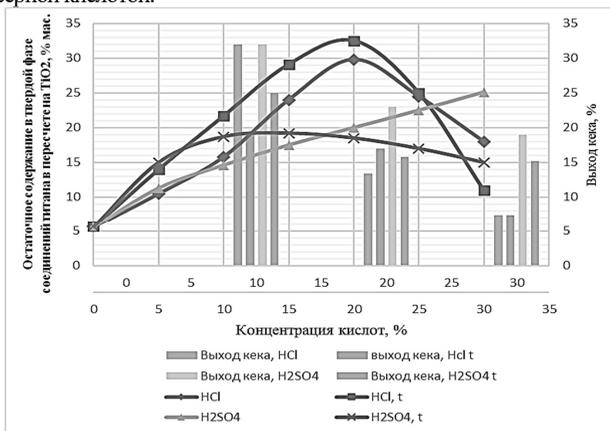


Рисунок 3. Влияние концентрации соляной и серной кислот на содержание соединений титана в твердой фазе в пересчете на TiO₂ и на выход кека

Из гистограммы также видно, что с увеличением концентрации кислот более 20 % выход кека уменьшается, следовательно, титан переходит в раствор. Наименьший выход кека наблюдается при использовании 30 %-ой соляной кислоты (7,4 %).

Анализ полученных данных позволяет сделать вывод о том, что лучший результат по полноте извлечения железа в раствор достигается при использовании 30 %-ой соляной кислоты как выщелачивающего реагента (99,75 %); ванадий же наиболее полно переходит в раствор при использовании 20 %-ой соляной кислоты и температуре 92-98°C (98,51 %). Титан максимально концентрируется в твёрдой фазе кека также при использовании 20 %-ой соляной кислоты при температуре 92-98°C (97,96 %).

Таким образом, считаем, что наиболее эффективным вскрывающим реагентом при химической переработке железного концентрата титаномагнетитовой руды является 20 %-ая соляная кислота. Использование 20 %-ой соляной кислоты при температуре 92-98 °C позволяет выделить до 98,44 % железа и до 98,51 % ванадия в продуктивный раствор, а титан сконцентрировать в кеке – 97,96 %.

Список использованных источников

1. Медяник Н.Л., Смирнова А.В., Коляда Л.Г. и др. Комплексная переработка железного концентрата титаномагнетитовой руды селективным разделением и концентрированием железа, ванадия и титана химическими методами // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2022. Т. 20. № 3. – С. 5-12.

2. Rorie G., Aleksandar N. The extraction of vanadium from titanomagnetites and other sources //Minerals Engineering. – 2020. – Vol. 146. - P. 106.
 3. Фомина Д.Д., Данилов Н.Ф. Рассмотрение процессов выщелачивания соединений ванадия после переработки химических отходов в производстве пятиоксида ванадия с использованием серной и азотной кислот //Вестник Пермского национального исследовательского политехнического университета. Химическая технология и биотехнология. – 2021. – № 2. – С. 77-93.
-

Choice of effective opening agent for chemical processing of titanomagnetites

Smirnova A.V., Medyanik N.L.

Comparative results of studies on the leaching of iron concentrate obtained during the processing of titanomagnetite ore from the Volkovsky deposit are presented. It is established that the best result in the opening of valuable components is achieved with the use of 20% hydrochloric acid and a temperature of 92-98°C.

ПРОМЫШЛЕННОЕ ПРИМЕНЕНИЕ БАКТЕРИАЛЬНОГО ОКИСЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ПРИ ПОДЗЕМНОМ СКВАЖИННОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА

А.Д. Алтынбек¹, Т.И. Юшина², Е.К. Бектай³, Г.С. Турысбекова³, Е.Ж. Муқанов⁴

¹ ТОО «Семизбай-У», Астана, Республика Казахстан, *e-mail: akmurat.a@mail.ru*

² ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», Москва, Российская Федерация

³ НАО «Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И.Сатпаева», г. Алматы, Республика Казахстан

⁴ АО «Национальная атомная компания «Казатомпром», Астана, Республика Казахстан

В статье приведена информация о положительных результатах опытно-промышленных испытаний, разработанных двух биотехнологических установок с объемом по 20 м³ на урановом руднике Казахстана и предложена к промышленному применению технология бактериального окисления железа при подземном скважинном выщелачивании урана.

Использование технологии подземном скважинном выщелачивании (ПСВ) урана получило значительное развитие в мире последние десятилетия. Успехи Казахстана, связанные с добычей урана, основаны на этой технологии (свыше 20 тыс. тонн урана в год). Снижение цен на уран требуют внедрения технологий, направленных на снижение себестоимости добычи и переработки урана и интенсификацию процессов добычи.

Одним из подходов является использование биовыщелачивания (БВ) с использованием железooksисляющих бактерий *Acidithiobacillus ferrooxidans* (*A.ferrooxidans*), что по основным технологическим показателям соответствует режимам, которые используются при ПСВ урана.

При БВ бактерии окисляют сульфидные минералы, что обуславливает образование в водной фазе ионов Fe³⁺ и серной кислоты – набора реагентов, за счёт редокс-реакций окисляющих U(IV) и образующих растворимые U(VI). Эта

трансформация, обусловленная химической активностью микроорганизмов, является основой биометаллургического процесса, экономически оправданного по отношению к бедным, забалансовым рудам и отвалам уранового производства (т. е. в случаях, когда неприменим стандартный процесс) [1–3].

Бактерии, способные окислять Fe^{2+} , впервые были идентифицированы в кислых водах угольных шахт США, а затем – в кислых водах медного карьера *Биндхэм* (США) [1, 2]. Подобные бактерии впоследствии были обнаружены на руднике *Рио-Тинто* в Испании, где уже ~ 300 лет осуществляется выщелачивание меди. На территории России такие бактерии присутствуют, например, в кислых рудничных водах сульфидных месторождений Урала, Алтая и Кольского полуострова [3].

В целом, применение бактериального окисления железа (БОЖ) и биотехнологических методов при ПСВ урана ограничено и примеров эффективной организации не обнаружено.

Выбранное для проведения исследований Казахстанское месторождение «Семизбай» сложное в геологическом отношении.

Работа рудника характеризуется высоким расходом серной кислоты в связи со сложным вещественным составом руд. Выщелачивающие растворы (ВР) месторождения имеют относительно высокое содержание до 3 г/л.

Был проведён значительный объём лабораторных исследований, отобраны пробы с откачных и закачивающих скважин. В пробах растворов были обнаружены железоокисляющие бактерии.

Переход от лабораторных исследований к опытно-промышленным и последующее промышленное применение связано с наличием факторов, которые сложно моделировать в лабораторных условиях:

1. Состав ВР отличается от модельных составов используемых для выращивания бактерий, в первую очередь значительного количества солей (до 25 г/л).
2. Содержание Fe^{2+} в ВР не превышает 3 г/л, а в модельных растворах до 10 г/л.
3. Температуры раствора (10–14°C) значительно отличаются от оптимальных (25–35°C). Доведение температуры раствора до оптимальной для работы бактерий потребует затрат по стоимости сопоставимых со стоимостью готовой продукции.
4. Условия работы биореакторов в проточном режиме отличаются от модельных лабораторных условий, даже при соответствии составов раствора.
5. Длительность прохождения ВР (свыше 20 дней) через рудоносный слой и многообразие физико-химических процессов, проходящих в рудоносном слое.

Основной проблемой при реализации проекта в таких масштабах является установление связи между работой установок БОЖ и увеличением содержания урана в продуктивных растворах (ПР) [4].

Моделирование сложных процессов, происходящих в рудоносном слое осложнено различием вещественного состава рудоносного слоя, а также изменения состава по мере протекания раствора через рудоносный слой на 20–35 м на глубине 100 м (для некоторых месторождений более 700 м).

Анализ результатов использования пероксида водорода (химического окислителя) на руднике позволил выдвинуть ряд положений, что активированный ВР после БОЖ в биореакторах повлияет на повышение содержания урана в ПР.

Были разработаны и смонтированы две биотехнологические установки с объёмом биореакторов 20 м³. Производительность двух биореакторов составила 150 000 м³/год

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

по ВР. Для проведения испытаний использовались компрессорные и насосные станции. Проточные биореакторы за счёт конструктивных решений обеспечивали свободный проток ВР с минимальным выносом бактерий. После биореакторов активированный ВР поступал в закачные скважины.

Замеры содержания железа в растворе, серной кислоты, рН, окислительно-восстановительный потенциал (ОВП), содержание урана в ПР осуществлялось лабораторией рудника в текущем режиме.

ВР подавался на две установки в объёме 15 м³/ч круглосуточно в каждую. Биореакторы вводились последовательно. Объёмы подаваемого активированного ВР составило 30 м³/ч при общей подаче рабочего раствора в закачные скважины до 40 м³/ч. Испытания проводили в сложных природных условиях, температура воздуха в зимнее время достигала -40°C.

На рисунке показаны данные по содержанию урана в ПР. Стрелками показаны момент запуска установок для подачи активированного ВР.

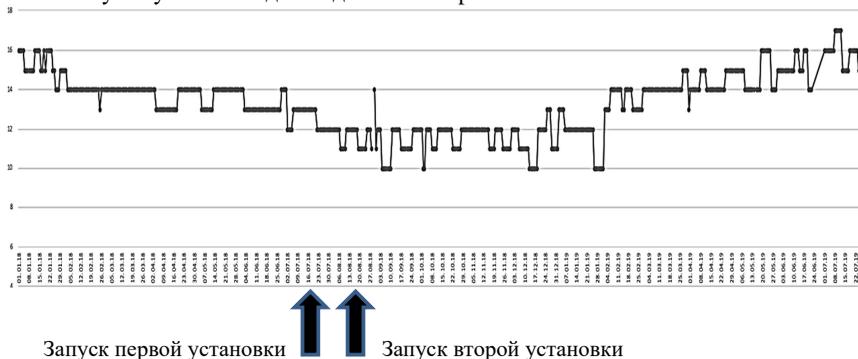


Рисунок. Динамика изменения содержания урана в ПР с января 2018 года по июль 2019 года с указанием момента включения биоустановок по окислению Fe²⁺ в ВР

Содержание серной кислоты в ВР составляло 3,5–4,5 г/л. Имеется чёткая тенденции снижения содержания урана в ПР до момента запуска установок. После включения второй установки и выхода на подачу 30 м³/ч наблюдается устойчивое повышение содержание урана в ПР, что позволило считать, что испытания достигли намеченной цели.

Выводы

1. Исследования показали эффект воздействия окисления железа штаммами *A.ferrooxidans* на содержание урана в ПР, несмотря на сложный вещественный состав рудного тела.
2. ОВП ВР поднимался с 360 мВ до 430–450 мВ в проточном режиме после прохождения ВР через биореакторы. Содержание трёхвалентного железа увеличилось с 0,1 г/л до 1,5 г/л и выше.
3. Процесс БОЖ в ВР проходил при температуре раствора 10–12°C (оптимальным является 25–35°C), что позволило исключить энергозатраты на подогрев раствора.
4. Результаты испытаний показали повышение содержание урана в ПР на 10–20 %.

5. Эксплуатационные затраты при использовании проточных биореакторов в 6-8 раз ниже, чем при использовании химических окислителей (пероксид водорода).

Список использованных источников

1. Colmer A., Temple K. Hinkle M. An ironoxidizing bacterium from the acid drainage of some bituminous coal mines. // J. Bacteriol. 1950. V. 59. P. 317–328.
 2. Bryner L., Beck J., Davis D., Wilson D. Microorganisms in leaching sulfide minerals. // Ind. Eng. Chem. 1954. V. 46. P. 2587–2592.
 3. Полькин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. – М.: Недра. 1982. – 288 с.
 4. Бектай Е.К., Турысбекова Г.С., Меретуков М.А. и др. Природные наночастицы и наноструктуры, Алматы, КазНИТУ, 2018. -600 с.
-

Industrial application of bacterial iron oxidation during underground borehole leaching of uranium

Altynbek A.D., Yushina T.I., Bektai E.K., Turysbekova G.S., Mukanov E.Zh.

The article provides information on the positive results of pilot tests of the developed two biotechnological installations with a volume of 20 m³ each at a uranium mine in Kazakhstan and a technology for bacterial oxidation of iron during underground uranium leaching is proposed for industrial use.

**ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ПИРРОТИНСОДЕРЖАЩИХ РУД
И КОНЦЕНТРАТОВ**

В.А. Григорьева

АО «НПО «РИВС», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: viktorii.a.grigoreva98@mail.ru

Приведены результаты исследований, направленных на изучение особенностей вещественного состава пирротинсодержащей руды, форм нахождения золота, а также экспериментальные данные, полученные при оценке влияния следующих факторов на процесс ее цианирования: уровня водородного показателя, добавки свинецсодержащих соединений, применения предварительной воздушной обработки.

Цианирование, несмотря на ужесточение требований по охране труда и комплексности использования сырья, по-прежнему является наиболее распространённой гидрометаллургической технологией, применяемой для извлечения золота и серебра из первичных руд или продуктов обогащения, данным способом перерабатывают порядка 85 % золотосодержащего сырья в мире.

Мировые запасы золота локализованы в недрах более ста стран и практически на 30 % представлены упорным в отношении цианистого натрия сырьём, в частности, золотосульфидным. Сульфиды оказывают значительное влияние на кинетику процесса выщелачивания золота, а также на расходы реагентов. Помимо прочего, данные минералы могут обладать сорбционной активностью в отношении цианидных

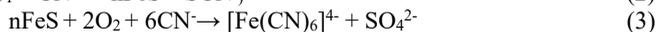
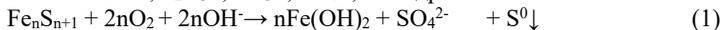
комплексов золота. По степени воздействия сульфидов на протекание процесса выщелачивания можно выделить три группы:

- минералы, оказывающие негативное воздействие (стибнит, халькозин, пирротин);
- минералы, наличие которых незначительно снижает/усиливает выщелачивание золота (пирит, халькопирит, арсенопирит, сфалерит);
- минералы, способствующие повышению извлечения золота (галенит).

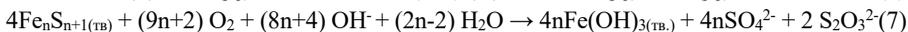
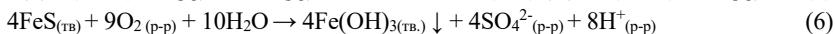
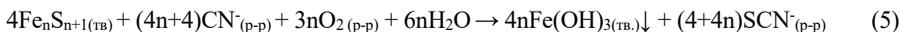
Пирротин, а также элементарная сера, являются активными химическими агентами, участвуют в реакциях прямого растворения, поверхностного окисления растворенным в пульпе кислородом [1], в связи с чем реализация процесса цианирования по обычному режиму не обеспечивает удовлетворительных результатов.

Обогащение пирротинсодержащих руд флотацией также затруднительно, в работе Chen Y., Shi Q., Feng Q., Lu Y., & Zhang W. [2] отмечается, что в связи с высокой скоростью окисления пирротина в стандартных для данного метода условиях получаемые отвалы продукты богаты по золоту, что влечёт за собой значительные потери при переработке руд.

При перемешивании пульпы, компонентами которой являются измельчённое пирротинсодержащее сырьё, NaCN/KCN, растворенный кислород и ионы OH⁻, возникают благоприятные условия для формирования ферроцианистого комплекса одновалентного металла (уравнение 3), элементарной серы (уравнение 2) и целого ряда серосодержащих анионов: SCN⁻, S₂O₃²⁻, SO₃²⁻, SO₄²⁻, S²⁻ и др.



В работах X. Wang [3], K. Osseo-Asare [4] оценивается термодинамическая вероятность образования различных комплексов в условиях цианидного выщелачивания, и наиболее вероятным является образование и существование ферроцианидного комплекса. Несмотря на это, Gardiner и H.G. Linge [5] рассматривали возможность протекания реакции окисления пирротина в накислоороженных цианидных пульпах по механизму, описываемому уравнениями 5, 6 и 7.



Традиционным методом предварительной обработки упорного золотосульфидного сырья до недавнего времени являлся обжиг. На сегодняшний день пирометаллургические технологии больше не имеют технических преимуществ и утрачивают свою актуальность исходя из экономических соображений, а также в связи с утверждением более строгих норм по охране окружающей среды, направленных на контроль количества и качества отходов, образующихся при добыче и переработке полезных ископаемых.

Также эффективными методами деструкции сульфидной матрицы являются: автоклавное выщелачивание, биологическое окисление, атмосферная обработка материала ультратонкого помола и т.д. Гидрометаллургические способы, устраняющие недостатки обжиговой технологии предварительной подготовки, совершенствуются и корректируются с учётом особенностей вещественного состава вовлекаемого в переработку сырья.

Описанные в научных трудах способы интенсификации технологий переработки упорных золотосульфидных материалов, содержащих пирротин, можно разделить на две категории: проведение операций по предварительному окислению сырья или же непосредственная модификация процесса цианидного выщелачивания/корректировка этапа рудоподготовки.

На пробе пирротинсодержащей руды проведены экспериментальные исследования, в результате которых определено следующее:

1. Проба на 27,43 % состоит из рудных минералов (из которых 18,2 % представлено пирротином, преимущественно моноклинной модификации), золота на 79,5-86,89 % представлено цианируемой формой, однако, выщелачивание сопровождается высокими расходами реагентов - NaCN – 15,80 кг/т, CaO – 23,32 кг/т.

2. Снижение рабочего уровня pH с 11 до 10 не дало положительного эффекта: несмотря на снижение удельного расхода CaO с 17,87 кг/т до 13,48 кг/т наблюдался прирост потребления цианида с 6,82 кг/т до 7,54 кг/т при извлечении золота на том же уровне.

3. Из опытов по оценке влияния добавки PbO следует, что при расходе глета 0,5 кг/т сокращается потребление цианида на 7,5 % (относительно теста без добавки окиси свинца), CaO - на 10,65 %, при приросте извлечения золота в раствор на 7,7 %.

4. При проведении воздушно-известковой обработки по схеме, обозначенной на рисунке 1, было замечено, что высокий расход CaO связан с протеканием в первые часы окисления реакций с высвобождением кислоты.

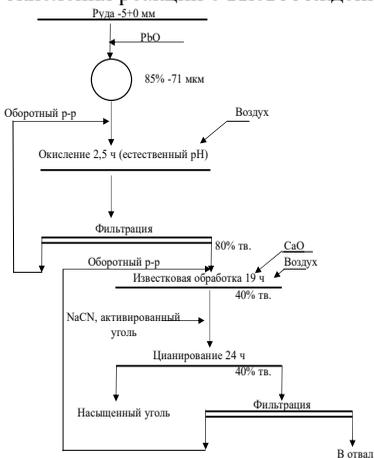


Рисунок 1. Схема известково-воздушной обработки

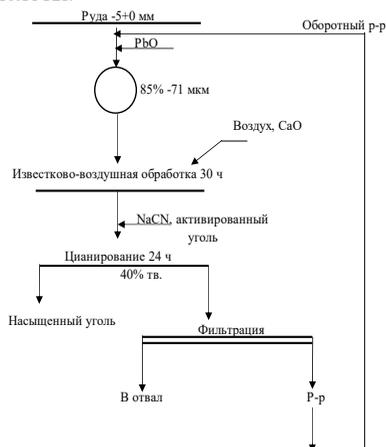


Рисунок 2. Схема проведения предварительного окисления

На рисунке 2 представлена изменённая схема переработки, включающая окисление при естественном pH, фильтрацию пульпы с возвращением раствора на операцию окисления, распулповку кека и его известково-воздушную обработку.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

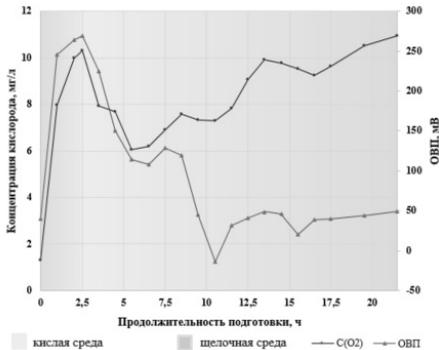


Рисунок 3. Изменение концентрации кислорода и окислительно-восстановительного потенциала при стадийном окислении пирротинсодержащей руды (атмосферные условия)

При реализации подготовки руды с высоким содержанием пирротина по данной схеме удалось снизить продолжительность процесса окисления, расходы реагентов при цианировании CaO с 20,00 до 15,68 кг/т, NaCN с 7,54 до 7,18 кг/т, извлечение золота составило 82 %, вместо 77,44 %.

Подбор продолжительности операций окисления оценивался по содержанию кислорода в жидкой фазе пульпы и изменению окислительно-восстановительного потенциала (рисунок 3).

Вовлечение в переработку низкосортных золотосодержащих ресурсов является неотъемлемой частью развития золотодобывающей промышленности и сохранения производства металла на достигнутом уровне. Усовершенствование процессов механической активации, предварительного окисления сульфидной матрицы может повысить степень извлечения золота при снижении затрат на производство.

Список использованных источников

1. Deschenes G., Hall D., Fulton M. Cyanidation of a pyrrhotite-bearing gold ore. Eur. J. Miner. Process. Environ. Prot. 3, 2003. PP. 353–361.
2. Chen Y., Shi Q., Feng Q. et al. The Effect of Conditioning on the Flotation of Pyrrhotite in the Presence of Chlorite. Minerals, 2017, 7(7), pp. 125.
3. Wang X., Forsberg K.S.E. The chemistry of cyanide–metal complexes in relation to hydrometallurgical processes of precious metals, Min. Process. Extract. Met. Rev. 6. 1990. 81–125.
4. Osseo-Asare K., Xue T., Ciminelli V.S.T. Solution chemistry of cyanide leaching systems, in: V. Kudryk, D. Corrigan, W. Liang Eds., Proc. Precious Metals: Mining, Extraction and Processing, Los Angeles, A.I.M.E., 1984, pp. 173–197.
5. Linge H.G. Anodic oxidation of pyrrhotite in simulated CIP liquors, Miner. Eng. 8 1995 795–806.

Features of processing pyrrhotite-containing ores and concentrates

Grigorieva V.A

The results of studies aimed at studying the features of the material composition of pyrrhotite-containing ore, the forms of finding gold, as well as experimental data obtained when assessing the influence of the following factors on the process of its cyanidation are presented: the level of the hydrogen index, the addition of lead-containing compounds, the use of pre-air treatment.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА ИЗ
СУЛЬФИДНЫХ КЕКОВ ДАРАСУНСКОГО РУДНИКА
ЭЛЕКТРОАКТИВИРОВАННЫМИ РАСТВОРАМИ**

Т.Г. Конарева

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук,
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: konar_tat@mail.ru

Приведены результаты исследования процесса выщелачивания золота с использованием электроактивированных растворов из «лежалых» кеков цианирования Дарасунской ЗИФ.

Золотосодержащие техногенные минеральные образования - хвосты флотации и кеки цианирования ЗИФ в настоящее время можно рассматривать как перспективное сырье для доизвлечения золота, серебра и других ценных компонентов. Техногенные минеральные образования, складированные на кеко- и хвостохранилищах, представляют собой уже переработанную, измельченную массу, обычно компактно расположенную вблизи источников энергии и дорог. Трудности переработки «лежалых» кеков Дарасунской ЗИФ определяются:

- 1) их вещественным составом (относительно высокие остаточные количества халькопирита, арсенопирита, пирита);
- 2) преимущественно дисперсными формами нахождения золота в матрицах этих минералов, а также кварце определенных генераций;
- 3) гипергенными преобразованиями минеральной массы и перераспределении золота под воздействием различных природно-климатических факторов [1].

Пробы «лежалых» кеков были отобраны на «старом» кекоохранилище не функционирующем более 20 лет (таблица 1).

Таблица 1. Результаты ситового анализа пробы «лежалых» кеков Дарасунской ЗИФ

Класс крупности, мм	Выход, г	Выход, %
-5,0+2,0	49	8,17
-2,0+1,0	78	13,00
-1,0+0,5	154	25,67
-0,5+0	319	53,17
Всего	600	100,00

Для изучения химического состава пробы «лежалых» кеков были выполнены полуквантитативный спектральный, количественный рентгено-флуоресцентный, атомно-абсорбционный анализы в ЦКП ХФИЦ ИГД ДВО РАН. Массовая доля углерода в органической и неорганической форме определена на приборе Shimadzu TOC-L CPN.

По результатам анализов (таблицы 2 и 3) в «лежалых» кеках содержится, в среднем 0,04 % меди; 0,14 % свинца; 0,05 % цинка; 15-16 % железа общ.; 3,22 % мышьяка; 12-13 % серы общей; сульфатов (в пересчёте на серу) – 3-4 %. Содержание золота колеблется в пределах - 5,5-7,8 г/т, серебра – 9,2-12,5 г/т.

Проба «лежалых» кеков представлена окислившимися сульфидами и сульфореидами (свыше 75 % класса минус 1,0 мм), продукты окисления – сульфаты и арсенаты. Массовая доля оксида алюминия находится на уровне 8,7 %, оксида кремния - 32,4 %, также, в первых процентах присутствуют CaO – 2,34 % и MgO –

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

1,39 %. Масса оксидов титана, калия и натрия составляет 0,79 %, 0,60 % и 0,45 % соответственно. Доля углерода в органической форме не превышает 0,4 %, в карбонатной форме полностью отсутствует.

Таблица 2. Содержание основных элементов в пробе «лежалых» кеков цианидного выщелачивания Дарасунской ЗИФ по данным рентгено-флюоресцентного анализа

Название	Элемент, %								Элемент, г/т				
	S	Fe	As	K	Ca	Ti	Pb	Co	Sb	Zn	Sr	Ba	W
Кеки «лежалые»	12,15	15,74	3,22	2,32	2,88	0,70	0,14	0,12	622	477	103	338	192

Таблица 3. Содержание основных элементов в пробе «лежалых» кеков цианидного выщелачивания Дарасунской ЗИФ по данным химического анализа

Название	Au, г/т	Ag, г/т	Си, %	Fe, %	S _{общ.} , %	S _{SO₄} , %
Кеки «лежалые»	5,7-7,8	9,2-12,5	0,04	15,28	12,25	3,58

Минеральный состав кеков – это в основном пирит, халькопирит, пирротин, кварц, глинисто-слюдисто-гидрослюдистые минералы, арсенопирит, полевые шпаты, ярозит, хлорит, скородит, амфиболы.

От общего количества сульфидов на долю пирита приходится около 80 % [2].

В ходе изучения вещественного состава установлено, что доля цианируемого золота в «лежалых» кеках, по данным фазового анализа составляет – 67 %, в сульфидях -16 %, в кварце и алумосиликатах -12 %.

По результатам рационального анализа, можно было бы отметить, что данная проба является сравнительно легко цианируемым сырьём, однако наличие большого количества сульфатов (более 10 %) делает процесс цианирования проблемным. При добавлении к таким кекам дистиллированной воды, pH достигает достаточно низких значений - 1,5-2,9.

Попытки кондиционировать пульпу щёлочью для цианирования давали временный эффект (через 10-15 минут pH с 10,5-11 снижался до 4,0-3,5), при добавлении CaO, выпадает осадок CaSO₄, затрудняющий дальнейшую переработку растворов. Ранее была показана возможность выщелачивания золота тиомочевинной с электрохимической подготовкой растворов и без неё [1].

Нами были проведены исследования по выщелачиванию золота и серебра тиомочевинными растворами с предварительной электрохимической подготовкой пульпы.

Тестирование проб проводилось в режиме: орошение – выстаивание - перколяция. Выщелачивание золота 2 % тиомочевинной из пробы «лежалых» кеков проходило при Т:Ж=1:1 в серно-кислотной среде, получаемой путем предварительного электролиза пульпы при Т:Ж=1:10, с добавлением NaCl и без него (таблица 4).

Таблица 4. Показатели извлечения из «лежалых» кеков тиомочевинного выщелачивания Дарасунской ЗИФ в схемах с электролизом пульпы

№ п/п	Название	Схема	pH	Eh	% извлечения			
					Au	Ag	Cu	Fe
1	Кеки «лежалые»	Проба + H ₂ O, эл-лиз, + 2% тиомочевина	1,46	+157	67,9	60,9	20,1	0,9
			1,39	+149	69,9	61,5	21,0	0,8
2	Кеки «лежалые»	Проба + NaCl+ H ₂ O, эл-лиз + 2% тиомочевина	1,10	+143	79,7	80,3	30,4	2,7
			1,13	+143	78,8	79,8	29,2	2,8

Из таблицы видно, что при концентрации тиомочевины 20 г/л извлечение золота из «лежалых» кеков, при добавлении раствора после электрохимической обработки пульпы без NaCl составило в среднем 68,9 %, а серебра - 61,2 %. При добавлении к пробе раствора этого комплексообразователя после электрохимической обработки пульпы с NaCl, при таком же его расходе и за это же время извлечено 79,3 % золота, серебра – 80,1 %.

Показана практическая возможность доизвлечения золота из «лежалых» кеков с использованием тиомочевины и электроактивированных растворов с добавлением реагентов, продуцирующих при электролизе сильные окислители, обеспечивающие вскрытие сульфидной минеральной матрицы.

Список использованных источников

1. Конарева Т.Г. Доизвлечение дисперсного золота из кеков цианирования Дарасунского рудника активированными растворами // В сб.: Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022) Материалы международной конференции. Владивосток 4–7 октября 2022 г. С.313-316.
 2. Информационная записка о НИР «Технологические исследования по переработке золотосодержащих продуктов (огарков, кеков цианирования и лежалых хвостов) Дарасунского рудника». Иркутск 2012 г.
-

Investigation of the process of leaching gold from sulfide waste of the Darasun mine with electroactivated solutions

Konareva T.G.

This article presents the results of a study of the gold leaching process using electroactivated solutions from "stale" cyanidation cakes of Darasunskaya ZIF. The relevance of the study is due to the fact that the mining and processing enterprise "LLC Darasunsky Mine" has accumulated a large volume of gold-containing technogenic waste, which can become objects of their recycling using non-standard technological solutions.

**СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ НЕКОНДИЦИОННОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО
УГОЛЬНОГО СОРБЕНТА**

С.С. Орлов, С.В. Ковалев, Д.М. Каширин, М.В. Чекушин, С.С. Миних

Исследовательский центр АО «Полюс Красноярск», г. Красноярск, Российская Федерация

В статье представлен способ десорбции золота из некондиционного сорбента, образующегося в процессе сорбционного выщелачивания минерального сырья. Приведены основные режимные параметры и результаты исследований

В процессе гидрометаллургического извлечения золота в качестве сорбента используется активированный уголь, который имеет высокую прочность по отношению к истиранию. Однако, после нескольких циклов сорбционного выщелачивания и

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

десорбции золота в автоклаве, часть сорбента разрушается и улавливается на различных стадиях грохочения.

Накопленный некондиционный угольный сорбент (далее – НУС) может содержать от 0,1 до 5 кг/т золота, и его переработка с извлечением ценного компонента является актуальной задачей для золотодобывающих компаний.

Технической проблемой является создание оптимального способа переработки некондиционного угольного сорбента с простотой аппаратурного оформления и достижением максимального извлечения золота.

Основное оборудования ЗИФ для десорбции-электролиза которое как правило используется для работы с более крупным кондиционным углём в режиме автоклава и находится под давлением 5-6 атм, согласно сложившейся практики, затруднительно использовать для извлечения золота из мелкодисперсного НУС по причине активного вымывания мелкодисперсного материала из десорбера под давлением, что приводит к закупориванию имеющихся фильтровальных систем, остановки циркуляции, загрязнению катодного осадка.

Для решения данной проблемы в Исследовательском центре АО «Полус Красноярск» разработана технология переработки НУС методом низкотемпературной десорбции. Она включает в себя проведение десорбции при атмосферном давлении, температуре ниже температуры кипения и с определённой скоростью, не позволяющей вымывать мелкодисперсный материал из установки.

Эта технология основана на исследованиях Zadra J.B., который предложил элюировать золото из сорбента с помощью щелочно-цианистого раствора с последующим электролизом насыщенного раствора.

Однако в предлагаемом варианте переработки НУС процесс десорбции совмещён с параллельной сорбцией материала на кондиционный уголь, после чего насыщенный кондиционный уголь можно вовлечь в основной процесс десорбции ЗИФ в штатном режиме. В таблице 1 приведены режимные параметры проведения низкотемпературной десорбции.

Таблица 1. Режимные параметры процесса

Параметр	Ед. изм	Величина
Температура десорбции	°С	85-95
Температура сорбции	°С	15-30
Отношение скорости протока раствора к объёму НУС	м³/час : м³	1 : 1
Концентрация NaOH	г/л	20
Концентрация NaCN	г/л	15
Отношение массы рег. уголь : НУС	т : т	варьируемое
Содержание Au на НУС исходное	г/т	фактическое
Содержание Au на НУС конечное	г/т	< 50
Содержание Au на кондиционном угле исходное	г/кг	фактическое
Содержание Au на кондиционном угле конечное	г/кг	пропорциональное загрузке
Среднее содержание Au в растворе после окончания десорбции	мг/л	<0,10
Среднее содержание Au в растворе после сорбции	мг/л	<0,10
Извлечение золота из НУС	%	в зависимости от исходного содержания >95% при исходном содержании 1000 г/т
Полное время процесса десорбции	суток	1-4 в зависимости от исходного содержания

В рамках научно-исследовательских работ изучалось влияние температуры на процесс, соотношение сорбента и НУС и других параметров. В качестве примера в таблице 2 и на рисунке приведены результаты исследований.

Таблица 2. Режимные параметры и основные результаты процессов десорбции-сорбции в замкнутом цикле

Параметр	Ед. изм	Величина
Температура десорбции	°С	85-90
Температура сорбции	°С	15-30
Отношение скорости протока раствора к объёму НУС	мл/ч : мл	1 : 1
Концентрация NaOH	г/л	20
Концентрация NaCN	г/л	15
Отношение массы рег. уголь : НУС	г : г	1 : 2
Содержание Au на НУС исходное	г/кг	0,498
Содержание Au на НУС конечное	г/кг	<0,050
Содержание Au на рег. угле исходное	г/кг	0,160
Содержание Au на рег. угле конечное	г/кг	1,100
Максимальное содержание Au в растворе десорбции	мг/л	15,3
Среднее содержание Au в растворе десорбции	мг/л	5,4
Среднее содержание Au в растворе после сорбции	мг/л	<0,10
Извлечение золота из НУС (по анализу угля)	%	> 90
Время достижения извлечения 90 % золота	ч	32-34
Полное время процесса*	ч	56

* - окончанием процесса принято содержание золота в сливе десорбции <0,10 г/кг

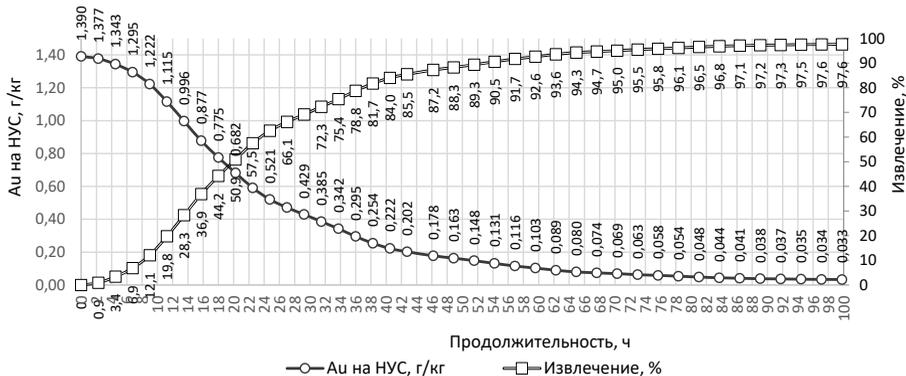


Рисунок. Зависимость извлечения золота из НУС и содержания золота на НУС от продолжительности процесса

Исходя из полученных результатов можно заключить, что процесс десорбции золота при 85-90°С и соотношении скорости раствора (мл/ч) и объёма угля (мл) 1:1 прошёл с высокой эффективностью, извлечение из НУС с исходным содержанием 0,498 г/кг составило >90% (остаточное содержание на НУС <0,050 г/кг). Весь насыщенный раствор пропускался через колонну сорбции параллельно с проведением процесса десорбции, раствор после сорбции возвращался в начало цикла. Содержание

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

на кондиционном регенерированном угле в колонне сорбции повысилось с 0,16 г/кг до 1,112 г/кг. С учётом того, что отношение массы регенерированного угля к массе НУС составляло 1 : 2 удалось провести концентрирование золота и получить более насыщенный кондиционный уголь с менее насыщенного НУС. Потери объёма циркулирующего раствора при естественном испарении в колоннах и буферных ёмкостях компенсировались добавлением свежего раствора NaCN и NaOH. Вымывания НУС из колонны десорбции при скорости 1 : 1 не происходило.

Максимальная скорость извлечения при наибольшей концентрации золота в растворе после десорбции на выходе из колонны десорбции (15,3 мг/л) была достигнута за 7 часов при извлечении золота из НУС 22,1 %. В дальнейшем скорость десорбции снижалась, за 12 ч достигнуто 42,7 % извлечения, за 24 ч достигнуто 80 % извлечения, за 31-34 ч достигнуто 90 % извлечения, процесс вёлся 56 часов до содержания золота в растворе после десорбции <0,1 мг/л до расчётного извлечения золота из НУС 95,6 %.

Таким образом предлагаемая замкнутая схема переработки НУС в колоннах с зажатым слоем угольного сорбента «десорбция-сорбция» в лабораторных условиях показала высокие показатели извлечения >90 %. При варьировании величины соотношения загрузки НУС к регенерированному углю метод пригоден для получения, более насыщенного чем исходный НУС кондиционного угля.

Дополнительные исследования при понижении температуры десорбции ниже 80°C показали снижение скорости десорбции, а при температуре выше 90-95°C раствор начинает закипать, что приводит к вымыванию НУС из колонны десорбции.

Processing of gold-loaded carbon fines

Orlov S.S., Kovalev S.V., Kashirin D.M., Chekushin M.V., Minikh S.S.

This paper describes a method for the gold desorption from CIL carbon fines. Main process parameters and research results are presented.

О ВОЗМОЖНОСТИ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ РУДНИКА "УМБОЗЕРО"

В.В. Максимова^{1,2}, В.А. Маслобоев¹

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, Апатиты, Российская Федерация, e-mail: v.maksimova@ksc.ru

² Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики ФИЦ КНЦ РАН, Апатиты, Российская Федерация

В работе рассматривается способ комплексной переработки лежалых хвостов обогащения редкометалльных руд. Исходя из характеристик материала, размещённого в хвостохранилище, рассмотрены перспективные технические решения, позволяющие получить дополнительные товарные продукты.

* Исследование проведено в рамках тем НИР FMEZ-2022-0022, FMEZ-2022-0010

Задача повышения полноты и комплексности использования отходов обогащения руд способствует расширению минерально-сырьевой базы производств и снижению величины накопленного экологического ущерба.

Особенностью, мешающей освоению техногенных отходов редкометалльных руд, является низкое содержание целевых компонентов, дорогостоящий многоэтапный процесс извлечения и небольшое количество получаемых товарных продуктов, что в конечном итоге не позволяет достичь высокого уровня рентабельности.

Размещение хвостов на открытых площадках приводит к усилению техногенных процессов рассеивания, способствующих снижению содержания ценных компонентов в сырье и формированию локальных геохимических ландшафтов в зоне расположения хвостохранилищ. Хвосты обогащения лопаритовых руд относятся к сырью со сложным химико-минералогическим составом, что в совокупности с расположением в сложных климатических условиях Кольского полуострова, и необходимостью обеспечения ресурсоэффективности и экологической безопасности, делает затруднительным применение традиционных технологических решений.

Цель работы – поиск перспективных ресурсосберегающих решений для переработки отвальных хвостов обогащения редкометалльных руд с получением суммарного концентрата РЗМ и попутной продукции.

В качестве объекта исследования были выбраны хвосты обогащения Умбозерской обогатительной фабрики.

Хвостохранилище расположено в центральной части Мурманской области, вблизи горы Аллуйв и на расстоянии 20 км от оз. Умбозеро и образовано в результате переработки комплексных редкометалльных руд Ловозерского щелочного массива.

В августе 1999 г. в массиве рудника произошёл горно-тектонический удар магнитудой 4,0-4,4, в результате которого произошло разрушение значительной части горных выработок [1]; производство было остановлено и до настоящего момента не возобновлено. В 2009 г. все подземные выработки рудника «Умбозеро» были затоплены шахтными водами.

Согласно [2] на момент остановки производства масса накопленных хвостов составила порядка 16 млн. т. при площади хвостохранилища в 13,5 га. Гранулометрически хвосты сложены песками крупностью до 1,0 мм с содержанием фракции 0,2-0,4 мм порядка 40 %. Минеральный состав хвостов представлен преимущественно нефелином (более 40 %), полевыми шпатами (35-42 %), эгирином (13-15 %). Остаточное содержание лопарита составляет 0,4-0,6 %, апатита – 0,3 % [2].

Перспективные товарные продукты могут быть получены при переработке как рудной, так и нерудной частей. Основной технологии комплексной переработки может стать предварительная рудоподготовка, заключающаяся в сухом обогащении отходов по гравитационно-магнитной схеме разделения, подробно рассмотренной в работе [3].

На первом этапе подготовки предварительно усреднённый материал при необходимости подаётся на сушку и далее на классификацию по крупности.

Среднезернистый продукт с крупностью более 0,4 мм направляется на винтовую сепарацию.

В промпродукт винтовой сепарации переходит преимущественно эгирин и лопарит, в дальнейшем данный промпродукт подвергается концентрации на столах и электромагнитной сепарации с отделением эгирина в слабом магнитном поле.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Немагнитная часть представляет нефелиново-полевошпатовый продукт, который может быть дальнейшим источником каолинового сырья, а также использоваться для синтеза цеолитов и алюмосиликатных соединений.

Учитывая схожесть материала исходной руды и технологического процесса на ОФ «Умбозеро» и «Карнасурт», можно предположить обогащение РЗЭ-содержащими минералами и торием фракции хвостов менее 0,1 мм [4].

Таким образом классификация по крупности позволяет выделить два основных вида получаемых сырьевых материалов: силикатная фракция, в которой может достигаться содержание Al_2O_3 порядка 20-25 % и SiO_2 более 50 %, сложенная преимущественно нефелином и полевыми шпатами, и обогащённый редкоземельными металлами промпродукт с высоким содержанием шламистой части.

Металлсодержащий продукт с крупностью менее 0,4 мм может перерабатываться флотационным и гидрометаллургическим способами.

В нашей работе рассматривается гидрометаллургическая переработка на основе выщелачивания растворами минеральных кислот.

Из экономических соображений, а также с точки зрения сложности утилизации вторичных продуктов переработки шламов, преимущество отдаётся использованию серной кислоты. Грануляция с серной кислотой и последующее водное выщелачивание шламов является одним из способов снижения мешающего выщелачиванию содержания кремнекислоты в растворе.

Для разработки гидрометаллургического передела с переводом в раствор большей части РЗЭ на предварительном этапе существенную помощь может оказать проведение термодинамических расчётов с определением оптимальных параметров соотношения твёрдой и жидкой фаз и необходимой концентрации минеральной кислоты.

Дальнейшее осаждение из раствора перспективно проводить в виде оксалатов при добавлении щавелевой кислоты. Прокаливание осадка оксалатов позволит получить суммарный концентрат РЗЭ.

Таким образом, хвосты обогащения редкометалльных руд ОФ «Умбозеро» могут стать источником получения целого ряда продуктов, в том числе нефелиново-полевошпатового продукта, цеолитов, суммарных концентратов РЗЭ.

Тем не менее, несколько факторов затрудняют переработку отходов обогащения лопаритовых руд. К ним относится необходимость поиска новых решений для отделения нефелина от полевых шпатов, что технологически сложно осуществимо из-за близости их гравитационных, магнитных, флотационных свойств.

Также необходима разработка решения по селективному осаждению тория из раствора при гидрометаллургической переработке металлсодержащего продукта, что позволит значительно снизить уровень радиационной активности материала.

Разработка перспективных решений вовлечения в переработку отходов обогащения лопаритовых руд для условий Кольского полуострова имеет актуальность не только для рассматриваемого в данной работе хвостохранилища ОФ «Умбозеро», но и для отходов обогащения лопаритовых руд в выведенном из эксплуатации и действующих хвостохранилищах «Карнасурт-1» и «Карнасурт-2», расположенных также в пределах Ловозерского массива.

Список использованных источников

1. Конухин В.П., Козырев А.А., Орлов А.О. и др. Международный проект «EnviMine» «Обеспечение экологической и геодинамической безопасности при закрытии рудников в Баренц-регионе» // Арктика: экология и экономика. – 2013. – № 3(11). – С. 76-83.

2. Кадастр отходов горно-металлургического производства Мурманской области (по состоянию на 01.01.2000 г.). Государственный комитет по охране окружающей среды Мурманской области. Горный институт КНЦ РАН. Апатиты, 2000. 104 с.
 3. Ракаев А.И., Черноусенко Е.В., Рухленко Е.Д. и др. Получение нефелинового концентрата из отвальных хвостов обогатительных фабрик Ловозерского ГОКа // Обогащение руд. 2007. №1. С. 8-11.
 4. Максимова В.В., Красавцева Е.А., Савченко Е.Э. и др. Исследование состава и свойств хвостов обогащения лопаритовых руд текущего производства // Записки Горного института. 2022. Т. 256. С. 1-9.
-

About the possibility of integrated use of tailings from the enrichment plant of the "Umbozero" mine

Maksimova V.V., Masloboev V.A.

The article considers a method for the complex processing of stale tailings for the enrichment of rare-metal ores. Based on the characteristics of the material placed in the tailings storage, promising technical solutions allowing to obtain additional commercial products are considered.

КВАРЦЕВОЕ СТЕКЛО ИЗ МОЛОЧНО-БЕЛОГО КВАРЦА ПРОЯВЛЕНИЯ ПЕСЧАНОЕ (ЮЖНЫЙ УРАЛ)*

М.А. Корекина, В.М. Рыжков, А.Н. Савичев, Д.А. Артемьев

Южно-Уральский федеральный центр минералогии и геоэкологии УрО РАН, Институт минералогии, г. Миасс, Российская Федерация, e-mail: maria@mineralogy.ru

В работе рассмотрена возможность получения кварцевого стекла из жил молочно-белого кварца проявления Песчаное, залегающих в массиве лейкократовых гранитов. Показано, что технология, предусматривающая проведение высокочастотной декрипитации для удаления газовой-жидких включений в комплексе с проведением компрессионного наплава, позволяет получить прозрачные кварцевые стекла.

Кварц, широко распространённый в природе минерал, формирующий крупные гидротермальные месторождения, является сырьём для получения прозрачного кварцевого стекла. Кварцевое стекло обладает рядом уникальных оптических, механических и термических свойств, что позволяет использовать его в современных наукоёмких отраслях производства, таких как полупроводниковая, солнечная, авиационная, светотехническая, медицинская, химическая промышленность и т.д. Традиционно используемые промышленностью месторождения прозрачного, хрусталеносного и гранулированного кварца с использованием существующих технологий обогащения позволяют получать промышленно пригодные кварцевые концентраты, в отличие от объектов молочно-белого кварца, содержащих большое количество газовой-жидких включений. Однако, следует отметить, что ресурсный потенциал молочно-белого кварца значительно превышает запасы по объектам гранулированного кварца.

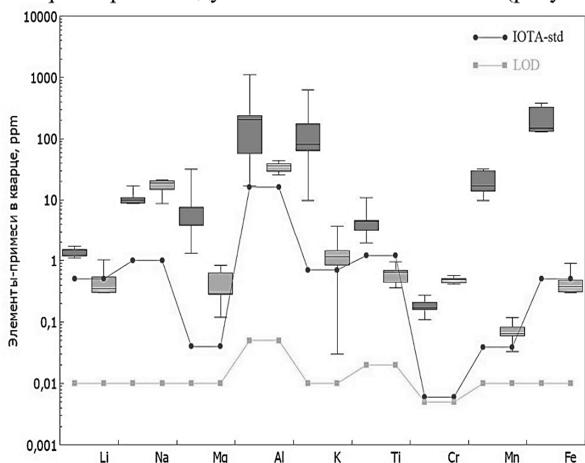
* Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда и Челябинской области в рамках научного проекта № 22-27-20077

Высокие содержания газовой-жидких включений оказывают влияние на микроэлементный состав кварца, а также наследуются кварцевым стеклом в виде разноразмерных пузырей. Все вышесказанное определяет интерес к поиску технологии обогащения и наплава молочно-белого кварца с возможностью максимального удаления газовой-жидких включений из кварца и пузырей из объёма стекла.

В качестве объекта исследования выбрано одно из многочисленных проявлений молочно-белого кварца Песчаное, локализованное в эндоконтактной части Джабык-Карагайского гранитного массива. Кварцевые жилы проявления, залегают среди в разной степени изменённых лейкократовых гранитов.

Важным критерием выбора технологии обогащения является определение содержания элементов-примесей, локализация и концентрация которых меняется в зависимости от условий образования кварцевых тел и определяет предел обогатимости кварцевых концентратов. Основными элементами-примесями в кварце являются Al, Fe, K, Na, Ti, Li, Mn, Mg, Cr т.д. При образовании кварцевых жил и последующего воздействия на них процессов метаморфизма в кварце формируются несколько видов примесей, таких как структурно связанные микроэлементы (ионы замещения Si^{4+} (ионы Al^{3+} , Fe^{3+} , Ti^{4+} , Ge^{4+} и ионы компенсаторов заряда (Li^+ , Na^+ , K^+ , Fe^{2+})), кроме этого микровключения минералов и газовой-жидкие включения.

Для изучения микроэлементного состава кварца с визуально чистых участков, не содержащих минеральных и ГЖВ использован локальный метод LA-ICP-MS спектроскопии с индуктивно связанной плазмой (рисунок 1).



*Рисунок 1. Микро-
элементный состав кварца,
данные
LA-ICP-MS спектроскопии:
IOTA-std – кварц марки
IOTA, фирмы Unimin; LOD
– предел обнаружения*

Ранее нами было показано [1, 2], что анализ LA-ICP-MS не способен полностью отличить структурно связанные элементы от тех, что присутствуют внутри минеральных и газовой-жидких включений. Даже при проведении анализа с визуально чистых зёрен и тщательной проверки на наличие включений, нельзя исключить наличие наноразмерных включений, и полученные значения по концентрации

микроэлементов следует рассматривать как потенциальную смесь элементов, содержащихся в структуре кварца, и элементов, присутствующих внутри этих включений. Однако пошаговые локальные исследования методом (LA-ICP-MS) в отличие от валового анализа (ICP-OES) позволяют в ряде точек получать результаты близкие к содержаниям структурных примесей в кварце [2].

При петрографических исследованиях кварца установлено наличие большого количества разноразмерных газовой-жидких включений, в составе которых преобладают соли Na и K [3].

Минеральные включения представлены слюдами, железосодержащим гематитом и магнетитом. Слюды (мусковит, парагонит) богаты Al, K и Na, гематит и магнетит – это минералы железа. В кварце, залегающем среди гранитов, видна корреляция содержания Li и Al. Эта корреляция обычно объясняется наличием дефектов $[AlO_4/Li]^0$ [4, 5], в связи с этим предполагается, что оба этих элемента в значительной степени включены в структуру кварца, и в меньшей степени входят в состав минеральных включений.

Что касается других одновалентных катионов (Na, K), то они присутствуют в составе слюды и газовой-жидких включений. Наблюдаемая корреляция между Al и K в кварце предполагает, что-либо K находится в структуре кварца, либо присутствует в минеральных включениях, богатых Al, таких как мусковит. Хром в кварце может быть связан с большинством распространённых минералов, не диагностируемых методом оптической спектроскопии. Так как хром не показывает корреляции с Na, можно предположить, что он не связан с присутствием ГЖВ и, может присутствовать в структуре анализируемого кварца. Марганец и магний обусловлены микровключениями минералов, не диагностируемых методом оптической спектроскопии.

Технология обогащения:

- декрипитация ГЖВ сверхвысокочастотным электромагнитным способом.
- трехкратная магнитная полиградиентная сепарация с напряжённостью полей 2,5; 5; 11.
- травление порошков в 30 %-ой HF + 30 %-ой (1 ч. HCl + 3 ч. HNO₃) при температуре 90–100 °C в течение 120 минут.
- промывка порошков до нейтрального значения pH деионизированной водой.
- кипячение порошков в деионизированной воде в течение 2 часов.
- сушка порошков.

Наплав кварцевого стекла производился на лабораторной установке наплава «ЛУН». Мощность установки - 10 кВт, максимальная температура - 2200°C. Нагреватель представляет собой цилиндрическую систему из вольфрамовых стержней, которая находится внутри теплозащитного молибденового экрана. Температура в печи измеряется с помощью вольфрам-рениевой термопары.

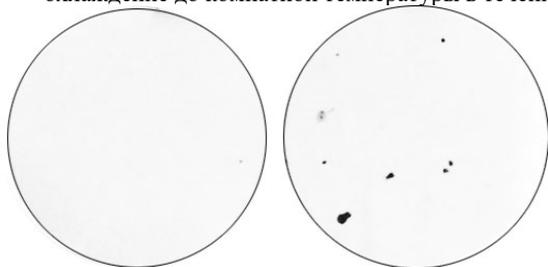
Для предотвращения загрязнения шихты наплав проводился в закрытых кварцевых стаканах из стекла марки КИ, которые помещались в цилиндрические молибденовые тигли. Внутренний диаметр молибденовых тиглей равен внешнему диаметру кварцевых стаканов.

Режим наплава:

- нагрев до температуры 1350 °С и поверхностное обезгаживание шихты в течение 1 часа;
- нагрев до температуры 1650 °С и кристобалитизация в течение 2 часов;
- нагрев до температуры 1800°С и плавка стекла в течение 2 часов;
- охлаждение до комнатной температуры в течение 5 часов.

Режим компрессионного наплава:

- нагрев до температуры 1350°С под вакуумом и поверхностное обезгаживание шихты в течение 1 часа.
- напуск аргона 0,2•МПа и нагрев до температуры 1850 °С.
- напуск аргона 2,5•МПа
- плавка стекла в течение 2 часов.
- охлаждение до температуры 1300 °С и выдержка в течение 1 часа для снятия термоупругих внутренних напряжений в стекле;
- охлаждение до комнатной температуры в течение 3 часов.



*Рисунок 2. Фото кварцевого
стекла*

На рисунке представлены 2 стекла, в первом диагностируются единичные полупрозрачные пузырьки, связанные с наличием следовых количеств газовой-жидких включений в кварцевом сырье. Во втором стекле наблюдаются крупные свили чёрного цвета, возможно связанные с минеральными сростками кварца с гематитом и магнетитом, не удалённые из образца в процессе обогащения.

Для избавления от сростков в процессе обогащения рекомендуется добавить операцию агломерационной очистки [6], а для удаления остаточных газовой-жидких микровключений следует уменьшить фракцию кварцевой крупки и выполнить кристобалитизацию с оценкой содержания кристобалита в образцах и выбором оптимальной температуры наплава [7].

Список использованных источников

1. Корекина М.А., Савичев А.Н. Элементы-примеси в кварце гидротермально-метаморфогенного и гидротермально-метаморфогенного-метасоматического генезиса (Южный Урал) // Известия ТПУ. Инжиниринг георесурсов. – 2023. – Т. 334. – №2. – С. 185-195.
2. Корекина М.А., Лютоев В.П., Артемьев Д.А. и др. Геохимия и условия образования жил молочно-белого кварца максютовского метаморфического комплекса (Южный Урал) // Геохимия. – 2022. – Т. 67. – № 11.– С. 1109-1123.
3. Кабанова Л.Я., Игуменцева М.А., Никандрова Н.К. и др. Геологическое строение и петрография месторождения жильного кварца "Песчаное"(Южный Урал)// Разведка и охрана недр.– 2019.– № 5. – С. 18-24.
4. Rusk B. G., Lowers H., and Reed M.H. Trace elements in hydrothermal quartz: Relationships to cathodoluminescent textures and insights into hydrothermal processes, *Geology*. 2008. V. 36.№ 7.–P. 547-550.

5. Weil J.A. A review of electron spin spectroscopy and its application to the study of paramagnetic defects in crystalline quartz. *Physics and Chemistry of Minerals*. – 1984. – Vol. 10. – № 4. – P. 149-165.
6. Насыров Р.Ш. Влияние отдельных операций технологии очистки природного кварца на качество его концентрата // *Обогащение руд*. – 2012. – № 4. – С. 16-20.
7. Исаев В.А., Харахан М.Л. О роли газовой-жидких включений в процессе кристобалитизации природного кварца // *Горный информационно-аналитический бюллетень*. – 2005. – № 5. – С.25-33.

Milk white quartz quartz glass deposits Peschanoe

Korekina M.A., Ryzhkov V.M., Savichev A.N., Artemiev D.A.

The paper considers the possibility of obtaining quartz glass from veins of milky-white quartz of the Sandy manifestation, lying in an array of leucocratic granites. It is shown that the technology providing for high-frequency decompitation for the removal of gas-fluid inclusions in combination with compression surfacing makes it possible to obtain transparent quartz glasses.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СУРЬМЯНОГО ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА

П.М. Соложенкин¹, Ш.Т. Кушаков²

¹ ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: solozhenkin@mail.ru

² ЗАО «Сарылах-Сурьма», г. Усть-Нера, Российская Федерация

Разработаны условия эффективного перевода в раствор сульфидных соединений золота при сульфидно-щелочном выщелачивании Au-Sb концентрата. Определены параметры выделения золота из раствора с получением богатого катодного материала с содержанием золота до 597 г/т. Предложена усовершенствованная схема переработки золото-сурьмянистого флотоконцентрата.

По запасам и добыче золота Россия относится к ведущим странам мира. России принадлежит около 22% запасов золота, 10% от мирового производства. Однако в Стратегии развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года золото, а также сурьма отнесены к группе полезных ископаемых, достигнутые уровни добычи которых недостаточно обеспечены запасами разрабатываемых месторождений на период до 2035 года.

Оценка сроков исчерпания балансовых запасов для разрабатываемых собственно золоторудных месторождений составляет около 18 лет, в т.ч. россыпных - 6 лет, комплексных - менее 33 лет [О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2021 году. Государственный доклад. – М.: ФГБУ ВИМС, 2022. 626 с.]. Структура минерально-сырьевой базы золота имеет тенденцию к ухудшению в связи с опережающим увеличением запасов категории С2 по сравнению с категорией С1 и необходимостью разработки комплексных месторождений. Руды

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

комплексных месторождений являются вторыми по значимости после коренных собственно золоторудных месторождений.

Au-Sb руды распространены в Российской Федерации и зарубежных странах. Существующие пиро- и гидрометаллургические технологии переработки золотосурьмяного концентрата не решают вопросы комплексного использования концентрата, многостадийны, не концентрируют золото в продукты, пригодные для аффинажного производства. Разработка эффективных технологий переработки золото- и сурьмосодержащих руд с целью повышения извлечения золота и сурьмы является актуальной задачей.

Цель исследований - повышение извлечения сурьмы и золота в товарные самостоятельные продукты при переработке золото-сурьмянистого флотационного концентрата. Объектом исследований являлся золото-сурьмянистый флотационный концентрат, полученный при обогащении руд одного из российских месторождений.

В результате проведённых исследований разработаны условия растворения сульфидов сурьмы сульфидно-щелочным выщелачивающим раствором при температуре 80-90 °С с получением раствора сурьмы, золота и золотосодержащего нерастворимого кека. Определены параметры выделения золота из раствора с получением богатого катодного материала с содержанием золота до 597 г/т. Полученный раствор сурьмы направляют на электролиз сурьмы, золота, и, частично на получение выщелачивающего раствора, возвращаемого в процесс растворения сульфидов сурьмы. Обеднённый раствор идёт на сброс.

На основании выявленных режимов эффективного перевода в раствор сульфидных соединений золота при сульфидно-щелочном выщелачивании Au-Sb концентрата разработана усовершенствованная технологическая схема переработки золото-сурьмянистого флотоконцентрата (рисунок).

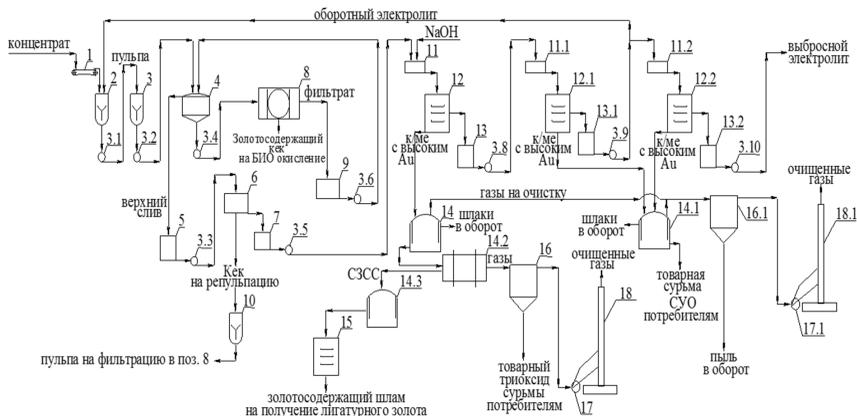


Рисунок. Схема цепи аппаратов переработки Au-Sb флотоконцентрата Олимпиадинского месторождения

Флотоконцентрат поступает в гидрометаллургический цех со склада во многозавых металлических контейнерах. Из контейнеров концентрат с помощью мостового крана перегружается в бункера загрузочного комплекса. Из бункеров комплекса концентрат по ленточному весоизмерителю (поз. 1) загружается в приёмный

репульпатор (поз. 2). В репульпатор подаётся растворитель – оборотный электролит из отделения основного электролиза (поз. 12.1, 13.1) в количестве, соответствующем технологически принятому Т:Ж. В репульпаторе концентрат предварительно смешивается с растворителем, пульпа подогревается до температуры 85-90°С.

Разогретая пульпа насосом (поз. 3.1) перекачивается в реактор выщелачивания (поз. 3). Продолжительность выщелачивания составляет 1 час. Из реактора пульпа насосом (поз. 3.2) перекачивается в сгуститель (поз. 4).

Верхний слив сгустителя самотёком стекает в бак нефилтрованных растворов (поз. 5), из которого насосом (поз. 3.3.) подаётся на контрольную фильтрацию на рамный фильтр-пресс (поз. 6). С рамного фильтр-пресса (поз. 6) фильтрат стекает в бак готового раствора (поз. 7), из него раствор насосом (поз. 3.5) подаётся в напорный бак (поз. 11). В напорный бак (поз. 11) загружается каустическая сода в количестве, обеспечивающем его заданное технологическое содержание в растворе для электролиза (60-70 г/л). Нижний слив сгустителя подлежит фильтрации на дисковом фильтр-прессе (поз. 8), после чего кек направляется на биоокисление, сорбционное выщелачивание в цианистых растворах, десорбцию, электролиз (получение катодного золотого осадка), гидрохимическую доводку осадка, плавку катодного осадка с получением лигатурного золота. В кеке остаётся 80-85 % золота от исходного во флотоконцентрате.

Из напорного бака (поз. 11) готовый раствор под статическим давлением с заданной скоростью (15-25л/мин) поступает в электролизные ванны обеззолачивания (поз. 12). Назначение электролиза обеззолачивания - осаждение на катоде основного количества золота. В катодный осадок удаётся извлечь 90 % золота из исходного в растворе, при этом сурьмы в катодный осадок извлекается всего 10% от ее исходного содержания в растворе. Раствор обедняется по содержанию золота с 2-4 мг/л до 0,2-0,3 мг/л.

Катодная сурьма с ванн обеззолачивания содержит золота 200-350 г/т. Данный металл направляется на огневое рафинирование в отражательную печь (поз. 14) с получением металлической сурьмы СУ0 с высоким содержанием золота.

Полученные промпродукты - рафинировочные шлаки и сурьмосодержащие пыли - направляются на повторную переплавку.

Металлическая сурьма СУ0 перерабатывается в электропечах (поз. 14.2) с получением товарного триоксида сурьмы, сурьмянистого золотосодержащего сплава (СЗСС). СЗСС с содержанием золота 10-20 кг/т направляется на отливку анодов в плавильной печи (поз. 14.3). Аноды далее подвергаются электролитическому рафинированию в кислых сульфат-аммиакатных растворах с получением чистой от примесей катодной сурьмы (ванны электролиза поз. 15) и золотосодержащего шлама.

Катодная сурьма направляется на получение сурьмы высших марок. Золотосодержащий шлам направляется на получение лигатурного золота и на аффинаж.

Обеззолоченный раствор с электролизных ванн обеззолачивания стекает в сборный бак (поз. 13), из которого насосом (поз. 3.8) подаётся в напорный бак основного электролиза (поз. 11.1). Из напорного бака раствор под статическим давлением поступает в электролизные ванны основного электролиза. Содержание сурьмы в растворе, поступающем на основной электролиз, составляет 40-50 г/л, золота – менее 0,2 мг/л.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Периодически, по мере накопления балластных солей, часть раствора выводится на электролиз обеднения по сурьме (насос поз. 3.9, напорный бак поз. 11.2, ванны обеднения поз. 12.2). Растворы обедняются до содержания сурьмы менее 3 г/л, выводятся на обезвреживание и складирование (сборный бак поз. 13.2, насос поз. 3.10).

Катодная сурьма, полученная на основном электролизе и электролизе обеднения, содержит менее 3 г/т золота. Она направляется на огневое рафинирование в отражательных печах (поз. 14.1) с получением товарной металлической сурьмы Su^0 . Промпродукты – рафшлаки и пыли – направляются в оборотную переплавку.

Усовершенствованная технология позволит обеспечить повышение извлечения сурьмы и золота в товарные самостоятельные продукты, снизить затраты реагентов, а также исключить загрязнение окружающей среды серосодержащими выбросами.

Improvement of the processing scheme of gold-containing antimony flotation concentrate

Solozhenkin P.M., Kushakov Sh.T.

The condition of effective translation in a solution sulfide of connection of gold are developed. The parameters of allocation of gold from a solution with reception rich katode of material with the contents of gold about from 25.9 to 597 g/t are determined.

СПОСОБЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛЫ РЕФТИНСКОЙ ГРЭС

А.А. Лавриненко, И.В. Кунилова, И.О. Крылов, Т.А. Хамзина

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: lavrinenko_a@ipkonran.ru

В связи с низкой степенью утилизации золы сжигания углей в России на примере золы сухого отбора Рефтинской ГРЭС обосновано применение глубокой переработки золы с применением выщелачивания и экспериментально определены эффективные режимы предварительных процессов обжига и ультразвуковой обработки.

Актуальность исследований обусловлена низкой степенью утилизации золы сжигания углей в России (10-15 %, по разным источникам) и необходимостью достижения к 2035 году 50%-го уровня утилизации от годового объема образования золошлаковых отходов, запланированного в Энергетической стратегии России [1]. Для целей теплоэнергетики используется, прежде всего, каменный уголь. Крупнейшей теплоэлектростанцией России, работающей на угле, является Рефтинская ГРЭС в Свердловской области. Годовой объем потребления угля на ГРЭС составляет порядка 11,5 млн. т [2], а образования золы сухого отбора - порядка 4,5 млн тонн [3]. В настоящее время утилизируется только 400 тыс. т золы сухого отбора в год (в основном, для производства ячеистого бетона), т.е. около 10%. В планах компании увеличить объем утилизации золы до 1,5 млн. т к 2035 году, для чего требуется значительное расширение рынка сбыта.

В настоящее время основным направлением утилизации золы сухого отбора является использование в строительной отрасли. Однако ее непосредственное применение ограничено из-

за необходимости соблюдения повышенных требований к составу и физико-химическим свойствам заменяемых компонентов (песка и др.). Получаемая при пылеугольном сжигании зола содержит, прежде всего, алюмосиликаты и силикаты переменного состава. Содержание основных оксидов невелико ($\text{CaO} \ll 10\%$), поэтому зола относится к кислому типу. Из-за низкого содержания оксида кальция (2,14 % в образце) использование исследуемой золы в качестве сырья для производства цемента менее привлекательно, чем золы бурых углей с высоким содержанием CaO (до 30 %). Также необходимо учесть возможные ограничения по содержанию вредных примесей - углерода, серы и фосфора.

Анализ элементного состава исследуемой пробы золы (по оксидам) золы сухого отбора показал, что она может являться техногенным источником дефицитного алюминия (21,3 % Al_2O_3), а также железа (3,7 % Fe_2O_3), углерода (2,4 %), титана (1,2 % TiO_2) и попутного извлечения микроэлементов (циркония, серебра и редких металлов, суммарно 600 г/т) при ее глубокой переработке с утилизацией силикатного остатка в строительных отраслях.

Исследование гранулометрического состава образца золы показало, что более половины материала (57,8 %) относится к классу крупности менее 40 мкм. Алюминий, железо и другие основные элементы распределены приблизительно равномерно по классам крупности, содержание фосфора и кальция несколько выше в классе -20 мкм, а углерода – в классе +71 мкм. Ценные микроэлементы (цирконий, ванадий, церий, лантан и др.) имеют повышенные содержания в тонком классе крупности -20 мкм, иттрий распределён равномерно по всем классам крупности. Содержание кобальта выше в классе +40 мкм.

Основные трудности извлечения алюминия и ценных микроэлементов из золы связаны с их содержанием в упорных к выщелачиванию алюмосиликатных матрицах, непостоянством состава, а для микроэлементов – также с низким содержанием. Предварительное отделение методами обогащения - магнитной сепарацией и флотацией – углеродсодержащего и железосодержащего продуктов позволяет снизить в золе содержание компонентов, затрудняющих последующее селективное извлечение ценных микроэлементов гидрометаллургическими методами – железа до 1,85 % и углерода – до 0,65 %.

Наиболее распространённым методом перевода ценных элементов из кислой золы каменных углей в раствор является кислотное выщелачивание [4]. Для исследуемой пробы золы установлено, что без применения интенсифицирующих воздействий степень извлечения в раствор ценных элементов не превышает 15-40 %, либо требуется применение концентрированных кислот. Для повышения эффективности выщелачивания предложены различные способы:

- проведение выщелачивания при повышенных температуре (гидротермальное выщелачивание) [5] и давлении (автоклавное выщелачивание) [6];
- сернокислотное выщелачивание в присутствии бактерий *thiobazillus* или *ferrobazillus* при температуре 32°C в течение 250 часов;
- выщелачивание растворами серной кислоты (50-300 г/л) с добавкой хлорида натрия (5 г/л Cl^-) [7];
- предварительная пирометаллургическая переработка с улавливанием возгонов [8];
- предварительный обжиг (окислительный, восстановительный, сульфатизирующий), спекание с щелочными реагентами NaOH , Na_2CO_3 , $\text{Ca}(\text{OH})_2$, CaCO_3 и т.п. при 300-900°C [9, 10];

- проведение выщелачивания с наложением физических полей (ультразвуковая, СВЧ-обработка, применение мощных электромагнитных импульсов) [8, 9].

На выбор способа повышения степени выщелачивания ценных элементов существенное влияние оказывают глубина и комплексность переработки золы, а также экономические факторы [4]. Для повышения извлечения алюминия и ценных микроэлементов в раствор необходимо перевести их в легкорастворимые соединения.

Наши исследования процесса обжига золы после выделения углеродсодержащего и железосодержащего продуктов показали эффективность применения гидроксида натрия и его смеси с карбонатом натрия для получения легко рассыпающихся спеков для последующего выщелачивания. Установлено, что кислотное выщелачивание спека золы с NaOH с применением дополнительного ультразвукового воздействия для интенсификации массопереноса позволяет повысить сквозное извлечение алюминия с 45 до 80 %, Zr с 37 до 64 %, Y с 35 до 41 %.

В результате комбинированного процесса переработки хвостов магнитной сепарации золы, включающего обжиг с гидроксидом натрия и кислотное выщелачивание с применением ультразвукового воздействия, получен продуктивный раствор, содержащий ценные элементы: Al – 15,5 г/л, Zr – 0,053 г/л, V – 0,045 г/л, Co – 0,022 г/л, Y – 0,007 г/л, и кремнезёмный остаток для строительных целей. Последующее разделение и получение чистых ценных элементов может проводиться известными методами сорбции и экстракции.

Список использованных источников

1. Энергетическая стратегия Российской Федерации до 2035 года. Утверждена распоряжением Правительства Российской Федерации от 9 июня 2020 г. № 1523-р. [Электронный ресурс]: <https://minenergo.gov.ru/system/download-pdf/1026/119047> (дата обращения 11.04.2023).
2. Годовой отчет за 2019 год. ПАО ЭнеЛ Россия. [Электронный ресурс]: https://www.e15-energo.ru/upload/iblock/fc9/0gum6recyds6bqoj7xkj3vs9ekh568hq/Annual_report_2019.pdf (дата обращения 15.04.2023).
3. Золотов А. Безотходное производство энергии на Рефтинской ГРЭС начнется, когда освоим новые рынки сбыта золы // Sibgenco.online. [Электронный ресурс]: <https://www.in-power.ru/news/novostitek/50319-aleksei-zolotov-bezotходное-proizvodstvo-energii-na-reftinskoi-gres-nachnetsja-kogd.html> (дата обращения 15.04.2023).
4. Taggart R.K. Recovery of Rare Earth Elements from Coal Combustion Ash: Survey, Extraction, and Speciation: Ph.D. Thesis. – Durham, North Carolina: Duke University, 2017. – 169 P.
5. Борбат В.Ф., Михайлов Ю.Л. и др. Гидрощелочное извлечение галлия из золы уноса экибастузских углей // Изв. вузов. Химия и химическая технология. 2000. Т.43. № 1. – С. 102–105.
6. Valeev D., Kunilova I., Shoppert A. et al. High-pressure HCl leaching of coal ash to extract Al into a chloride solution with further use as a coagulant for water treatment // Journal of Cleaner Production. – 2020, V. 276, № 123206. – 13 P. <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.123206>.
7. Патент 2138339 RU: Способ подготовки золы-уноса от сжигания углей для использования в производстве строительных материалов. [Электронный ресурс]: <https://patentimages.storage.googleapis.com/76/18/c5/f4b1ffdf975fad/RU2138339C1.pdf> (дата обращения 15.04.2023).
8. Скурский М.Д. Прогноз редкоземельно-редкометалльно-нефтегазоугольных месторождений в Кузбассе // ТЭК и ресурсы Кузбасса. - 2004. - № 2/ 15. - С. 24 – 30.
9. Кунилова И.В., Лавриненко А.А., Лусинян О.Г. и др. Исследование влияния обжига золошлаковых отходов на эффективность процесса выщелачивания // Новые идеи в науках о Земле. Материалы XIV Межд. научно-практ. конференции: в 7 томах. – 2019. – С. 89-90.

10. Jinhe Pan a.o. Recovery of rare earth elements from coal fly ash through sequential chemical roasting, water leaching, and acid leaching processes // Journal of Cleaner Production. – 2021, V. 284. - № 124725.
-

Methods for increasing the efficiency of leaching ash CHP Reftinskaya

Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Krylov I.O., Khamzina T.A.

Due to the low degree of utilization of coal combustion ash in Russia, using the example of dry selection ash from the CPP Reftinskaya, the use of deep ash processing using leaching is substantiated, and effective modes of preliminary roasting and ultrasonic treatment are experimentally determined.

**ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА
СЕРНОКИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РЗЭ-СОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ
ОБОГАЩЕНИЯ***

С.И. Мазухина¹, В.В. Максимова^{1,2}, С.В. Дрогобужская³, Е.А. Красавцева^{1,2}

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, *mail: v.maksimova@ksc.ru*

² Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики ФИЦ КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

³ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В.Тананаева, г. Апатиты, Российская Федерация

Изучено взаимодействие отходов обогащения редкометалльных руд Кольского полуострова со слабыми растворами серной кислоты в рамках экспериментальных исследований и термодинамического моделирования. Получены данные о содержании в растворе целевых компонентов и распределении преобладающих форм металлов в разбавленных растворах

Извлечение редкоземельных элементов (РЗЭ) из техногенного минерального сырья и последующее их разделение представляет собой технологически сложную задачу, так как в многокомпонентных растворах поведение как целевых, так и примесных и породообразующих компонентов зависит не только от их валовых содержаний в хвостах обогащения, но и от распределения элементов в составе конкретных минеральных зёрен, кислотности среды и основного анионного фона.

Подавляющая часть технологических разработок по переработке комплексных РЗЭ-содержащих руд и их отходов, представленных в работах отечественных и иностранных исследователей, базируются на вскрытии концентрированными кислотами. Отходы переработки лопаритовых руд имеют сложный химический и минеральный состав, характеризующийся высокой долей силикатной составляющей и значимым содержанием РЗЭ с преобладанием цериевой группы.

Актуальной задачей является исследование распределения форм целевых компонентов в слабокислых средах, что способствует разработке технологического

* Исследование проведено в рамках тем НИР FMEZ-2022-0022, FMEZ-2022-0010

решения по вовлечению отходов комплексных РЗЭ-содержащих руд в переработку, сбалансированного с точки зрения экологии и экономики.

Целью данной работы было определение форм содержания редкоземельных металлов в растворе в рамках системы «вода-порода-атмосфера» с применением термодинамического моделирования. В качестве объекта исследования были взяты хвосты обогащения Ловозерского ГОКа с высоким содержанием шламистой части. Содержание РЗЭ в средней пробе хвостов составило 0,55 %, в том числе до 0,14 % лантана, до 0,27 % церия. Слабый радиоактивный фон отходов обеспечивается преимущественно содержанием до 94,7 г/т тория.

Основной минеральный состав хвостов представлен нефелином и полевыми шпатами, эгирином, из РЗЭ-содержащих минералов отмечены апатит и лопарит. Остаточное содержание лопарита в текущих хвостах обогащения в среднем составляет от 0,45 до 0,94 %, причём наибольшее содержание характерно для хвостов с высокой долей фракции крупности менее 0,1 мм. Применение гидromеталлургических методов переработки к тонкоизмельчённым отходам с высоким содержанием силикатов часто связана со сложностями в обеспечении режима фильтрации, за счёт явления коагуляции и образования кремнегеля.

Эксперимент по взаимодействию хвостов обогащения с растворами проводили смешиванием образца усреднённой пробы хвостов с раствором H_2SO_4 с заданными значением pH и дистиллированной водой. Соотношение Т : Ж составляло 1 : 20, для разбавленного раствора кислоты такое соотношение позволило избежать значительного гелеобразования и образования вторичных твёрдых фаз. Образец перемешивали с раствором в течение 3 часов, фазы разделяли с помощью фильтрования. Фильтрат анализировали на содержание РЗЭ и других элементов методом масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой на приборе ELAN 9000 DRC-e (Perkin Elmer, США).

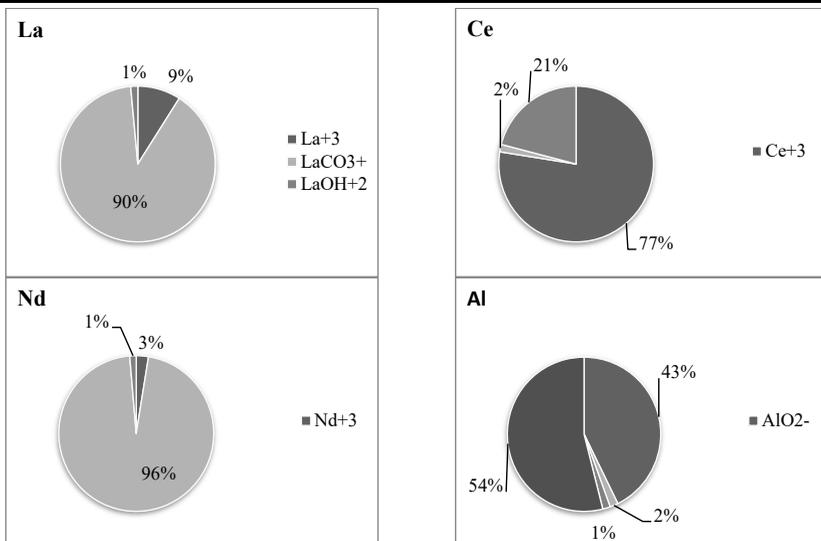
Для определения форм РЗЭ в растворе было проведено термодинамическое моделирование полученных растворов с помощью программного комплекса «Селектор», реализующего принцип минимизации свободной энергии Гиббса.

На рисунке представлено распределение форм алюминия, лантана, церия и неодима в результирующих растворах при взаимодействии с дистиллированной водой (а) и разбавленной серной кислотой (б), полученное по результатам моделирования.

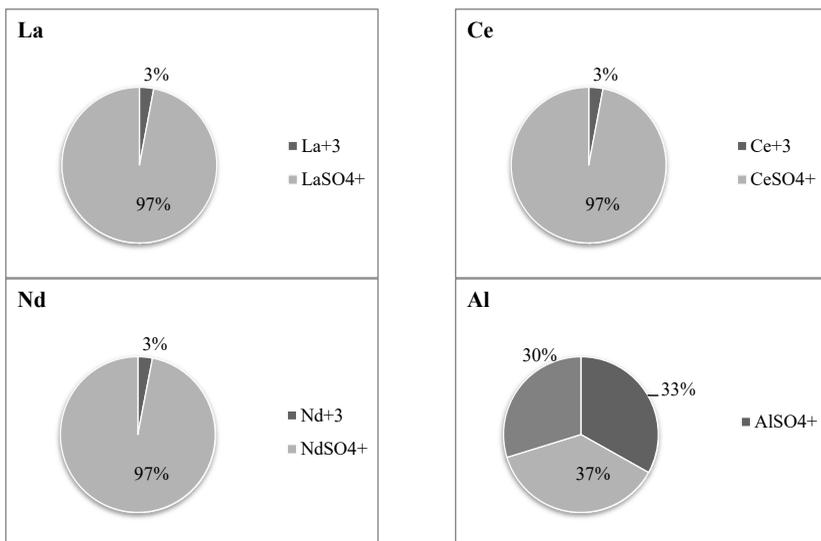
Результаты моделирования взаимодействия средней пробы хвостов с растворами представлены в таблице.

При взаимодействии с разбавленным раствором кислоты происходит почти полный переход лантана, церия и неодима в состав хорошо растворимых сульфатных комплексов.

Учитывая рост растворимости сульфатных соединений РЗЭ в охлажденных растворах, можно ожидать некоторой интенсификации процесса выщелачивания при снижении температуры раствора.



(а) – распределение форм элементов при уровне pH – 7,84



(б) – распределение форм элементов при уровне pH – 3,06

Рисунок. Относительное распределение форм алюминия, лантана, церия и неодима в полученных растворах по результатам моделирования:

а – при взаимодействии с дистиллированной водой (результатирующий pH- 7,84); б – при взаимодействии с разбавленным раствором серной кислоты (результатирующий pH- 3,06)

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

Таблица. Уровень рН и концентрации некоторых элементов в полученных растворах

Элемент	Ед.изм.	Разбавленный раствор H ₂ SO ₄		Вода дистиллированная	
		модельные данные	экспериментальные данные	модельные данные	экспериментальные данные
рН раствора		3,06	3,79	7,83	8,2
Al	мг/л	272,4	214,86	5,43	4,78
Na	мг/л	279,5	267,27	14,01	25,35
K	мг/л	86,4	36,83	1,72	1,78
Si	мг/л	596,1	270,07	11,89	10,74
P	мг/л	9,30	9,3	0,47	1,93
Ca	мг/л	26,3	18,36	1,32	3,56
Mn	мг/л	4,46	2,82	0,09	0,13
Ce	мг/л	6,83	3,11	0,14	0,04
La	мг/л	3,60	1,79	0,07	0,08
Nd	мг/л	2,14	1,18	0,04	0,31

По мере взаимодействия с подкисленным раствором увеличивается содержание РЗЭ, происходит переход от катионных, карбонатных и гидроксидных форм металлов в сульфатные комплексы.

Thermodynamic modeling of the process of sulfuric acid leaching of ree-containing enrichment tailings

Mazukhina S.I., Maksimova V.V., Drogobuzhskaya S.V., Krasavtseva E.A.

In the framework of experimental studies and thermodynamic modeling, the interaction of rare-metal ores of the Kola Peninsula with weak solutions of sulfuric acid was studied. Data on the content of the target components in the solution and the distribution of the predominant forms of metals were obtained for dilute solutions

**ИЗВЛЕЧЕНИЕ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИРКОНОВОГО
ПРОМПРОДУКТА МЕСТОРОЖДЕНИЯ ОБУХОВСКОЕ***

М.А. Найманбаев, Н.Г. Лохова, Н.М. Садыков, А.М. Тойшибек

АО «Институт металлургии и обогащения», г. Алматы, Республика Казахстан,
e-mail: madali_2011@inbox.ru

Определены оптимальные условия хлорирования цирконового промпродукта, получены возгоны тетрахлоридов кремния, циркония, титана и РЗМ-содержащий продукт – остаток от хлорирования, установлены режимы выщелачивания РЗМ, ионит для сорбции, параметры десорбции РЗМ, получен концентрат РЗМ (91,4 %).

Перспективным источником редкоземельных металлов является цирконовый промпродукт Обуховского ГОКа, представляющий собой хвосты обогащения рутил-цирконового концентрата, с содержанием суммы РЗМ 2,9-3,5 %.

* Исследование финансируется Комитетом науки МОН РК, проект № BR18574006

Цель работы - исследование способа получения концентрата редкоземельных металлов из цирконового промпродукта.

Полученные результаты. В настоящее время способ хлорирования является одним из рациональных методов переработки цирконовых и редкоземельных концентратов.

На основании анализа выявленных схем установок для исследований процесса хлорирования [1-4] в лабораторных условиях создана установка для проведения экспериментов по хлорированию цирконового промпродукта в расплаве, позволяющей соблюдать температурный режим процесса, а также улавливать отходящие газы.

Установка для хлорирования состоит из горизонтальной трубчатой электропечи, системы конденсации парогазовой смеси, микрокомпрессора и приборов контроля температуры.

Хлориды, летучие свыше 600°C (высоки кипящие хлориды) остаются в основном в расплаве. Хлориды, летучие до 400°C (низки кипящие хлориды), вместе с газами удаляются из зоны реакции и улавливаются в конденсационной системе.

Вместе с низкокипящими хлоридами парогазовым потоком увлекается в виде тумана часть высококипящих твёрдых продуктов хлорирования, для их улавливания на выходе из печи расположена кварцевая трубка, в которой на выходе из печи осаждаются хлориды циркония и железа (III), а в дальней от печи части - хлорид титана.

Дальнейшее охлаждение парогазовой смеси в холодильнике-конденсаторе до 15-20 °С приводит к осаждению тетраоксида кремния.

Исследование процесса хлорирования цирконового промпродукта с различными хлорирующими агентами и выщелачивания остатка.

Материалы: цирконовый промпродукт Обуховского ГОКа, состава, мас. %: Р 1,04; Si 6,84; Ti 11,34; Fe 3,74; Zr 23,14; ΣРЗМ 2,97. Карналлит обезвоженный (Израиль), состава, мас. %: MgCl₂ 48,6; KCl 37,9; NaCl 6,0; MgO 0,6; H₂O 4,5. Хлорид аммония марки ч.д.а. ГОСТ 3773-72, хлорид калия марки ч.д.а. ГОСТ 4234-77. Антрацит состава, мас. %: А 3,5; V 2,1; W 2,5; углерод 90,6; сера 0,28.

Известно [5], что фосфаты лантаноидов имеют высокую химическую и термическую устойчивость. Следовательно, для вскрытия таких соединений необходимо подобрать наиболее реакционноспособный агент-хлоринатор. В качестве хлорирующего агента были выбраны хлориды щелочного металла (хлорид калия и аммония), смесь хлоридов щелочного и щелочноземельного металлов (карналлит).

Условия и результаты экспериментов приведены в таблице 1.

Таблица 1. Влияние природы хлоринатора на процесс хлоридовозгонки

Показатели	Карналлит	Хлорид калия
Соотношение масс цирконовый промпродукт: хлорирующий агент : кокс	1 : 2 : 0,5	1 : 2,64 : 0,45
Температура процесса, °С	750	750
Степень хлорирования по цирконью, %	44,11	18,13
Выход спека, %	60,25	95,64
Содержание ΣРЗМ в спеке, мас. %	2,842	0,715
Потери РЗМ с газами, %	3,62	31,17

В работах [6, 7] показано, что максимальная степень хлорирования с применением хлорида аммония достигается при температуре 300-340°C.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Было установлено, что применение в качестве хлорирующего агента – карналлита позволяет достичь увеличения степени хлорирования по сравнению с использованием в процессе хлорида калия, с 18 % до 44 %, а также снизить потери РЗМ с отходящими газами.

Были определены оптимальные условия хлорирования цирконового промпромпродукта: температура 950°C; продолжительность 4 ч; массовое соотношение цирконовый промпромпродукт : карналлит : антрацит = 1 : 4 : 0,25; скорость подачи воздуха 1,0-1,2 дм³/ч. Получены возгоны тетрахлорида кремния, циркония, титана и селективный РЗМ-содержащий продукт – остаток от хлорирования.

Содержание основных элементов в остатке от хлорирования цирконового промпромпродукта составило, мас. %: 1,58 Na; 7,58 Mg; 0,24 Si; 34,14 O; 37,08 Cl; 10,30 K; 0,55 Ti; 0,61 Fe; 0,91 Zr; 0,14 Y; 0,57 La; 0,94 Ce; 0,40 Nd; 3,56 C.

Опытами установлено, что при водном выщелачивании остатка от хлорирования вследствие взаимодействия оксида магния с водой pH раствора равен 9,3. По сведениям [8] раствор хлоридов РЗМ устойчив при pH 1,0÷1,26. В связи с этим выщелачивание остатка от хлорирования цирконового промпромпродукта проводили раствором соляной кислоты.

В результате проведённых исследований определены оптимальные условия выщелачивания РЗМ из остатка от хлорирования цирконового промпромпродукта – концентрация соляной кислоты 6 %, температура 60°C, продолжительность 20-30 мин, соотношение Т:Ж=1:10.

Выбор ионита для сорбции редкоземельных металлов из растворов. Исследование сорбции редкоземельных металлов из солянокислого раствора выщелачивания остатка от хлорирования цирконового промпромпродукта проводили в статическом режиме при соотношении Ж:Т = 50:1 в течении двух часов и температуре 25°C.

Исследование процесса сорбции проводили из раствора выщелачивания РЗМ-содержащего продукта хлорирования, состава, г/дм³: 0,09 Fe_{общ}; 3,03 MgO; 0,31 ZrO₂; 2,98 ΣРЗМ. Испытаны следующие катиониты: КУ-2-8, Purolite C150, Cybber CRX 210, Puromet МТС 1600.

Экспериментально полученные значения статической обменной емкости (СОЕ) исследуемых катионитов приведены в таблице 2.

Таблица 2. Значения СОЕ по сумме РЗМ, железу, магнию и цирконию катионитов

Марка катионита	ΣРЗМ	Fe	Mg	Zr	ΣРЗМ	Fe	Mg	Zr
	мг/г				ммоль/г			
КУ-2-8	42,13	1,35	8,67	33,0	0,298	0,024	0,35	0,363
Purolite C150	53,84	1,25	9,34	31,5	0,382	0,022	0,38	0,346
Gybber CRX 210	30,20	1,0	8,12	5,10	0,214	0,018	0,33	0,056
Puromet МТС 1600	53,85	1,30	10,22	6,10	0,382	0,023	0,42	0,067

Серьёзной проблемой при сорбционном извлечении РЗМ из промышленных кислых растворов является присутствие большого количества железа (III) и кальция, как наиболее вредных примесей, как на стадии сорбции, так и на стадии десорбции [9].

Проведённые исследования показали, что сильнокислотный макропористый сульфокатионит Puromet МТС 1600 является наиболее перспективным сорбентом для сорбции редкоземельных металлов из растворов выщелачивания остатка от

хлорирования цирконового промпродукта. Имеет удовлетворительную емкость – 53,85 мг/г. Катионит обладает высокой селективностью к РЗМ и низкой к вредным примесям – железу и цирконью.

Коэффициенты разделения $\alpha_{\Sigma\text{РЗМFe}} = 8,9$ и $\alpha_{\Sigma\text{РЗMZr}} = 44,5$. На основании экспериментальных данных определены оптимальные условия проведения сорбции ионов РЗМ на катионит Puromet МТС 1600: Т:Ж=1:35, температура 30-35°C, скорость перемешивания 160 об/мин, продолжительность 60 мин.

Выбор десорбента для десорбции РЗМ. По данным [10] при десорбции циркония из сульфокатионита растворами нитрата или сульфата аммония степень десорбции составляет 39,3 и 57,0 % соответственно. Лучшие результаты получены при использовании смеси нитрата аммония с азотной кислотой. Десорбцию редкоземельных металлов проводили в динамических условиях [11]. Использовали хроматографическую колонку с внутренним диаметром 8,6 мм, высота слоя ионита 40 см. Лучшие результаты получены при использовании смеси нитрата аммония с азотной кислотой.

Были определены оптимальные условия десорбции РЗМ из насыщенного катионита Puromet МТС1600: десорбирующий раствор, содержащий 300 г/дм³ NH₄NO₃ + 30 г/дм³ HNO₃, температура 22-27 °С, скорость потока десорбирующего раствора 6 об/час.

Получение кондиционного концентрата РЗМ. Основной задачей при выделении РЗМ из растворов является выбор осадителя. В промышленности редкоземельные металлы чаще всего осаждают в виде оксалатов [12]. Десорбат при комнатной температуре 23-25 °С обрабатывали концентрированным раствором аммиака и образующую суспензию перемешивали со скоростью вращения мешалки 600 об/мин до достижения концентрации суммы оксидов РЗМ в растворе 0,05-0,06 г/дм³. Затем суспензию фильтровали, осадок промывали.

Степень осаждения гидроксидов РЗМ равная 99,8 % достигается за 7 ч агитации суспензии при температуре 22-25°C. Полученный кондиционный концентрат содержит 91,41 мас. % РЗМ.

Список использованных источников

1. Коршунов Б.Г., Стефанок С.И. Введение в хлорную металлургию редких металлов. – М.: Металлургия, 1970. – 343 с.
2. Bengü Ertan. Chlorination roasting process for extraction of valuable metals in boron clays / Pamukkale University Journal of Engineering Sciences, 2020, 26(7), p.1267-1272.
3. Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Балтабекова Ж.А. и др. Выделение промышленного продукта, обогащенного редкоземельными металлами, из цирконового концентрата // Известия ВУЗов Кыргызстана, 2019, №2, с. 26-30.
4. Пат. 2550404 RU Способ хлорирования редкометалльного сырья в расплаве солей / Аржаткина О.А., Ковалева И.В. Оpubл. 10.05.2015. Бюл. № 13.
5. Рюмин М.А., Гуревич В.М., Хорошилов А.В. и др. Теплоемкость и термодинамические функции ортофосфата тулия TmPO₄ в области 10-1350К // Журнал физической химии. 2017. Т. 91. № 12. – С. 2023-2029.
6. Дьяченко А.Н., Крайденко Р.И. Переработка оксидно-сульфидных медных руд с помощью хлорида аммония // Известия вузов. Цветная металлургия. 2010. № 5. – С. 3-6.
7. Osamu Terakado, Taishi Matsushita, Haruki Tani, et al. Pyrometallurgical Separation of Indium Phosphide through the Phosphorous Removal by Iron and the Chlorination Process Utilizing Ammonium Chloride / The Japan Institute of Metals and Materials, 2018, Materials Transactions, Vol. 59, No. 6 (2018) PP. 984 to 988.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

8. Штуца М.Г., Кардаполов А.В., Филиппов В.Б. и др. Исследование процесса осаждения карбонатов РЗЭ // Известия Томского политехнического университета. 2003. - Т. 306. №5. - С. 71-74.
9. Лохова Н.Г., Найманбаев М.А., Балтабекова Ж.А. Сорбционное извлечение и концентрирование редкоземельных металлов из растворов экстракционной фосфорной кислоты // Комплексное использование минерального сырья. – 2018, - №3 - С. 62-68.
10. Локшин Э.П., Тареева О.А. Сорбция циркония из нитратных и сульфатных растворов // Химическая технология. 2018. – Т. 19. №1. – С. 21-26.
11. Manis Kumar Jha, Archana Kumari, Rekha Panda, Jyothi Rajesh Kumar, Kyoungkeun Yoo, Jin Young Lee. Review on hydrometallurgical recovery of rare earth metals / Hydrometallurgy, 161, 2016, 77–101.
12. Зинин Д.С., Попова Т.В. Особенности гетерогенных равновесий при растворении в воде сульфатов и оксалатов редкоземельных элементов // Успехи в химии и химической технологии, 2020, №7(230), С. 17-19.

Extraction of rare earth metals from zircon industrial product of the Obukhovskoye deposit

Naimanbayev M.A., Lokhova N.G., Sadykov N.M., Toishybek A.M.

The optimal conditions for chlorination of zircon middlings were determined, sublimes of silicon, zirconium, titanium tetrachlorides and REM-containing product - the residue from chlorination were obtained, REM leaching modes, ion exchanger for sorption, REM desorption parameters were established, REM concentrate was obtained (91,4 %).

АКТИВАЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПЕРВИЧНЫХ МЕДНОПОРФИРОВЫХ РУД*

А.В. Рассказова

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской Академии наук,
г. Хабаровск, РФ, e-mail: annbot87@mail.ru

В статье приведены сведения о теоретически обоснованной и экспериментально подтвержденной возможности эффективного извлечения ценных компонентов из первичных меднопорфировых руд методом активационного выщелачивания с электрофотоактивацией выщелачивающих растворов. С применением хлоридно-сернокислотной схемы с азотнокислотнитритным предокислением достигнуто 77,3 % извлечения меди в продуктивный раствор, 81,6 % золота и 94 % серебра.

Месторождения медно-порфировых руд занимают ведущее место по запасам и добыче меди.

Свыше 60 % разведанных запасов меди и около 40 % ее мировой добычи приходится на этот тип руды, высокая промышленная ценность которого определяется крупными размерами рудных тел, их неглубоким залеганием,

*Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием "Центр обработки и хранения научных данных ДВО РАН", финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2021-663.

относительно равномерным распределением металла. Содержание в них меди колеблется в пределах 0,4–1,2 %.

Актуальность разработки технологии гидрометаллургической переработки первичных медных руд сложно переоценить. В настоящее время перерабатываются огромные объёмы медной руды, в том числе, меднопорфировой, по флотационно-пирометаллургической технологии.

В частности, на месторождении Малмыж планируется строительство обогатительной фабрики с объемом переработки руды 90 млн.т./год, что влечёт за собой колоссальные объёмы тонкодисперсных хвостов флотации.

Альтернативным вариантом переработки таких руд с содержанием меди до 0,4 % может быть процесс кучного выщелачивания. Основным медьсодержащим минералом в данной руде является халькопирит.

Существует ряд теорий, объясняющих упорность халькопирита при выщелачивании. Среди них: образование полисульфидных соединений на поверхности халькопирита, образование элементарной серы на поверхности минеральных частиц сульфидов вследствие их окисления, представляющих собой пассивирующие плёнки.

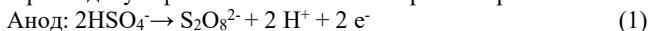
Одним из методов решения данной проблемы является применение комбинированных реагентных выщелачивающих комплексов.

Электрохимическое окисление халькопирит-содержащего (CuFeS₂) концентрата в смешанном хлоридно-сульфатном электролите показали, что на начальных стадиях выщелачивания окисление халькопирита тормозится образованием «обезметалленной» сульфидной поверхности. Присутствие хлорид-ионов значительно усиливает процессы окисления минерала [1].

Исследование влияния пероксидисульфат-иона (S₂O₈²⁻) на электрохимическое поведение природного халькопирита в 0,5 М Н₂SO₄ позволило установить, что увеличение концентрации ионов пероксидисульфата ускоряет электрохимическое растворение халькопиритового электрода.

Кроме того, ион пероксидисульфата уменьшает полупроводниковые свойства n-типа пассивного слоя халькопирита. Также в присутствии пероксидисульфат-иона халькопирит более сильно корродирует по сравнению с чистым серным раствором [2].

Одним из способов пероксидисульфат иона является электролиз серной кислоты:



В результате электролиза (электрохимической обработки) получается смесь серной кислоты и пероксидисульфат ионов [3].

Исследованы процессы перколяционного выщелачивания меднопорфировых руд с применением комбинированной реагентной схемы.

Рабочие растворы подвергались предварительной электро-фото активации. Хлоридно-сернокислотная схема с азотнокисло-нитритным преокислением включает диффузионное преокисление руды электро-фотоактивированным азотнокисло-пероксидным раствором в течение 3 суток.

Орошение растворами электро-фото активированной азотной кислоты (10 мл/л) и нитритом натрия (3 г/л).

На следующем этапе выщелачивание осуществлялось активным гипохлоритно-хлоридным раствором и чередовалось с закислением сернокислотным раствором.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Затем минеральная масса перемещалась в кювету и обрабатывалась реагентной смесью $\text{HNO}_3 + \text{NaNO}_2$.

При возникновении кольматации производится обесшламливание (отмывку класса -0,5 мм) и повторный перевод в перколяционную колонну с краткосрочной аэрацией кислородом воздуха. Далее выщелачивание осуществлялось с чередованием подачи растворов $\text{H}_2\text{SO}_4 + \text{NaNO}_2$ и активированных хлоридных растворов. На конечном этапе реализуется серноокислотное выщелачивание.

Проба массой 500 г, дробленной до класса крупности -10 мм, загружается в перколятор (соотношение высоты 12 см и диаметра 6 см, что исключает пристеночный эффект). Объёмы растворов, идущих на орошение, объёмы сливов и их параметры (кислотность, окислительно-восстановительный потенциал) регистрируются в лабораторном журнале.

Химический анализ сливов производится с применением атомно-адсорбционной спектроскопии с пламенной атомизацией.

Результаты исследований выщелачивания по хлоридно-серноокислотной схеме выщелачивания с азотнокисло-нитритным преокислением.

Азотнокисло-нитритное ($\text{HNO}_3 + \text{NaNO}_2$) преокисление и орошение запустило выход меди в продуктивный раствор (рост с 0 до 200 ppm).

Последующее чередование активационного хлоридного выщелачивания с периодическим подкислением обеспечивает выход меди при каждом цикле орошения ≈ 200 ppm (на начальной стадии выход меди происходит активнее ≈ 450 ppm).

При последующем серноокислотном выщелачивании наблюдалось снижение выхода меди в раствор с 217 до 26 ppm.

По завершении данного этапа минеральная масса переводится в кювету, заливается раствором $\text{HNO}_3 + \text{NaNO}_2$, после выстаивания переводилась в перколятор, также производилась предварительная аэрация воздухом со дна перколятора.

На 116 сливе наблюдается кольматация пробы и, соответственно, низкая фильтруемость рабочих растворов.

Было выполнено обесшламливание пробы (отмывка класса -0,5 мм) и ее перевод в перколятор.

Также была проведено насыщение слоя рудного материала кислородом воздуха посредством его аэрации. После обработки минеральной массы раствором $\text{H}_2\text{SO}_4 + \text{NaNO}_2$ наблюдается скачкообразный выход меди в продуктивный раствор (1376 ppm).

Сливы 119-134 характеризуются чередованием орошения руды электро-фото активированным хлоридным раствором и раствором $\text{H}_2\text{SO}_4 + \text{NaNO}_2$.

В ходе данного этапа выщелачивания выход меди планомерно снижался с 532 ppm до 52 ppm.

Конечный этап серноокислотного выщелачивания также характеризуется снижением выхода меди в жидкую фазу до 24 ppm.

Динамика извлечения ценных компонентов в продуктивный раствор для этой реагентной схемы представлена на рисунке.

С целью более точного расчёта технологического баланса был выполнен химический анализ кеков (хвостов выщелачивания) на содержание золота, серебра и меди.

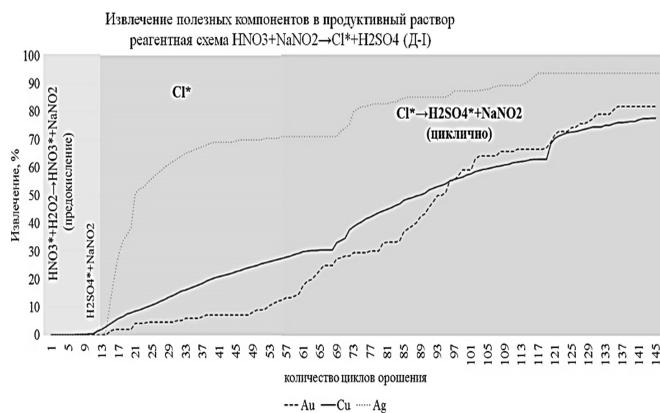


Рисунок. Динамика извлечения меди в продуктивный раствор по хлоридно-сернокислотной схеме с азотнокислотно-нитритным предокислением

Выводы

Применение комбинированной сернокислотно-хлоридной реагентной схемы выщелачивания меднопорфировых первичных руд позволило достигнуть высоких показателей извлечения меди, а также сопутствующих золота и серебра в продуктивные растворы.

Было достигнуто 77,3 % извлечения меди в продуктивный раствор, 81,6 % золота и 94 % серебра. Особенностью данной технологии является электрохимическая и фотохимическая активация рабочих растворов выщелачивания до их контакта с минеральной массой.

Список использованных источников

1. Lu Z.Y., Jeffrey M.I., Lawson F. An electrochemical study of the effect of chloride ions on the dissolution of chalcopyrite in acidic solutions // Hydrometallurgy. – 2000. – 56. – С. 145–155.
2. Rafsanjani-Abbasi A., Davoodi A. Electrochemical Characterization of Natural Chalcopyrite Dissolution in Sulfuric Acid Solution in Presence of Peroxydisulfate // Electrochimica Acta. 2016. 212. – с. 921–928.
3. Ahn J.H., Kim P.D., Hwang S.C., Seo J.Y. etc. Otsu Electrolyzed Sulfuric Acid Application in Semiconductor Cleaning Processes: An Advanced Substitution of SPM Cleaning / J. H. Ahn, // ECS Transactions. – 2017. – 77 (5). С. 207-212.

Activated leaching of primary porphyry copper ores

Rasskazova A.V.

The possibility of effective recovery of valuable components from primary porphyry copper ores was theoretically substantiated and experimentally confirmed. The method of activated leaching was applied. Electric-photo activation of leaching solutions was used. 77,3 % Cu, 81,6 % Au and 94 % Ag was recovered to the pregnant solution by nitric acid-nitrite pre-oxidation and chloride-sulfuric acid leaching solutions.

**ПИРОЛИТИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА СМЕСЕВЫХ КОМПОЗИЦИЙ НА
ОСНОВЕ ОРГАНИЧЕСКОГО СЫРЬЯ С РАЗЛИЧНОЙ СТЕПЕНЬЮ
МИНЕРАЛИЗАЦИИ***

Л.М. Хайнак, А.В. Астафьев, К.Т. Ибраева, И.Д. Димитрюк

ФГАОУ ВО Тюменский государственный университет, Институт экологической и
сельскохозяйственной биологии (Х-БИО), г. Тюмень, Российская Федерация,
e-mail: l.m.khainak@utmn.ru

На сегодняшний день переработка биомассы – актуальное направление в области возобновляемой энергетики для России. В работе представлены результаты экспериментов по пиролизу видов биомассы с разной степенью минерализации и их смесей на примере скорлупы кедровых орехов, трубей, опилок и торфа.

Основная часть тепло- и электроэнергии в России в настоящее время вырабатывается на тепловых электростанциях (ТЭС). На данных объектах используется в основном традиционное ископаемое топливо, во время сгорания которого выделяются газообразные поллютанты (зола и оксиды серы, азота, углерода). Кроме того, выработка энергии происходит на атомных (АЭС) и гидроэлектростанциях (ГЭС), которые также оказывают негативное воздействие на окружающую среду: при эксплуатации АЭС – образование полигонов с ядерными отходами, загрязнение радионуклидами водных и воздушных бассейнов, почв, тепловое загрязнение; при строительстве ГЭС – заболачивание местности, затопление лесов, изменение гидролитического режима и состава рек, сокращение ареалов [1]. На долю возобновляемой энергетики приходится малая часть вырабатываемой энергии, так как развитие этой отрасли в России только набирает обороты. Учитывая количество образуемых отходов лесного, коммунально-бытового, сельского хозяйства и промышленности, одним из наиболее актуальных ресурсов в этой области является биомасса.

Наиболее эффективным методом извлечения полезных продуктов из биомассы является её пиролиз. Это термическое разложение сырья в бескислородной среде при различных температурах с получением горючих газов, жидких продуктов и твёрдого углеродистого остатка. Продукты пиролиза широко применяются в разных отраслях: генерируемые газы могут использоваться в качестве топлива, жидкие продукты – как замена печного котельного топлива или как сырьё в фармацевтической промышленности, твёрдый углеродистый остаток может также служить топливом для производства тепловой и электроэнергии или сырьём для получения активированного угля и сорбентов [2]. Углеродистый остаток (полукокс) находит свое применение и в сельском хозяйстве – как мелиорант для повышения плодородия почв.

В разных регионах Российской Федерации преобладают различные виды биомассы, например, Западная Сибирь обладает большими запасами торфа и отходов лесозаготовок и лесопереработок, мукомольного и кондитерского производства. Для эффективной переработки биомассы и вовлечения большего количества ресурсов может

* Работа выполнена при финансовой поддержке Госзадания № FEWZ-2021-0014 (Научно-технические основы и прикладные решения комплексной энерготеплотехнологической переработки биомассы для обеспечения экологически чистых технологий в энергетике и металлургии).

быть рассмотрен пиролиз смесевых композиций. В связи с этим целью работы является рассмотрение количественного изменения продуктов в зависимости от видов биомассы и композиций на их основе.

Методика исследований. Объекты исследования: четыре вида биомассы – скорлупа кедровых орехов (СКО), сосновые опилки (СО), пшеничные отруби (ПО), суховской торф (СТ) и их смеси в соотношениях 80/20 и 70/30 (масс, %). Зольность биомассы определяли согласно ГОСТ Р 56881-2016, зольность торфа согласно ГОСТ Р 55661-2013. В соответствии с полученными результатами исследуемое сырьё разделили на 3 группы по степени минерализации: низко-, средне- и высокозольное (таблица).

Таблица. Зольность исследуемого сырья

Сырьё	Низкозольное		Среднезольное	Высокозольное
	СКО	СО	ПО	СТ
Зольность, А ^d , %	0,69	0,9	5,68	25,65

Материальный баланс пиролиза биомассы и смесей определяли в соответствии с ГОСТ 3168-93, лабораторная установка представлена на рисунке 1.

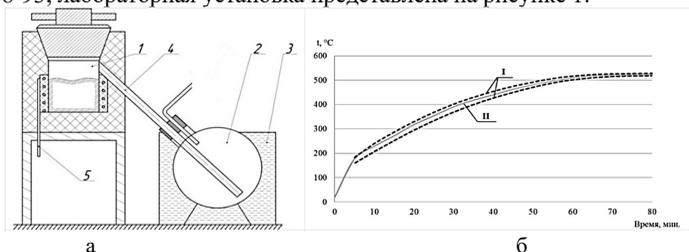


Рисунок 2. Лабораторная установка для определения выхода продуктов пиролиза (а) и график нагрев лабораторной установки (б):

1 – реторта, 2 – колба-приемник, 3 – сосуд для охлаждения (наполнен водой), 4 – соединительная трубка, 5 – термопара; I – пределы нагрева, II – температура нагрева

Результаты исследований. По результатам составления материального баланса биомассы следует отметить, что наибольший выход полукокса наблюдается у высокозольного сырья (65,51 %, рисунок 2), тогда как у остальных аналогичное значение колеблется в пределах 30,5-36,07 %.

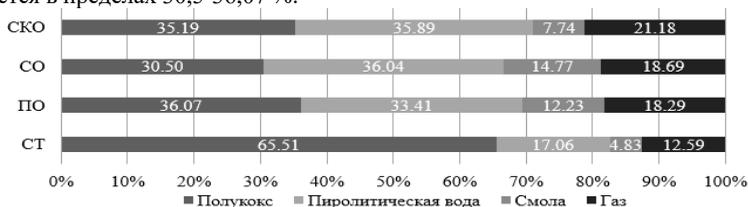


Рисунок 3 – Материальный баланс исходных видов биомассы

Наибольший выход смолы отмечен у сосновых опилок (14,77 %), а газов – у скорлупы кедровых орехов (21,18 %). Выход пирогенетической воды у всех видов биомассы, кроме торфа, находится в диапазоне от 33,41 % до 36,04 %.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

После экспериментального определения материального баланса смесей биомассы отмечено выравнивание выхода всех продуктов пиролиза. У смесей с торфом увеличился выход полукокса на 3,14 % и 7,65 % по сравнению с исходными отрубями и опилками соответственно (рисунок 3 а). Закономерно, уменьшился выход остальных продуктов пиролиза.

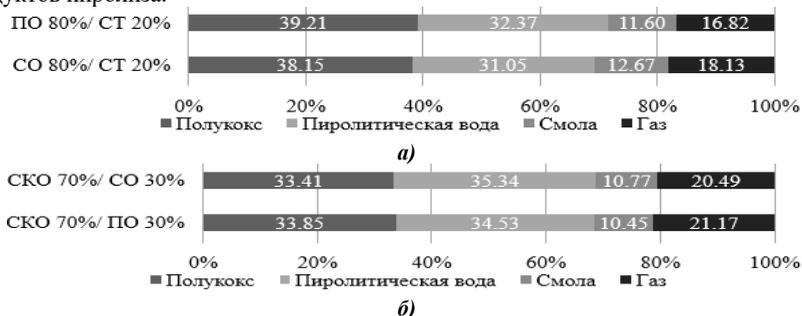


Рисунок 4. Материальный баланс смесей биомассы с торфом (а) и со скорлупой (б)

Для смеси на основе низкосолевой биомассы характерно уменьшение выхода пирогенетической воды в сравнении с исходным сырьём, увеличение выхода полукокса и газа, уменьшение выхода смолы по сравнению с СО (рисунок 3б).

При пиролизе смеси низкосолевой SKO и среднесолевых ПО отмечено уменьшение выхода полукокса по сравнению с исходными SKO и ПО на 1,34 % и 2,22 % соответственно. Также в сравнении с материальным балансом пиролиза ПО выход пирогенетической воды увеличился на 1,12 %, а смолы – уменьшился на 1,78 %. Выход газа у этой смеси близок к значению, полученному при пиролизе SKO. При пиролизе смесевых композиций из низко- или среднесолевой биомассы с добавлением высокосолевого органического сырья происходит увеличение выхода полукокса.

Список использованных источников:

1. Влияния АЭС на компоненты биогеоценоза и здоровье человека /Пашков А.Н., Силкин А.В., Величко Л.Г. и др. //Психология. Спорт. Здравоохранение: сборник избранных статей по материалам Международной научной конференции, Санкт-Петербург, 30.10.2020 года. – С-Пб: ГНИИ «Нацразвитие», 2020. – С. 6-8.
2. Паршуков В.И., Ефимов Н.Н., Иконников В.К. и др. Энерготехнологический комплекс на основе технологий переработки отходов // Технологии и технические средства механизированного производства продукции растениеводства и животноводства. 2018. №95. С. 66-77.

Pyrolytic processing of mixed compositions based on organic raw materials with varying degrees of mineralization

Khainak L.M., Astafev A.V., Ibraeva K.T., Dimitryuk I.D.

Biomass processing is an actual direction in the field of renewable energy for Russia. The results of experiments on the pyrolysis of biomasses with different degrees of mineralization and their mixtures are presented on the example of pine nut shells, bran, sawdust and peat.

**СЕКЦИЯ "ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ
ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ"**



**СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ МОДИФИЦИРОВАНИЯ САПОНИТА ДЛЯ
ПОЛУЧЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ НАНОКОМПОЗИТОВ И СОРБЕНТОВ
ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ**

В.А. Чантурия, В.Г. Миненко

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: vladi200@mail.ru

На основе анализа научно-технической литературы определены перспективные методы активации сапонита для получения сорбентов, катализаторов и наноконпозитов. Показаны преимущества пилларинга, электрохимической и термической модификации сапонита для получения сорбентов и керамических материалов.

В последнее десятилетие множество научных работ посвящено исследованиям по модификации смектитов, в том числе сапонита, а также описанию соответствующих механизмов, свойств и области применения полученных модифицированных материалов. Наибольшее внимание уделяется модификации сапонита с помощью инженерии поверхности и интеркаляции, обеспечивающей введение различных соединений в его структуру для улучшения функциональных возможностей полученных гибридов или композитов [1].

Сапонит может быть неорганически модифицирован методами кислотной активации, неорганического катионного обмена, пилларинга и адсорбции. Получение органосапонитных гибридов делится на категории:

- 1) обмен неорганических катионов в межслоевом пространстве сапонита с органическими;
- 2) ковалентная прививка органических фрагментов на поверхность минерала;
- 3) интеркалирование полимера в межслоевое пространство сапонита.

Модифицированный минерал проявляет исключительную термическую стабильность, поверхностную кислотность, оптические эффекты и адсорбцию [1].

Неорганическая модификация достигается за счёт обмена катионов M^{z+} в межслоевом пространстве сапонита на внешние неорганические катионы или образования оксидов в виде столбов (пилларинг) в его межслоевом пространстве.

Используемые методы включают кислотную активацию (обмен M^{z+} с H^+), обмен неорганических катионов металлов, пилларинг (M^{z+} сначала обменивается с гидроксикатионами неорганических металлов, после чего, в основном, следует прокаливание с образованием оксидных столбов) и гибридизацию металлических наночастиц с сапонитом для формирования наноконпозита. Такая модификация обеспечивает увеличение межслоевого расстояния, термическую стабильность и кислотность поверхности сапонита.

Кислотная активация относится обработке сапонита различными минеральными кислотами. Поскольку только катионы металлов M^{z+} в межслоевом пространстве

сапонита заменяются на H^+ продуктом модификации, будут минеральные частицы H^+ -сапонит (H^+ -Саp), которые имеют повышенную поверхностную кислотность, удельную площадь поверхности и объем пор.

Модифицированный сапонит можно использовать в качестве адсорбента тяжёлых металлов, радионуклидов и продуктов нефтепереработки, катализатора или носителя катализатора.

Кислотная модификация сапонита обеспечивает возможность изменения координации октаэдрических катионов вплоть до получения отдельного силикатного слоя с удельной площадью поверхности до $300 \text{ м}^2/\text{г}$ [2]

Помимо кислотной активации катионы M^{2+} в межслоевом пространстве сапонита могут обмениваться с другими неорганическими катионами, такими как Cu^{2+} , Ni^+ , Zn^{2+} и Fe^{3+} . При этом катионы Cu^{2+} , Ni^+ и Fe^{3+} могут быть преобразованы в наночастицы нульвалентных металлов реакциями восстановления [3].

Использование ультразвука и микроволн в дополнение к кислотной обработке интенсифицирует преобразование минералов смектита.

Процесс пилларинга сапонита включает введение предварительно подготовленных объемных неорганических полигидроксикатионов металлов или полиоксокатионов в межслоевое пространство минерала посредством реакции катионного обмена или электростатического притяжения с последующим прокаливанием. При этом полиоксокатионы превращаются в кластеры оксидов металлов, называемые столбами, которые расширяют слои сапонита 2:1, препятствуют их обрушению и обнажают внутреннюю поверхность, обеспечивая изменение пористости сапонита от микро- до мезопористости, а также привносят дополнительные кислотные или окислительно-восстановительные центры, позволяющие использовать модифицированный минерал для катализа и адсорбции.

Если в качестве наночастиц выбрать наноразмерный магнетит, то можно получить магнитный нанокompозит [4].

Размер пор столбчатого сапонита определяется размером олигомеров и продуктов прокаливания. Кроме состава и структуры катиона металла (поликатиона) на столбы влияют концентрация пилларинг-агента, способ сушки и температура прокаливания.

Органическая модификация сапонита

Положительно заряженные органические катионы могут быть интеркалированы в межслоевое пространство сапонита путём катионного обмена или адсорбции с образованием органически модифицированного сапонита (далее OSap).

Такие катионы образуются в воде из поверхностно-активных веществ, красителей или металлоорганических комплексов.

Поверхность сапонита гидрофильна, а неорганические обменные катионы в межслоевом пространстве склонны к гидратации. Когда такие катионы замещаются органическими частицами, поверхность сапонита покрывается органическими углеродными группами, превращая его в гидрофобный OSap.

Используя широкий спектр органических катионов, групп или молекул, можно управлять оптическими, адсорбционными и каталитическими свойствами. При OSap характеризуется повышенной термической стабильностью.

Внедрение металлоорганических комплексов в межслоевое пространство сапонита позволяет регулировать молекулярную структуру и повышать их стабильность. Такие гибриды могут быть использованы в качестве катализаторов, носителя катализатора или оптических материалов.

В контексте прививки органической части к сапониту особое внимание привлекает *силилирование*. Гидроксильные группы (Si-OH-) на внешней поверхности и/или краях сапонита могут реагировать с силильными группами (R₃Si) силанов с образованием ковалентных связей. В частности, края минерала содержат активные группы Si-OH, Mg-OH и Al-OH. А именно, активные группы сапонита легко реагируют с Si-O группами силана и затем образуют силилированные гибриды сапонита.

Получение нанокомпозитов сапонит/полимер достигается интеркаляцией раствора, смешиванием расплава или интеркаляцией расплава или *in situ* полимеризацией. Смешивание в расплаве является самым простым в эксплуатации, экономичным и безопасным для окружающей среды методом.

Сапонит сначала смешивают с термопластичными полимерами, такими как поливиниловый спирт (ПВС) и полимолочная кислота (ПЛА), затем смесь нагревают до точки размягчения полимера в присутствии пластификатора.

При механическом воздействии и нагревании сапонит может расслаиваться и диспергироваться в полимерной матрице с получением нанокомпозита глина/полимер. Для сравнения, интеркаляция раствора представляет собой процесс в жидком состоянии, который обеспечивает хорошее на молекулярном уровне смешивание нанослоев Sap и молекул полимера. Для растворения полимеров используют воду, водные растворы щелочи/мочевины, трихлорметан, N,N-диметилацетамид (DMAc) и т.д.

Однако интеркаляция раствора в промышленных масштабах ограничена высокой стоимостью процесса.

Органо-неорганически модифицированный сапонит можно получить в результате реакции между органическими веществами и неорганически-модифицированным сапонитом или путём объединения неорганических веществ с органически-модифицированным сапонитом.

Результатами исследований авторов [5, 6] показана возможность термической обработки для структурных модификаций разнородных слоистых гидросиликатов и повышения их прочностных и сорбционных свойств. В работе [7] предложен метод повышения сорбционной способности сапонита методом механохимической активации.

В ИПКОН РАН предложен *электрохимический метод модификации* сапонитсодержащих продуктов [8, 9], обеспечивающий получение высококачественных керамических материалов с улучшенными механическими и декоративными характеристиками и сорбентов тяжёлых металлов, характеризующихся высокой ёмкостью катионного обмена, заключающийся в направленном изменении структуры (более плотная упаковка, меньший размер частиц, увеличенная удельная поверхность частиц), минерального и химического состава, изменении потенциала между частицами и появлении сил ионно-статического притяжения. Кроме того, в настоящее время значительное число научных работ посвящено извлечению сапонита из отходов обогащения кимберлитовой руды для производства штукатурки, керамики, цементного клинкера, вспучивающиеся материалов, различных связующих, в том числе для железорудных окатышей и при автоклавном производстве силикатных материалов и т.д.

Таким образом, в последние годы разработано множество способов введения функциональных неорганических, органических и органо-неорганических компонентов в межслоевое пространство сапонита. В дополнение к кислотной активации, неорганическому катионному обмену, пилларингу и подготовке основы катализатора, наноразмерное межслоевое пространство сапонита все чаще рассматривается как

нанореактор для производства функционального гибрида наночастиц металла или оксида металла/сапонит с магнитными, селективными адсорбционными и каталитическими свойствами.

Органически модифицированный сапонит и полимеры могут быть превращены в функциональные плёнки, и такие материалы демонстрируют многообещающие применения в оптике, биологических и медицинских материалах.

К наиболее перспективным и реализуемым в промышленных масштабах методам модификации сапонитсодержащих продуктов относятся комбинированные технологии электрохимических, термических и химических (пилларинг) воздействий, обеспечивающие высокое качество, в том числе и механическую прочность, получаемой продукции: керамических материалов и сорбентов.

Список использованных источников

1. Zhou C.H., Zhou Q.Q., Wu S. ect. Modification, hybridization and applications of saponite: An overview // *Applied Clay Science*. – 2019. – Vol. 168. – P. 136-154.
 2. Krupskaya V.V., Zakusin S.V., Tyupina E.A. ect. Experimental study of montmorillonite structure and transformation of its properties under treatment with inorganic acid solutions // *Minerals*. 2017. 7. – 49.
 3. Miyagawa M., Shibusawa A., Maeda K. Diameter-controlled Cu nanoparticles on saponite and preparation of film by using spontaneous phase separation // *RSC Adv*. 2017. V. 7 (66). P. 41896-41902.
 4. Makarchuk O.V., Dontsova T.A., Astrelin I.M. Magnetic nanocomposites as efficient sorption materials for removing dyes from aqueous solutions // *Nanoscale Res. Lett*. 2016. V. 11(1). P.161-168.
 5. Макаров В.Н., Макаров Д.В., Васильева Т.Н. и др. Взаимодействие природных серпентинов с разбавленными сульфатными растворами, содержащими ионы никеля // *Журнал неорганической химии*. – 2005. – Т. 50 (9). – С. 1418-1429.
 6. Chanturiya V.A., Masloboev V.V., Makarov D.V. ect. Geochemical barriers for environmental protection and of recovery of nonferrous metals // *Journal of Environmental Science and Health, Part A*, – 2014. – Vol. 49 (12). – P. 1409-1415.
 7. Petra L., Billik P., Melichová Z. ect. Mechanochemically activated saponite as materials for Cu²⁺ and Ni²⁺ removal from aqueous solutions // *Applied Clay Science*. – 2017. – 143. – P. 22-28.
 8. Chanturiya V., Minenko V., Suvorova O. ect. Electrochemical modification of saponite for manufacture of ceramic building materials // *Applied Clay Science*. – 2017. – 135. – P. 199-205.
 9. Minenko V.G. Adsorption properties of modified saponite in removal of heavy metals from process water // *Journal of Mining Science*. – 2021. – Vol. 57 (2). – P. 298-306.
-

Modern methods of modifying saponite to obtain different nanocomposites and heavy metal sorbents

Chanturiya V.A., Minenko V.G.

Based on the analysis of scientific and technical literature, promising methods for modifying saponite to obtain sorbents, catalysts, and nanocomposites are presented. The advantages of pillaring, electrochemical and thermal activation of saponite for obtaining sorbents and ceramic materials are shown.

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ХИМИЧЕСКОЙ,
ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ И ТЕРМИЧЕСКОЙ МОДИФИКАЦИИ
САПОНИТОВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЭФФЕКТИВНЫХ СОРБЕНТОВ ТЯЖЕЛЫХ
МЕТАЛЛОВ**

В.Г. Миненко¹, А.Л. Самусев¹, Г.А. Кожевников¹, Д.В. Макаров²

¹ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: andrey63vzm@mail.ru

²Институт проблем промышленной экологии севера - обособленное подразделение ФГБУН федерального исследовательского центра «Кольский научный центр российской академии наук», Апатиты, Российская Федерация

Научно обоснована возможность получения сорбентов тяжёлых металлов с высокой ёмкостью катионного обмена на основе химически (пилларинг), электрохимически и термически модифицированных сапонитов за счёт направленного изменения структурных, физико-химических, электрических и механических свойств.

Сапонит характеризуется высокой удельной поверхностью, ёмкостью катионного обмена (ЕКО) и наличием поверхностной кислотности [1]. Отрицательный структурный заряд, образующийся при изоморфизме, нейтрализуется положительными ионами (ион-компенсаторами), располагающимися на внешних поверхностях и межслоевом зазоре минерала. ЕКО может быть экстра- и интрамицелярной, т.е. в обменных реакциях участвуют катионы не только во внешних, но и внутренних базальных поверхностях минерала [2]. Из-за значительного содержания ионов-компенсаторов на основе сапонитов могут быть получены сорбенты тяжёлых металлов, работающие по принципу ионного обмена. Однако химический состав природного сапонита изменчив в зависимости от геологического генезиса, что ограничивает его применение в катализе, адсорбции и оптике. В связи с чем, природный сапонит в большинстве случаев нуждается в модификации, включая реконструирование поверхности, интеркаляцию и гибридизацию.

Из всех изученных методов модификации глин [3], наиболее реализуемыми с практической точки зрения для направленного регулирования свойств сапонитсодержащих продуктов, выделенных из техногенных вод ОФ АО «Севералмаз» [4, 5], являются неорганическая модификация (включая кислотную обработку и пилларинг), термические и электрохимические воздействия, а также комбинирование указанных методов.

Кислотная активация и обмен неорганических катионов. В качестве реагентов для исследования возможности кислотной активации электрохимически модифицированного сапонита выбраны растворы серной (H_2SO_4) и азотной (HNO_3) кислот. Установлена возможность повышения сорбционной ёмкости сапонита на 12-20 % кислотами. Максимальная активация сапонита обеспечивается его взаимодействием с 1,5 М серной и 4 М азотной кислотами, соответственно, в течение 6 ч. При этом начальный рост адсорбции с 87,1 до 105,0 и 97,0 мг/г с ростом концентрации кислот обусловлен увеличением площади поверхности за счёт удаления минеральных примесей, замещения обменных катионов ионами водорода и выщелачивания Al^{3+} , Fe^{3+} и Mg^{2+} . Снижение сорбционной ёмкости при более высоких концентрациях кислот

обусловлено уменьшением площади поверхности сорбента из-за более глубокого проникновения кислот в пустоты и выщелачивания более значительного количества катионов, что приводит к разрушению слоистой структуры сапонита.

Пилларинг. Композит $\text{Саp} : \text{Fe}_3\text{O}_4 = 10 : 1$ (далее Fe-Sap) синтезировали с использованием 4-х водного хлорида железа(II) и шестиводного хлорида железа(III), соотношение ионов Fe^{2+} и Fe^{3+} соответствовало их соотношению в магнетите (Fe_3O_4 или $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{FeO}$). Далее полученный Fe-Sap подвергали обжигу в муфельной печи в течение 3-х часов при 400°C . Композит Al-Sap синтезировали с использованием $\text{AlCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ при соотношении 5 ммоль Al^{3+} /грамм сапонита. Методом МС-ИСП установлено, что Fe-Sap₄₀₀ по сравнению с исходным Sap характеризуется повышенным на 9 % содержанием Fe_2O_3 ; Al-Sap₄₀₀ – повышенным на 15,4 % содержанием Al_2O_3 .

В результате исследования сорбционных свойств Sap и его модификаций: Sap_{эхо}, Sap₄₀₀, Fe-Sap₄₀₀ и Al-Sap₄₀₀ было установлено, что статическая обменная ёмкость (продолжительность контакта 4 ч, исходная концентрация катионов меди – 1 г/дм^3 ; соотношение сорбента к жидкой фазе 1 : 100) изменяется следующим образом: Sap – 20,1-20,8 мг/г; Sap₄₀₀ – 18,8-19,5 мг/г; Sap_{эхо} – 20,8-21,7 мг/г; Fe-Sap₄₀₀ – 34,8-36,6 мг/г; Al-Sap₄₀₀ – 34,2-35,5 мг/г.

Таким образом установлена возможность повышения статической обменной ёмкости сапонита пилларингом (Al и Fe) в 1.75-1.8 раза за счёт расширения слоёв сапонита 2:1, образования дополнительных кислотных или окислительно-восстановительных центров и получения сапонита с пористостью от микро- до мезопористости.

Электрохимическое и термическое модифицирование сапонитсодержащих продуктов. В качестве материала исследований использован исходный сапонитсодержащий продукт крупностью ~ 7 мкм (без гранулирования), полученный из техногенных вод ОФ Ломоносовского ГОКа методом электрохимической сепарации, и после его термической обработки – обжиг в течение 2-х часов при температурах 700°C и 750°C .

В результате изучения зависимости извлечения ионов меди и никеля в статических условиях от начальной их концентрации в растворе при соотношении сорбента к раствору 1 : 200 (5 г/дм^3) и времени взаимодействия 3 ч установлено, что в результате термоактивации электрохимически модифицированного сапонита (750°C) его сорбционная ёмкость возрастает по катионам Cu^{2+} с 20,6 до 101,0 мг/г; по катионам Ni^{2+} – с 35 до 73,5 мг/г. В результаты математической обработки линеаризованных изотерм адсорбции катионов Cu^{2+} и Ni^{2+} установлено, что изотермы адсорбции исследуемыми модифицированными сапонитсодержащими продуктами корректно описываются уравнением Ленгмюра, что свидетельствует о мономолекулярной сорбции катионов Cu^{2+} и Ni^{2+} на поверхности сорбентов.

Методом РФА и РЭМ-РСМА во всех исследуемых пробах сорбентов, насыщенных медью, зафиксированы новообразования в виде самостоятельных зёрен оксидов и сульфатов меди с приблизительным соотношением $\text{Cu} : \text{S} = 4,5-5,0 : 1$, близким к стехиометрии брошантита или познякита, но различным обликом кристаллов. В пробах сорбентов модифицированным методом пилларинга дополнительно диагностируются образования соединений меди с соотношением $\text{Cu} : \text{S}$ до 10 : 1 и соединения меди без серы, что, возможно, обусловлено образованием оксидов и гидроксидов меди.

Таким образом, установлено, что химическая и электрохимическая с последующей термической обработкой при температуре 400 и 750°C , соответственно, модификация

сапонитсодержащего продукта, обеспечивают повышение статической обменной ёмкости в 1,2-4,9 раза за счёт удаления минеральных примесей, увеличения площади поверхности и замещения обменных катионов ионами водорода (кислотная активация), расширения слоёв, увеличения кислотных или окислительно-восстановительных центров (пилларинг), изменения структуры, состава и электрических свойств (электрохимическая обработка) сапонита, что обеспечивает интенсификацию ионного обмена и образования вторичных металлсодержащих фаз на сапоните.

Список использованных источников

1. Осипов В.И., Соколов В.Н. Глины и их свойства. Состав, строение и формирование свойств. М.: ГЕОС, 2013. – 576 с.
2. Zhou C.H., Zhou Q., Wu Q.Q. et. Modification, hybridization and applications of saponite: An overview // Applied Clay Science. – 2019. – Vol. 168. – P. 136-154.
3. Takagi S., Shimada T., Ishida Y. et. Size-matching effect on inorganic nanosheets: control of distance, alignment, and orientation of molecular adsorption as a bottom-up methodology for nanomaterials // Langmuir. – 2013. – Vol. 29 (7). – P. 2108-2119.
4. Minenko V.G. Adsorption properties of modified saponite in removal of heavy metals from process water // Journal of Mining Science. – 2021. – Vol. 57 (2). – P. 298-306.
5. Minenko V.G. Justification and design of electrochemical recovery of saponite from recycled water // Journal of Mining Science. – 2014. – Vol. 50, – P. 595-600.

Experimental study of the processes of chemical, electrochemical and thermal modification of saponites to obtain effective heavy metal sorbents.

Minenko V.G., Samusev A.L., Kozevnikov G.A., Makarov D.V.

The possibility of obtaining heavy metal sorbents with a high cation exchange capacity based on chemically (pillaring), electrochemically and thermally modified saponites due to a directed change in structural, physicochemical, electrical and mechanical properties has been scientifically substantiated.

**РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПОЛУЧЕНИЮ ВОЛЬФРАМОВОГО
КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ ОТВАЛОВ РУДНИКА ЧЕЛЯБИНСКОЙ
ОБЛАСТИ**

*И.А. Калинин¹, М.Е. Шульгина¹, Т.А. Чикишева^{1,2,3}, А.Г. Комарова^{1,3},
С.А. Прокопьев^{1,2}, Е.С. Прокопьев^{1,2}*

¹ ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: kia@spirit-irk.ru

² Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

³ Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Российская Федерация

В статье содержатся данные минералогических и технологических исследований техногенных отвалов рудника в Челябинской области с целью получения вольфрамового концентрата.

Объектом исследования являлась проба техногенных отвалов рудника. Работы по изучению вещественного состава техногенных отвалов и их технологических свойств проводились в лаборатории обогащения ООО НПК «Спирит». В результате проведения

исследований была разработана технология обогащения отвалов данного рудника, которая также может быть адаптирована для других техногенных вольфрамсодержащих месторождений России.

Представленная проба относится к категории бедного минерального сырья содержание WO_3 в сходной пробе составляет 0,053 %. По химическому составу проба состоит на 74,65 % из оксида кремния, в значительно меньшем количестве присутствуют Al_2O_3 – 11,86 %, $Fe_{общ.}$ – 1,10 % и $S_{общ.}$ – 3,34 %. Низкое содержание цветных металлов (висмута (Bi 0,0031 %), бериллия (Be 0,0018 %), и др. компонентов) определяют их как элементы, не имеющие практического интереса.

Гюбнерит – основной минерал-носитель ценного компонента пробы. В пробе встречается в виде обломков толстотаблитчатых, уплощённых кристаллов, цвет зёрен от тёмного красно-бурого до различных оттенков бордового цвета с бледной желтовато-бурой слегка мучнистой крошкой. Зерна непрозрачные, но в тонких сколах просвечивают, хрупкие. Гюбнерит в основном распределяется в материал крупностью от 2 до 0,125 мм, его раскрытие достигается при крупности материала менее 2 мм. Шеелит образуется позднее гюбнерита, путём замещения его крупных катаклазированных зёрен. Содержания WO_3 в гюбнерите по данным растровой электронной микроскопии составили 75,27-77,47 %, в шеелите – 74,09-82,12 %.

По данным гранулометрического анализа, в исследуемом материале можно выделить три технологических диапазона крупности -200+50 мм, -50+2,0 мм и -2+0,0 мм, распределение ценного компонента в указанные интервалы крупности относительно их выхода характеризуются весьма неравномерно 2,14 % WO_3 , 41,38 % WO_3 , 56,48 % WO_3 соответственно, что повлияло на выбор подготовительных операций перед обогащением. На долю материала крупностью -200+50 мм приходится в сумме 12,40 %. Основная часть материала – 58,35 % представлена крупно- и среднезернистыми обломками пород и находится в классе -50+2 мм. На долю материала крупностью -2+0,0 мм приходится 29,25 %. Проба отличается малым количеством материала шламистой крупности – суммарное содержание классов менее 0,071 мм составило 7,55 %. Распределение WO_3 по классам крупности неравномерное. Заметна концентрация вольфрама в мелких и тонких классах крупности: классы менее 2,0 мм (0,103 % WO_3) по сравнению со среднезвешенным значением содержания WO_3 (0,053 %) в исходной пробе, а крупные классы крупности наоборот обеднены по содержанию WO_3 (0,009 %).

Поскольку исследуемая проба техногенных отвалов рудника, характеризуется низким содержанием ценного компонента, но при этом обладает высокими гравитационными свойствами, применение гравитационного обогащения в «голове» схемы обосновано для получения черного вольфрамового концентрата.

В работе, для реализации данного метода обогащения проведены два эксперимента: отсадочно-винтовая сепарация и технология винтовой сепарации. В таблице приведены сравнительные показатели обогащения по двум вариантам схем получения первичного концентрата.

Наиболее эффективным оборудованием для ведения основного цикла гравитации в данной работе является использование винтовых сепараторов производства ООО НПК «Спирит» типа СВМ (минеральный винтовой сепаратор) и СВШ (шламовый винтовой сепаратор), применяемых в зависимости от крупности обрабатываемого материала [Иванов В.Д., Прокопьев С.А. Винтовые аппараты для обогащения руд и россытей в России. – М.: Дакси, 2000].

Таблица. Сравнительные показатели обогащения по двум вариантам схем

Продукты обогащения	Опыт 1 (отсадка-ВС)			Опыт 2 (технология ВС)		
	Выход, %	Массовая доля WO ₃ , %	Распределение, WO ₃ , %	Выход, %	Массовая доля WO ₃ , %	Распределение, WO ₃ , %
Надр. пр. отсадки	11,03	0,070	16,25	-	-	-
Подр. пр. отсадки	0,75	0,47	7,39	-	-	-
1,2 секция СВМ	4,24	0,23	20,54	10,60	0,180	24,43
1,2 секция СВШ	2,69	0,48	27,21	7,32	0,520	48,76
Всего: на доводку	18,71	0,181	71,39	17,92	0,319	73,19
Кл. +50 мм	6,70	0,003	0,42	7,56	0,003	0,29
Хвосты отсадки (кл. -10+2 мм)	37,00	0,021	16,35	-	-	-
Хвосты СВМ	16,89	0,008	2,97	26,79	0,015	5,19
Хвосты СВШ	20,70	0,020	8,87	42,45	0,028	15,24
Слив сгущения	-	-	-	5,29	0,090	6,09
Итого: исх. проба	100,00	0,048	100,00	100,00	0,078	100,00

По технологической схеме вантовой сепарации для получения черного гравитационного вольфрамового концентрата исходный материал подвергали грохочению по 50 мм, далее материал крупностью -50+0,0 мм направляли на грохочение по классу 2 мм, с последующим додраблением надрешетного материала до крупности менее 2 мм, такое решение было также нацелено на максимально возможное выделение свободных зёрен ценного компонента и богатых сростков вольфрамовых минералов.

Дальнейшая классификация материала крупностью менее 2 мм по классу крупности 0,5 мм преследовала цель обогащать каждый класс крупности отдельно (-2+0,5 мм на СВМ и -0,5+0,0 мм на СВШ), чтобы оценить эффективность извлечения ценных компонентов за счёт раскрытия их в данных классах крупности. В доводочных операциях также было предусмотрено доизмельчение черного концентрата винтовой сепарации крупностью -2+0,5 мм до крупности менее 0,5 мм с целью раскрытия сростков вольфрамовых минералов и последующего концентрирования.

Доводка первичных концентратов, полученных по технологическим схемам отсадка-винтовая сепарация (опыт 1) и по технологии винтовой сепарации (опыт 2) осуществлялась по двум вариантам: операции разделения вольфрамовых от сульфидных минералов с применением разных методов обогащения в зависимости от вкрапленности сульфидных минералов, входящих в состав концентратов. Вариант 1 – электромагнитная сепарация-флотация-концентрационный стол, вариант 2 – флотация-концентрационный стол-магнитная сепарация. Результаты доводки первичных концентратов:

- по технологии отсадка-винтовая сепарация с исходным содержанием трёхоски вольфрама 0,048 % по двум вариантам доводки был получен требуемый вольфрамовый концентрат (-0,5+0,0 мм) с содержанием WO₃ по 1-му варианту – 50,32 % с извлечением 41,83 % и во втором варианте содержание WO₃ составило 49,878 % при извлечении 47,8 %, соответственно;
- по технологии винтовой сепарации с исходным содержанием трёхоски вольфрама 0,078 %, что практически в половину раза выше, чем в предыдущем опыте, также по двум вариантам доводки был получен требуемый вольфрамовый концентрат (-0,5+0,0 мм) с содержанием WO₃ по 1-му варианту – 50,225 % с извлечением 47,0 % и во втором варианте содержание WO₃ составило 50,49 % при извлечении 54,37 %, соответственно.

В результате проведённых исследований можно сделать вывод, что винтовая сепарация может применяться как основная технология переработки техногенных отвалов данного рудника в Челябинской области. Анализ результатов проведённых исследований на изучаемой пробе техногенных отвалов позволил выбрать рациональную схему обогащения с получением вольфрамового концентрата требуемого качества.

**The results of research for obtaining tungsten concentrate from technogenic mine dumps of
the Chelyabinsk region**

Kalinkin I.A., Shulgina M.E., Chikisheva T.A., Komarova A.G., Prokopyev S.A., Prokopyev E.S.

The article contains data on the mineralogical and technological researches of the technogenic dumps from the Chelyabinsk for obtaining tungsten concentrate.

**ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ПЛАСТОВЫХ РАССОЛОВ
ГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ИРКУТСКОЙ ОБЛАСТИ***

Е.В. Зелинская, В.В. Баракhtенко

Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: barakhtenkov@gmail.com

В работе представлена технология переработки пластовых рассолов предприятия Иркутской области с извлечением литий содержащего сырья. Отсутствие его получения в России и сокращение импорта является актуальной проблемой. В результате анализа технологической схемы предложены рекомендации для ее оптимизации ее параметров.

После заявлений в Чили и Аргентине о приостановке поставок в Россию литиевого сырья, интерес к его добыче в России резко возрос. Основными источниками лития для промышленной добычи являются локализованные пегматиты в твёрдых породах (магматические породы постмагматических флюидов) и гидроминеральные ресурсы. Одним из перспективных источников лития в твёрдых породах является Колмозерское месторождение в Мурманской области. Оно считается крупнейшим в России и содержит почти 19 процентов российских запасов. Однако себестоимость добычи лития из пластовых рассолов из скважин газоконденсатных месторождений может оказаться сопоставимой с рудными проектами, а учитывая готовую нефтегазовую инфраструктуру показатель может быть и ниже.

Анализ мирового опыта показал, что в мире в последние 3-5 лет активно ведутся исследования, предпроектные и проектные работы для обустройства рассолопромыслов и строительства предприятий по добыче и получению литиевых концентратов [1-5]. Однако необходимо признать, что вопросы

* Работа выполнена при поддержке Министерства науки и высшего образования РФ в рамках Государственного задания ВУзам (FZZS-2023-0004)

комплексного освоения подземных рассолов до сих пор не нашли должного развития, несмотря на очевидную перспективность этого направления.

Технологию добычи лития планируется реализовать из пластовых рассолов, содержащих также и другие ценные компоненты, бром, например, поступающих из скважин газоконденсатных месторождений Иркутской области. Минерализация данных вод достигает 400-600 г/л, а концентрация лития – 500-700 мг/л, брома – 10-12 г/л [6].

Цель настоящего исследования анализ технологической схемы и аппаратурной схемы переработки пластовых рассолов с получением лития на предприятии Иркутской области для оптимизации параметров работы схемы.

Предполагаемая к реализации в испытательной лаборатории (опытно-промышленной установке), имеет операции водоподготовки, сорбции лития, очистку от кальция и магния, концентрирование элюата, получение карбоната лития осаждением карбоната натрия и его промывку. Водоподготовка осуществляется с целью очистки исходного рассола от механических примесей, железа, бикарбонатов с последующей фильтрацией примесей. Реализуются грубая механическая очистка, аэрация и обезжелезивание. На данном этапе необходимо контролировать перманганатную окисляемость. На этапе обезжелезивания при окислении железа кислородом воздуха происходит переход двухвалентного железа в трёхвалентное состояние, и из воды удаляется уголекислота, что ускоряет процесс окисления и последующий гидролиз с образованием гидроксида железа. Для интенсификации процесса очистки в небольшое количество щелочного реагента, при этом при концентрациях железа более 20 мг/л следует применять двухступенчатое фильтрование либо предварительное отстаивание в тонкослойных отстойниках.

Сорбция лития производится на сорбционно-десорбционных колоннах с промежуточной промывкой для удаления остатков рассола перед десорбцией. Применяется гранулированный сорбент, обладающий более высокой механической прочностью, по сравнению с порошковым, что позволяет использовать его в большем числе циклов сорбции-десорбции. Исследования показали, что нецелесообразно превышение времени контакта свыше 60 минут.

Рабочая ёмкость может быть увеличена для повышения степени извлечения лития, которая напрямую зависит от концентрации хлорида лития в исходном рассоле и степени насыщения сорбента. В схему необходимо включить подготовку сорбента, действующего по принципу литийдефицитного сорбента. Дефицит лития в сорбенте обеспечивается его обработкой дистиллированной водой в течение 0,5-3 часов.

В результате сорбции лития из рассола образуется насыщенный хлоридом лития гранулированный сорбент и практически отработанный по литию рассол. После сорбции перед промывкой необходимо произвести слив остатков рассола из колонны и возврат рассола в процесс сорбции. Для промывки сорбента и удаления остатков рассола из межзернового пространства в колонну подают дистиллированную воду. На этой стадии происходят потери лития, поэтому важно подобрать условия операции промывки (удаления) рассола из зернистого слоя сорбента и разграничить ее от операции десорбции хлорида лития. Промывку эффективнее осуществлять оборотным раствором хлорида лития. Далее в 3-4 ступени проводят десорбцию хлорида лития из сорбента подогретой дистиллированной водой. На данном этапе требуется экспериментальное подтверждение оптимальных условий процесса десорбции, так как вымывание лития из его структуры хлорида лития не должно превышать 70 % от его общего содержания в связи с возможностью химического разрушения сорбента.

На следующей стадии в реакторе проводят очистку элюата от кальция и магния путём осаждения их в виде карбонатных осадков с использованием в качестве осадителя карбоната лития (либо карбоната натрия). При этом в промышленных условиях рекомендуется проводить глубокую очистку первичного литиевого концентрата от примесей кальция и магния по ионообменной технологии на катионите. Также необходимо предусмотреть очистку от сульфат-ионов и борат-ионов, поскольку лабораторные исследования выявили данные ионы.

Наиболее эффективным представляется способ, когда первичный литиевый концентрат (содержащий примеси) концентрируют и их смесь, а также микропримеси сульфат и борат ионов, естественным путём до определённого содержания хлорида лития с последующим отделением выпавших осадков $MgCl_2 \cdot 6H_2O$ и $CaCl_2 \cdot 6H_2O$. Очищенный таким образом вторичный литиевый концентрат используют для получения карбоната лития с содержанием основного вещества $\geq 99,6\%$.

Далее отфильтрованный на нутч-фильтре и очищенный от кальция и магния вторичный элюат, содержащий хлорид лития, с помощью центробежного насоса перекачивают в ёмкость концентрирования элюата и упаривают в 5 раз. Содержание хлорида лития при этом увеличивается до $64-65 \text{ г/дм}^3$.

Для повышения концентрации хлорида лития на этом этапе рекомендовано применение выпарных аппаратов мгновенного испарения с принудительной циркуляцией. Возможно применение альтернативных мембранных методов концентрирования, в частности, электродиализа.

Обычно после концентрирования хлорида лития перед переводом в карбонат требуется глубокая очистка от примесей (кальция, магния, бора, сульфат-ионов). Высококачественная очистка возможна с применением ионообменного метода на смоле, однако процесс осложняется большим количеством получаемых промывных и регенерационных вод.

Более простым в техническом исполнении является карбонатно-щелочной метод с применением Na_2CO_3 и $NaOH$ либо CaO (известь), что позволяет провести глубокую очистку от магния, кальция и бора. Предварительно рекомендуется провести очистку вторичного литиевого концентрата от сульфат-ионов карбонатом бария в стехиометрическом соотношении в условиях перемешивания при температуре $60-65^\circ\text{C}$, в течение 1 часа. При этом необходимо удалить образующийся осадок $BaSO_4$ из системы перед операцией карбонатно-щелочного осаждения магния и кальция.

Для осаждения карбоната лития в реактор с концентрированным раствором хлорида лития вводят при интенсивном перемешивании и высокой температуре суспензию кальцинированной соды. Недостатком является наличие в полученном карбонате лития натрия не менее $0,03\%$ мас. Безнатриевый карбонат лития можно получить, если вместо соды для карбонатного осаждения лития использовать более бикарбонат аммония. Необходимо экспериментальное обоснование применения в качестве осадителя кальцинированной соды либо бикарбоната аммония, скорости ввода осадителя и времени перемешивания.

Полученную пульпу карбоната лития насосом откачивают на нутч-фильтр. Часть влажного осадка карбоната лития с нутч-фильтра возвращают в начало процесса на осаждение щелочноземельных металлов из первичного элюата. Другую часть промывают и высушивают в сушильном аппарате. В этом случае эффективно использовать для сушки

микроволновое оборудование. Выход карбоната лития составляет 0,41-0,42 т в сутки в расчёте на основное вещество (содержание основного вещества - не менее 94 %).

Проведен пооперационный анализ технологической схемы получения лития из пластовых рассолов на предприятии Иркутской области, выявлены операции, технологические условия, которые требуют экспериментального подтверждения, уточнения и оптимизации.

Список использованных источников

1. Курков А.В. и др. Литий: технологии прямого извлечения из растворов (ключевое значение, новое поколение решений, перспективные объекты). М.: ВИМС, 2021. 136 с.
 2. Liu G., Zhao Z., Ghahreman A. Novel approaches for lithium extraction from salt-lake brines: A review // Hydrometallurgy. 2019. (187). С. 81–100.
 3. Schmidt A. [и др.]. Liquid-Liquid Extraction and Chromatography Process Routes for the Purification of Lithium // Materials Science Forum. 2019. (959). С. 79–99.
 4. Samadiy M. [и др.]. Lithium Recovery from Brines Including Seawater, Salt Lake Brine, Underground Water and Geothermal Water 2020.
 5. Морозова Л.Н. и др. Редкометалльные пегматиты Колмозерского литиевого месторождения Арктического региона Балтийского шита: новые геохронологические данные // Вестник Кольского научного центра РАН. 2017. № 1. С. 43–52.
 6. Вахромеев А.Г. Поисковые гидрогеологические критерии локализации месторождений редкометалльных промышленных рассолов Сибирской платформы // Науки о Земле и недпользование. 2008. № 7 (33). С. 30–41.
-

Processing technology of reservoir brines of the gas condensate field of the Irkutsk region

Zelinskaya E.V., Barakhtenko V.V.

The paper presents a technology for processing formation brines of an enterprise in the Irkutsk region with the extraction of lithium-containing raw materials. The lack of its receipt in Russia and the reduction of imports is an urgent problem. As a result of the analysis of the technological scheme, recommendations are proposed for its optimization of its parameters.

ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДОВ ПЕРЕРАБОТКИ РАССОЛОВ*

Н.А. Толмачева, Е.В. Зелинская, Е.Г. Филатова, В.В. Барахтенко, Е.И. Каненкин

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: tolmachova@yandex.ru, zelinskaelena@mail.ru

Переработка такого вида гидроминерального сырья, как рассолы, является актуальной задачей. В настоящее время, это в первую очередь, обусловлено наличием в них лития, ставшего стратегически важным металлом. Обоснование, выбор и разработка технологий их эффективной переработки является ключевой задачей исследования.

* Работа выполнена при поддержке Министерства науки и высшего образования РФ в рамках Государственного задания ВУзам (FZZS-2023-0004)

Целесообразность и экономическая эффективность переработки гидроминерального сырья подтверждаются длительной добычей во многих странах из него таких ценных компонентов, как литий, йод, бром, калий. Например, из рассолов оз. Сильвер-Пик (шт. Невада, США) производят карбонат лития и целый ряд друг соединений. С помощью солнечной испарительной системы концентрацию лития и рапе повышают до 0,5%; запасы лития в Сильвер-Пик неоднократно переоценивались в пределах от 10 до 1 млн. т (в пересчёте на оксид лития). В Чили с саларом Атакама связано одно из крупнейших месторождений хлоридных рассолов, насыщающих озёрные отложения, содержание лития в которых достигает 0,2%; запасы лития (в виде его оксида) оценивают в 0,85 млн. т [1].

Анализ особенностей распространения и условий залегания подземных вод, обогащённых редкими металлами, рассеянными и другими элементами позволяет сделать заключение, что основным и наиболее перспективным подземным источником для получения солей различных металлов являются хлоридно-кальциевые и хлоридно-натриево-кальциевые рассолы артезианских бассейнов.

Сибирская геологическая платформа и ее газо-, нефтеносные площади характеризуется широким распространением подземных, в том числе сверхкрепких рассолов, в особенности в Ангаро-Ленском, Тунгусском, Якутском, Хатангском, Котуйском и Оленекском бассейнах [2]. Однако необходимо констатировать, что вопросы комплексного освоения подземных рассолов до сих пор не нашли должного развития, несмотря на очевидную перспективность этого направления. Несомненно, что основным звеном комплексной переработки попутных подземных вод является технология извлечения промышленно-ценных компонентов.

В настоящее время повышенный интерес во всем мире и в том числе в России вызывает возможность добычи лития, как одного из стратегически важных энергетических ресурсов.

Для извлечения лития из рассолов и руд можно использовать ряд физических и химических методов. На текущем рынке доминируют признанные компании, которые производят литий из рассолов, особенно в сухих, высокогорных саларах «литиевого треугольника» (Аргентина, Чили и Боливия) с использованием методов испарения и разделения химических реагентов, а также из твёрдых пород, особенно в Австралия, использующая энергоёмкие сепарационные и металлургические процессы [3, 4].

Самый последний детальный обзор методов извлечения лития был подготовлен Stringfellow and Dobson (2021), в котором представлены описания и обширная документация следующих методов, изучаемых исследователями [5].

Это методы прямого извлечения лития: осаждение; сорбция на органических сорбентах (органические ионообменные смолы, полимеры с ионным отпечатком и другие органические сорбенты); сорбция на неорганических сорбентах (гидроксиды алюминия, оксиды марганца, оксиды титана, прочие неорганические сорбенты (различные оксиды металлов)); экстракция при помощи органических растворителей (краун-эфиры, многокомпонентные экстрагенты, соэкстрагенты, разбавители, альтернативные разбавители - ионные жидкости, сверхкритический CO₂, жидкие мембраны на носителе); мембранные технологии; обратный осмос; нанофильтрация; электрохимическое разделение; электродиализ; сочетание мембранных и ионообменных процессов.

Если рассмотреть весь путь переработки лития, начиная с его извлечения из недр земли и заканчивая его появлением в виде готового продукта, то можно выделить три основных направления переработки:

1. Производство сырья (карбоната лития). В России это направление практически не развито, поэтому мы ежегодно импортируем этот продукт: в страну до весны 2022 года ввозилось до 5 тыс. т карбоната лития из Чили и Аргентины, а также более 200 т гидроксида лития из Китая и США.

2. Вторым направлением является переработка литиевого сырья в различные соединения лития, получение чистого металлического лития, изотопов лития, литий-алюминиевых и литий-магниевого сплавов, а также солей лития. В России данное направление было представлено четырьмя крупными предприятиями: АО «Сибирский химический комбинат», ПАО «Химико-металлургический завод», ПАО «Новосибирский завод химических концентратов», ООО «Халтек Литиум», ООО «Унихим», ООО «Завод редких металлов». Сегодня практически 80 % продаж литиевой продукции на российском рынке осуществляет ОАО «Новосибирский завод химконцентратов» (Новосибирск) — единственный в России производитель чистой литиевой продукции [1].

3. Третье направление занимается производством непосредственно товаров на основе соединений лития. 60 % российских предприятий, работающих в этой сфере, производят литиевые батареи – это АК «Ригель», ООО «Литотех», НПП «Источник», ЗАО «Опытный завод НИИХИТ» и ряд других; оставшиеся 30 % производят стекло (ОАО «Красный луч») и смазочные материалы (ООО «Производство завод имени Шаумяна») и прочие: Каменск-Уральский металлургический завод.

Таким образом, в России имеется спрос на сырье и отсутствует его производство. В России разработана технология получения брома и соединений лития из рассолов артезианских бассейнов, основанная на сорбционных и электрохимических процессах извлечения лития и воздушно-десорбционной технологии получения брома [6]. Однако в пределах Российской Федерации промышленного применения она так и не нашла.

Перспективные технологии извлечения лития были опробованы на сверхкрепких рассолах Сибирской платформы.

Анализ состава показал минерализацию в пределах 400–450 г/дм³ и высокое содержание лития, стронция и других ценных компонентов, превышающее в разы минимально-промышленные концентрации, что подтверждает необходимость исследования перспектив их добычи при переработке рассолов.

Нами были проведены технологические исследования процесса сорбции, включая предварительные операции фильтрации, осаждения, подготовки сорбента. Подтверждена возможность получения осадка солей из первичного рассола; выявлена зависимость эффективности извлечения лития в цикле сорбции-десорбции от предварительной подготовки сорбента, а также от стадии водоподготовки. Установлена последовательность осаждения солей и возможность комбинирования процессов извлечения в зависимости от минерализации и состава рассолов.

Таким образом, обоснована и экспериментально подтверждена эффективность применения комбинирования методов селективного осаждения и сорбции для извлечения ценных компонентов из рассолов.

Список использованных источников

1. Рынок лития 2021 [Электронный ресурс]. URL: <https://ect-center.com/blog/lithium-market-2021> (дата обращения: 22.11.2022).
2. Басков Е.А. Главные черты распространения и формирования основных типов подземных рассолов Сибирской платформы // Подземные рассолы СССР. – Л., 1977. – С.61-75.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

3. Warren I. Techno-Economic Analysis of Lithium Extraction from Geothermal Brines. 2021. [Электронный ресурс]. <https://www.nrel.gov/docs/fy21osti/79178.pdf> (дата обращения: 22.11.2022).
4. Курков А.В., Мамошин М.Ю., Рогожин А.А. Литий: технологии прямого извлечения из растворов (ключевое значение, новое поколение решений, перспективные объекты). М.: ВИМС, 2021. 136 с.
5. Stringfellow W., Dobson P. Technology for Lithium Extraction in the Context of Hybrid Geothermal Power C. 20 [Электронный ресурс]. URL: <https://pangea.stanford.edu/ERE/pdf/IGAstandard/SGW/2021/Stringfellow.pdf> (дата обращения: 22.11.2022).
6. Коцупало Н.П., Менжерес Л.Т., Рябцев А.Д. Выбор комплексной технологии для переработки рассолов хлоридного кальциевого типа // Химия в интересах устойчивого развития. –1999.- Т.7.- № 2.

Substantiation of brine processing methods

Tolmacheva N.A., Zelinskaya E.V., Filatova E.G., Barahenko V.V., Kanenkin E.I.

The processing of this type of hydro-mineral raw materials, as brines, is an urgent task. At present, this is primarily due to the presence of lithium in them, which has become a strategically important metal. The key tasks of the study are substantiation, selection and development of technologies of their efficient processing.

ПРИРОДНЫЕ ЦЕОЛИТЫ В НАИЛУЧШИХ ДОСТУПНЫХ ТЕХНОЛОГИЯХ СНИЖЕНИЯ НЕГАТИВНОГО ВЛИЯНИЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ*

К.К. Размахнин, А.Н. Хатькова, Л.В. Шумилова

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация
e-mail: constantin-const@mail.ru

Рассмотрены вопросы обогащения и модификации цеолитсодержащих пород с применением направленных методов воздействия, позволяющих получать высококачественную цеолитовую продукцию для использования в технологиях снижения негативного влияния горнопромышленных отходов на окружающую среду.

Решение проблемы негативного влияния отходов горной промышленности на окружающую среду лежит в плоскости использования эффективных инструментов управления техногенным сырьём, к которым относится внедрение наилучших доступных технологий (НДТ) и материалов, способных снизить содержание токсичных и радиоактивных элементов в отходах, предотвратить или существенно сократить количество выбросов пыли и газа от них, а также восстановить нарушенные за счёт антропогенного воздействия земли, соблюдая при этом принципы сохранения минерально-сырьевых ресурсов, рациональности и комплексности их использования.

* Работа выполнена в рамках реализации проекта РНФ 22-17-00040 «Научное обоснование и разработка экологически чистых безотходных технологий переработки природного и техногенного минерального сырья» (2022-2023 гг.)

Одним из наиболее эффективных инструментов многоцелевого назначения при реализации мероприятий природоохранного характера являются цеолитсодержащие породы (ЦСП), доступные как по ресурсам, так и по стоимости. Уникальные сорбционные и ионообменные свойства природных цеолитов в полной мере могут эффективно использоваться в системах управления отходами горного производства.

Проведен комплекс исследований, позволивший разработать технологии переработки цеолитсодержащих пород для получения высококачественной цеолитовой продукции, эффективное применение которой возможно при очистке и обезвреживании сточных вод, рекультивации и захоронении отходов. Вместе с тем, проведено комплексное изучение вещественного состава и технологических свойств цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья; обоснован выбор методов направленного воздействия на цеолитсодержащие породы и разработка технологических схем их глубокого обогащения и модификации; выявлены закономерности изменения фазового состава, физико-механических и физико-химических свойств цеолитсодержащих пород при использовании методов направленного воздействия и модификации; разработаны и обоснованы параметры технологий обезвреживания, рекультивации и захоронения техногенных отходов с применением природных цеолитов; проведена эколого-экономическая оценка эффективности разработанных технологий обогащения цеолитсодержащих пород и управления отходами горноперерабатывающей промышленности.

В качестве объектов исследований использованы монтмориллонит-клиноптилолитсодержащие породы Шивиртуйского, клиноптилолитсодержащие породы Холинского, шабазитсодержащие породы Талан-Гозагорского и морденит-клиноптилолитсодержащие породы Бадинского месторождений, лежалые хвосты обогатительной фабрики по переработке оловянно-полиметаллических руд, сточные воды и отходящие газы горнопромышленных предприятий.

В процессе проведения исследований разработана Концепция управления отходами горного производства на основе рационального и комплексного применения цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья и составлена классификация инструментов ее реализации, базирующаяся на внедрении наилучших доступных технологий обогащения, переработки, обезвреживания, захоронения и рекультивации техногенного сырья; выявлены процессы существенного изменения физико-химических свойств входящих в состав цеолитсодержащих пород минералов посредством энергетического, термического и химического воздействия, приводящие к разупрочнению и дезинтеграции пород, усилению магнитных свойств входящих в их состав железосодержащих примесей и адсорбционных свойств цеолитов; научно обоснован принцип разработки технологий обогащения цеолитсодержащих пород, базирующийся на принципе рационального сочетания технологических операций направленных воздействий (акустических, энергетических, химических, термических) с традиционными методами обогащения, позволяющий получать высококачественную минеральную продукцию с содержанием цеолитов до 99 %, при необходимости модифицированную под определенное направление использования в различных отраслях промышленности; на основе научно-методологического подхода к обоснованию технологии направленного изменения адсорбционных свойств природных цеолитов создана модель и разработан алгоритм выбора технологии химической модификации цеолитсодержащих пород, основанной на выявлении химической устойчивости и степени разложения входящих в

состав пород минералов, а также на определении содержания оксида алюминия в исходном сырье и в продуктах модификации; теоретически обоснована и экспериментально подтверждена возможность закрепления пылящих поверхностей хвостохранилищ, обезвреживания сточных и оборотных вод горнопромышленных предприятий от радионуклидов и нефтепродуктов за счёт применения цеолитсодержащих пород, обеспечивающая существенное снижение негативного воздействия на окружающую среду и сохранение минерально-сырьевой базы.

Проблема ликвидации отходов техногенного происхождения является одной из ключевых на пути устойчивого развития России. В этой связи одним из направлений создания экологически безопасных условий для населения РФ является разработка и последующая реализация Концепции управления горнопромышленными отходами на основе рационального и комплексного использования минерального сырья (Концепция), которая позволит существенно сократить объёмы техногенного сырья, в том числе накопленного в результате предыдущей хозяйственной деятельности.

В основу разработанной авторами Концепции управления отходами, имеющими различный состав и качественно-количественные характеристики, заложены принципы рационального и комплексного использования минерального сырья на основе наилучших доступных технологий.

Концепция наряду с разработанными альтернативными технологиями повышения качества цеолитсодержащих пород включает аналитический научно-исследовательский блок НДТ, который предусматривает изучение базы данных вертикальных и горизонтальных информационно-технических справочников (ИТС НДТ), сформированных на основе передового опыта промышленных предприятий и инновационных разработок научно-исследовательских институтов России по неметаллическому минеральному сырью; экономико-аналитический блок; блок разработки проекта внедрения НДТ на металлургическом предприятии, содержащий: технико-эколого-экономическое обоснование; разработку технического проекта; составление плана-графика внедрения НДТ и сметы проекта; расчёт нормативов допустимого комплексного воздействия технологии на окружающую среду по методическим рекомендациям; проверку соответствия нормативам допустимого комплексного воздействия на окружающую среду, влияющих на выдачу комплексного экологического разрешения.

Разработана Стратегия повышения эффективности и конкурентоспособности металлургических предприятий на основе НДТ, включающая критерии выбора НДТ и резервы энергоэффективности, базирующиеся на принципах комплексной оценки воздействия на окружающую среду с учётом методологии оценки экономической целесообразности.

Основными критериями выбора НДТ являются: рациональное потребление ресурсов; высокая энергоэффективность, применение малоотходных процессов; интеграция с компаниями горного кластера; характер и масштаб воздействия на окружающую среду и возможность снижения эмиссий; использование веществ, в наименьшей степени опасных для человека и окружающей среды; возможность регенерации и повторного использования полученных минеральных продуктов; снижение риска аварий.

В качестве резервов энергоэффективности предложены: оптимальные режимы работы; энерготехнологичное комбинирование; использование скрытых потоков энергии

и интеграция компаний горного кластера по территориальному принципу для внедрения систем технического интегрирования на основе НДТ; синергетические эффекты интеграции; эффекты масштабов и топологии.

К основным принципам комплексной оценки воздействия на окружающую среду относятся: определение области применения и идентификации альтернативных технологий; инвентаризация выбросов/сбросов, отходов, потребления сырья, материалов и энергии; оценка воздействия на компоненты окружающей среды; интерпретация взаимовлияния и противоречий при оценке воздействия на окружающую среду; определение области применения и идентификации альтернативных технологий; сбор и проверка правильности (валидации) обоснования данных о затратах на внедрение наилучших доступных технологий; определение структуры затрат; обработка и предоставление информации о затратах; определение затрат, относящихся к охране окружающей среды.

Данные принципы определяют последующий анализ экономической эффективности затрат и их разделение между загрязняющими веществами.

На основе выполненных авторами теоретических и экспериментальных исследований выработаны научно обоснованные технические и технологические решения по рациональному и комплексному использованию цеолитсодержащих пород, базирующиеся на наилучших доступных технологиях их обогащения, переработки и модификации, для управления отходами горной промышленности.

В соответствии с разработанной Концепцией управления отходами горного производства на основе рационального и комплексного использования цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья доказаны зависимости между вещественным составом и технологическими параметрами обогащения, переработки и модификации цеолитсодержащих пород, изучены альтернативные технологии их рационального и комплексного использования в различных отраслях промышленности.

Разработанная Концепция управления горнопромышленными отходами на основе рационального и комплексного использования ЦСП базируется на применении НДТ рудоподготовки, обогащения и химической модификации с целью получения высококачественной цеолитовой продукции для использования в процессах обезвреживания сточных и оборотных вод, очистки отходящих газов, рекультивации и захоронения техногенного сырья, а также снижения негативного воздействия на окружающую среду.

Natural zeolites in the best available technologies to reduce the negative impact of mining waste on the environment

Razmakhnin K.K., Khatkova A.N., Shumilova L.V.

The issues of enrichment and modification of zeolite-containing rocks with the use of directed methods of influence, allowing to obtain high-quality zeolite products for use in technologies to reduce the negative impact of mining waste on the environment, were considered.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ НА КЕРАМИЧЕСКИХ ДИСКОВЫХ ВАКУУМНЫХ ФИЛЬТРАХ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ОЛОВА С ЦЕЛЬЮ ПОСЛЕДУЮЩЕГО СУХОГО СКЛАДИРОВАНИЯ

У.В. Дмитрикова, В.Е. Черкашин

ООО Научно-Технический Центр Бакор, Москва, г. Щербинка, Российская Федерация,
e-mail: dmitrakova@ntcbakor.ru

Описан опыт внедрения технологии сухого складирования на действующем предприятии в условиях обезвоживания хвостов олова с применением керамических дисковых фильтров КДФ. Также представлены показатели работы в оптимальных режимах. Строительство и ввод в эксплуатацию цеха обезвоживания пульпы позволил предприятию перейти на круглогодичный режим работы с увеличением годовой производственной мощности в 2,6 раз.

Хвостовое хозяйство обогатительной фабрики – сложный и дорогостоящий комплекс, от эффективности работы которого зависит успех работы фабрики, а также условия обеспечения ее технологической водой. Включает в себя насосные станции, пульпопроводы, хвостохранилища, водосборные сооружения, сооружения для оборотного водоснабжения.

Современным трендом складирования отходов обогатительных и гидрометаллургических предприятий является применение технологий пастового и сухого складирования, позволяющих минимизировать экологические риски, связанные с попаданием в окружающую среду реагентов, применяемых в технологии обогащения.

Важным фактором в последние годы является обеспечение замкнутого водооборота на ведущих отечественных и мировых обогатительных фабриках, позволяющего снижать энергопотребление и вовлечение в технологический процесс воды из внешних источников за счёт обезвоживания хвостов обогащения на пастовых сгустителях или керамических дисковых фильтрах.

Ещё одним из преимуществ технологии сухого складирования является возможность избежать промерзания жидких хвостов на этапе транспортировки в пульпопроводе, что зачастую приводит к сезонной работе обогатительных фабрик и снижению годовых производственных мощностей.

Основанием для проведения работ является решение экологических проблем, связанных с воздействием вредных факторов на окружающую среду, и вывод обогатительной фабрики на круглогодичный режим работы, который решит экономическую и технологическую задачи.

Обводнённый продукт фабрики перекачивается насосами на сгущение, откуда сгущённый до 50-70 % твёрдого продукт, поступает на обезвоживание.

Данная схема представлена на рисунке 1 и позволяет сокращать объёмы перекачки пульпы и воды, организовать замкнутый цикл водооборота и сократить расход свежей воды. Обезвоженные продукты имеют возможность складирования в сейсмоопасных районах, а также организацию складирования опасных отходов.

Интенсификация технологии возможна за счёт технологических параметров пульпы: плотности, поступающей на обезвоживание суспензии, крупности частиц и применения реагентов для снижения доли шламов (частиц крупностью менее 5 мкм); и технических характеристик фильтров: отдельные зоны «ФИЛЬТРАЦИИ» и «СУШКИ»,

глубина вакуума в этих зонах, размер пор фильтрующих элементов, скорость вращения вала и режим обратной промывки.

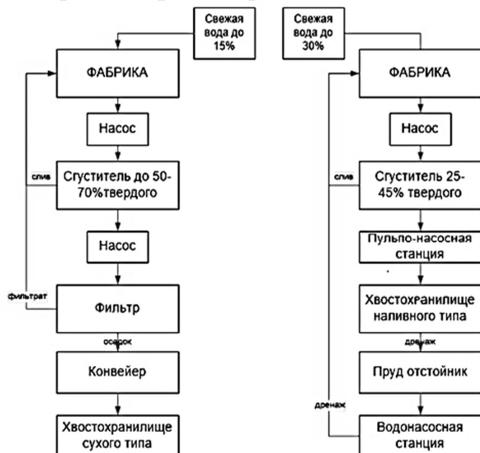


Рисунок 1. Сравнительные схемы организации хвостохранилищ: сухого складирования (слева) и наливного типа (справа)

В рамках исследовательской работы были проведены лабораторные и опытно-промышленные испытания, был изучен минералогический и гранулометрический составы продукта. Исследования проводились на установке КДФ-0,5 м. Это мобильный вакуумный дисковый фильтр в составе двух блоков с площадью фильтрации 0,5 м². Пуско-наладочные работы проводились на промышленном оборудовании КДФ-108 с эффективной площадью фильтрации 108 м² (рисунок 2).



Рисунок 2. КДФ-108 в период проведения пуско-наладочных работ

Проба представлена в основном кварцем (54 %), полевыми шпатами (7 %), слюдой (3 %) и хлоритом (4 %), в значительном количестве находится также турмалин (10 %) и сидерит (3,2 %).

Сульфиды (рисунок 3) составляют 18 % от массы пробы. Преобладают арсенопирит (10 %) и пирит (7 %), в подчинённом количестве (1 %) находится халькопирит. В виде примеси отмечены сфалерит, галенит, метациннабарит (HgS), антимонит (диагностирован по оптическим свойствам). В существенном количестве присутствует шеелит. Все перечисленные минералы преимущественно образуют отдельные зерна, полиминеральные сростки встречаются редко.

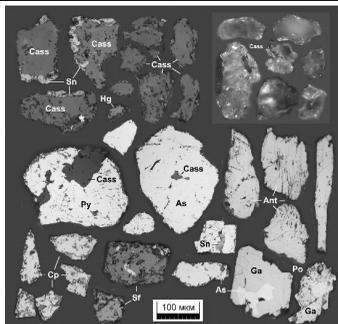


Рисунок 3. Рудные минералы в пробе хвостов (фото смонтированных аншлифов)

Минералы олова преимущественно представлены касситеритом (SnO_2 , 0,5 %). Минерал полупрозрачный, имеет медово-жёлтый цвет, размеры зёрен –0,05-0,1 мм. Отмечены вроски касситерита в арсенопирите и пирите. В пробе находятся также минералы из группы станнина (станнин $\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$, окартит $\text{Ag}_2\text{FeSnS}_4$), в виде зернистых агрегатов преимущественно нарастающие на касситерит.

Присутствие турмалина в отвальных хвостах стало причиной разработки нового типа фильтрующего элемента, имеющего повышенные прочностные характеристики и менее подверженные износу торцевой части.

В рамках реализации проекта пересмотрена технологическая схема, установлены классифицирующие аппараты, замкнутые на шаровой мельнице, и организовано направление на фильтрацию продукта с оптимальным содержанием крупных частиц (таблица 1).

Оптимизирована работа сгустителя за счёт подбора реагентного режима.

Таблица 1. Гранулометрический анализ хвостов до и после внедрения схемы

Класс, мм	До внедрения схемы	После внедрения схемы
	Выход, %	Выход, %
+2,0	-	-
+1	0,95	-
+0,5	9,18	0,98
+0,2	45,25	19,76
+0,074	24,05	18,43
-0,074	20,57	60,83
Итого:	100	100

В таблице 3 представлены значения, полученные при одинаковой плотности (+/- 50 г/л) во время проведения замеров в период пуско-наладочных работ до и после оптимизации режимов работы сгустителя.

Оптимизация режима работы сгустителя позволила увеличить удельную производительность фильтров КДФ и регулировать остаточную влажность отвальных хвостов в зимний период.

Промышленные фильтры КДФ-108 работают в диапазоне удельной производительности 450-550 $\text{кг/м}^2\cdot\text{ч}$ с остаточной влажностью на уровне 8,5-9 % в летний период времени и с удельной производительностью 200-230 $\text{кг/м}^2\cdot\text{ч}$ и остаточной влажностью на уровне 6,0-6,5 % в зимний период.

Таблица 2. Показатели работы при различных скоростях вращения вала и различной плотности питания

Скорость вращения вала, об/мин	Удельная производительность, кг/м ² ч		Остаточная влажность, %	Плотность питания, г/л
	по влажному осадку	по сухому осадку		
0,8	230	219	4,8	1180
0,6	238	227	6,2	1210
0,6	250	236	5,8	1230
0,6	240	226	5,6	1190
0,6	250	235	6,0	1230
0,5	250	233	6,8	1210
Повышение плотности суспензии за счёт оптимизации режимов работы сгустителя				
0,8	516	473	8,3	1500
0,8	510	466	8,6	1480
1,0	562	513	8,8	1520
1,0	587	537	8,6	1500
1,0	642	575	9,0	1530
0,8	541	494	8,6	1510

Показатели вакуума при наборе осадка находятся на отметке $-0,75 \div -0,85$ бар, вакуум при сушке $-0,8 - -0,9$ бар. Раздельный вакуум в зонах набора и сушки позволяет более точно выполнять требования заказчика по соотношению влажности и производительности вакуумного дискового фильтра КДФ.

В ближайшей перспективе законодательство, регламентирующее вопросы складирования хвостов, будет оказывать значительное влияние на выбор способа складирования хвостов.

Для обеспечения эффективности предприятий придётся разрабатывать стратегии управления и эксплуатации хвостовыми хозяйствами, которые будут учитывать требованиям местных жителей и акционеров. Уже имеются технологии для достижения этих целей.

При этом наилучшие результаты достигаются в том случае, если при определении оптимального решения по складированию хвостов учитываются проектные риски и расходы в течение всего срока службы месторождения.

Оптимальным решением при выборе оборудования, на основании опыта промышленной эксплуатации, является керамический дисковый фильтр (КДФ).

Intensification of dewatering technology on ceramic disc vacuum filters of dump tailings of tin enrichment for the purpose of subsequent dry storage

Dmitrakova U.V., Cherkashin V.E.

The article describes the experience of introducing dry storage technology at an existing enterprise under conditions of dewatering of tin tailings using KDF ceramic disc filters. Performance indicators in optimal modes are also presented. The construction and commissioning of the pulp dewatering plant allowed the company to switch to year-round operation with an increase in annual production capacity by 2.6 times.

**МЕДИКО-ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОБРАЩЕНИЯ С ОТВАЛАМИ
РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

И.Ф. Вольфсон, Е.Н. Левченко

ФГБУ Институт минералогии, геохимии и кристаллохимии редких элементов (ИМГРЭ)
Роснедра, Москва, Российская Федерация, e-mail: *rosgeo@yandex.ru, lev_imgre@rambler.ru*

Проблема обращения с отвалами и отходами горнодобывающих производств и обогащительных фабрик в масштабах страны остаётся нерешённой и, прежде всего, в сфере законодательной. Вслед за этим множатся противоречия социально-экономического и медико-экологического характера.

Проблема обращения с отвалами и отходами горнодобывающих производств и обогащительных фабрик в стране остаётся нерешённой. Она включает в себя как юридические, так и социальные аспекты. Предпринимаемые попытки объединить интересы в той и другой сторон в рамках существующего законодательства путём внесения соответствующих поправок в законы «О Недрах», «О техническом регулировании» и в закон «Об отходах производства и потребления» в настоящее время не находят адекватного решения, которое видится в признании отвалов «техногенными месторождениями», а их содержимого «техногенным минеральным сырьём» [1]. Вслед за незавершённой законодательной работой множатся проблемы социально-экономического и медико-экологического характера предприятий добычи и переработки минерального сырья.

В сфере недропользования на территории России ежегодно накапливается более 5-7 млрд.т отходов, а перерабатывается на ГОКах и ОФ менее 1,5 млрд. т полезных ископаемых в основном для строительной индустрии. Наибольшее количество отходов накоплено в регионах с развитой горнодобывающей и горноперерабатывающей промышленностью (Урал, Приморский край, Карело-Кольский регион, Центральные районы Европейской части России, южные районы Сибири), т.е. в регионах, где имеет место значительная техногенная нагрузка на компоненты окружающей среды и здоровье населения [4].

Техногенные отходы большинства горнодобывающих предприятий являются комплексным минеральным сырьём. Доля неизвлекаемых основных и особенно попутных компонентов очень велика. Считается, что ресурсы благородных и цветных металлов, других полезных компонентов в техногенных отходах равноценны открытию новых крупных месторождений. Так, при реализации ФЦП «Переработка техногенных образований Свердловской области (1996-2001 гг.)» при переработке 25,0 млн. т отходов было получено 35,0 тыс. т меди и медного концентрата, 2,0 тыс. т цинка, металлопродукта – около 1 млн. т, феррохрома – 7,5 тыс. т, сульфата алюминия – 32,4 тыс. т. и др.

Запасы месторождений богатых и легкообогатимых руд по всем видам полезных ископаемых подходят к концу, настаёт черед руд бедных, труднообогатимых (в том числе упорных), а также отвальных и техногенных продуктов: шлаков, хвостов и так далее [3]. Кроме того, минеральный состав и структура рудного и техногенного сырья постоянно усложняются, растёт многообразие их типов, а ГОКи при этом стремятся к максимальному извлечению ценных компонентов из руды и одновременно к более экологичному производству.

Как подземный, так и открытый способы добычи руд металлов формируют значительные объёмы продуктов отработки месторождений, которые складываются в виде отвалов на поверхности вблизи самих месторождений и рудников. В то время как отвалы месторождений, содержащие высокие концентрации металлов содержащих минералов, загрязняют окружающую среду, создавая критические концентрации тяжёлых металлов и потенциально токсичных элементов в окружающей среде постепенно, продолжительные периоды времени, следующие вслед за добычей техногенические процессы, связанные с переработкой и обогащением минерального сырья, приводят к острым требующим безотлагательного решения экологическим проблемам. Например, дробление и измельчение руды, имеет целью сепарацию минералов от рудной массы, называемой пустой породой.

Для повышения эффективности сепарации, добытую руду измельчают до размера зёрен минералов. Очень тонко измельчённый материал, остающийся после сепарации, так называемые хвосты, может, наряду с минералами вмещающих пород, содержать остаточные концентрации рудных минералов и являться источником токсического воздействия на окружающую среду.

Хвосты в силу минимального размера частиц составляющего их материала легко подвергаются ветровому разносу, их компоненты могут переноситься поверхностными водотоками. В составе содержимого хвостохранилищ присутствуют элементы, входящие в состав рудных минералов, а также повышенные концентрации рассеянных элементов, которые зачастую являются такой же угрозой окружающей среде, что и основные компоненты добываемых руд. Среди элементов-примесей, возможно, наиболее распространённым элементом является кадмий. Он широко распространён в рудах цинка в концентрации в отдельных рудных образцах свыше 4,4 %.

На примере воздействия кадмия на организм человека можно рассмотреть особенности медицинских последствий деятельности горнодобывающих предприятий. Одним из наиболее значимых примеров металлозависимых заболеваний является итай-итай (Itai-itai Disease).

Территорией распространения итай-итай является бассейн реки Jintsu (Jintsu River basin) в префектуре Тойама (Toiyama Prefecture) в Японии вблизи рудника по добыче цинка. Почвы и песок привносились водным потоком и оседали на дне реки. Каждый раз, после того как дамбы разрушались, рисовые чеки и поля покрывались осадками, загрязнёнными кадмием, что приводило к устойчивому загрязнению почв. Кадмий накапливался в сельскохозяйственных продуктах, в первую очередь в рисе. Жители также использовали воду реки для питья и приготовления пищи и полива. Кадмий, таким образом, накапливался в организме человека, что приводило к возникновению очагов заболеваемости итай-итай (6, Ron Fuge 2005).

В качестве ещё одного примера рассмотрим Шерловогорское оловянно-полиметаллическое месторождение в Забайкалье, которое разрабатывалось открытым способом до 1993 г. В настоящее время вопрос об использовании отвалов данного редкометаллического объекта обсуждается, однако экологическая обстановка на объекте оценивается, как угрожающая здоровью населения. Площадь данного рудного узла более 10 кв. км. Олово-полиметаллические руды содержат касситерит, станин, галенит, сфалерит, арсенопирит, пирит, блеклые руды и продукты их окисления, представленные скородитом, миметезитом, бетантитом, плюмбоарозитом, малахитом, бисмутит, мелантеритом, гидрогемптитом, гидроокислами железа и марганца. Только во

вмещающих грейзенизированных гранитоидах содержание мышьяка по 28 пробам массой до 2 кг составляет в среднем 1372 г/т, циркония 178 г/т, рублидия 271 г/т, свинца 437 г/т, цинка 141 г/т, кадмия 0,3 г/т. Проведенные исследования показали опасное загрязнение почв мышьяком вблизи хвостохранилища, превышающее ПДК в два раза [5].

По классификации, разработанной Международным институтом изучения рака в Лионе, мышьяк отнесён к группе веществ, канцерогенные свойства которых доказаны эпидемиологическими исследованиями. Степень воздействия и последствий для здоровья человека определяется валентным состоянием этого элемента. Наиболее опасен неорганический трёхвалентный мышьяк – продукт метаболизма мышьяка в организме.

Применение и исполнение Федерального закона «Об отходах производства и потребления» должно ограничиваться экологическими аспектами, которые, как и законы «Об охране окружающей среды» и «Об экологической экспертизе» должны обеспечивать экологическую безопасность утилизации отходов путём государственного надзора и контроля в области обращения с отходами.

Хотя экология и не является сферой воспроизводства минеральных природных объектов и сферой использования техногенных минеральных ресурсов, однако, проблема утилизации отходов, в первую очередь, проблема экологическая, т.к. утилизация отходов с целью извлечения полезных компонентов с применением имеющихся или создаваемых инновационных технологий может привести к получению ещё более токсичных отходов-хвостов, к возникновению отходов III класса опасности и более. Проблема обращения с отвалами и отходами горнодобывающих производств и обогатительных фабрик в масштабах страны находится в стадии принятия решений в сфере законодательства. Общепризнана проблема социально-экономического плана – недополучение горнодобывающими предприятиями продукции с добавленной стоимостью.

Авторы предлагают при внесении дополнений и изменений в законодательные документы обратить внимание не только на ухудшение экономической и экологической обстановки вблизи ГОКов и ОФ, но и на рост заболеваемости населения. Решение данной проблемы видится в тщательном изучении и применении знаний и навыков актуального научного направления – медицинской геологии, в центре внимания которого здоровье профессионалов и населения, вовлечённых в производственные процессы и находящихся под постоянным воздействием продуктов переработки минерального сырья [2].

Список использованных источников

1. Аксенов Е.М., Вольфсон И.Ф., Подтуркин Ю.А. и др. Техногенное минеральное сырьё — как подотрасль минерально-сырьевой базы обеспечения национальной экономической безопасности // Разведка и охрана недр. – 2021. – № 4. – С. 5-9.
2. Вольфсон И.Ф. Медицина и геология: на пути к взаимопониманию / Разведка и охрана недр. – 2023. – № 1. – С. 38-43.
3. Данилов Н.И., Смирнов Л.А., Лещиков В.И. Опыт утилизации техногенных образований в Свердловской области / Минеральные ресурсы России. – 2000. – №6. – С. 41-51.
4. Левченко Е.Н., Волкова Н.М. Влияние горнопромышленных предприятий на экологическую обстановку Северо-Западного федерального округа на примере Мурманской области / Разведка и охрана недр. – 2023. – № 1. – С. 53-63.
5. Солодухина М.А., Юргенсон Г.А., Горячкина А.Г. К вопросам изучения геохимии и минералогии мышьяка в степном ландшафте (на примере Шерловогорского горнорудного района) / Материалы международной конференции: Экологическая геология и рациональное недропользование: изд-во СПбГУ. 2003. С.74-75.

6. Ron Fuge (2005). Anthropogenic sources Chapter 3. In Selinus O., Alloway B., Centeno JA, Finkelman RB, Fuge R., Lindh U., Smedley P. (eds) (2005) Essentials of Medical Geology (820 p). Amsterdam. Elsevier, 43-59.
-

Medical and environmental aspects of handling dumps of rare metal deposits

Volfson I.F., Levchenko E.N.

The problem of handling dumps and waste from mining and processing plants throughout the country remains unresolved, and, above all, in the field of lawmaking. Following this, contradictions of a socio-economic and medical-ecological nature are multiplying.

**ЭКОЛОГОЩАДЯЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ***

Л.В. Шумилова, А.Н. Хатькова, К.К. Размахнин, М.Ф. Простакишин

Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация
e-mail: shumilovalv@mail.ru

Представлены результаты экспериментального исследования Технологии Альбион (Albion Process) для переработки золотосодержащих сульфидных флотационных хвостов ЗИФ на основе применения бинарной комплексообразующей системы. Установлены оптимальные технологические параметры, позволяющие извлечь 86,7 % золота.

В последние годы отмечается активный рост перехода с классических технологий обогащения на вариант выщелачивания труднообогатимых золотосодержащих и комплексных золотосодержащих руд. Отходы переработки таких типов руд также являются упорными (тонкая – эмульсионная вкрапленность золота в пирите, халькопирите, арсенопирите; наличие бинарных минералов золота с мышьяком, золота с железом, золота с медью; наличие сорбционно-активного органического углеродистого вещества). Актуальной проблемой является разработка экологощадящих технологий переработки лежалых золотосодержащих флотационных хвостов.

Объект исследований – Технологии Альбион для переработки золотосодержащих сульфидных флотационных хвостов ЗИФ на основе применения заменителя цианида.

На 1 января 2018 года в хвостохранилище Дарасунского рудника (рисунок а), применяемого цианидную технологию, сконцентрировано 1923 тыс. т хвостов флотации, содержащих 1308 кг золота, 1971 кг серебра, 5595 т меди, 8019 т мышьяка.

Хвостохранилище располагается в 2 км южнее посёлка Вершино-Дарасунский на правом борту долины рч. Дарасун. Пульпа хвостов содержит большое количество различных цианидов: $As(CN)_3$, $S(CN)_2$, $CuCN$, $AgCN$, цианидные ацидокомплексы, гомолигандные и гетеролигандные комплексы, которые не растворяются в воде и дают

* Работа выполнена в рамках реализации проекта РНФ 22-17-00040 «Научное обоснование и разработка экологически чистых безотходных технологий переработки природного и техногенного минерального сырья» (2022-2023 гг.)

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

устойчивые соединения, содержащие от 2 до 4 и более лигандов CN, и поэтому через ложе хвостохранилища и шламохранилища классического способа сооружения (без гидроизолированного основания), мигрируют в водоносные горизонты (рисунок б).

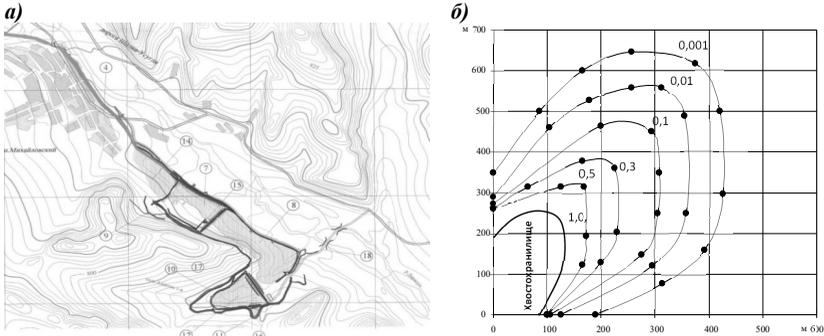


Рисунок. Карта хвостохранилища Дарасунского рудника (фрагмент) и распределение цианида в водоносном горизонте:

а) 4 – трасса магистрального пульповода и водовода оборотной воды; 7 – хвостохранилище 1 секция; 8 – хвостохранилище 2 секция; 9 – нагорная канава хвостохранилища; 10 – нагорная канава шламохранилища; 11 – пусковое шламохранилище; 12 – основное шламохранилище; 14 – хвостохранилище 1 очереди; 15 – насосная станция; 16 – площадка станции нейтрализации; 17, 18 – технологическая автодорога; б) концентрационные поля распределения цианида в водоносном горизонте по результатам натурных наблюдений

В настоящее время Технологии Альбион (Albion Process) позиционируется, как альтернатива автоклавному окислению. В мире Технология Альбион применяется только на трёх заводах для переработки концентратов, полученных из упорных руд цветных и драгоценных металлов: Испания и Германия (сульфидный концентрат цинка), Доминиканская Республика (золото и серебросодержащий концентрат). Технология Альбион, предназначенная для выщелачивания самых разных видов минерального сырья, запатентованная в 1993 г австралийской компанией «Mount Isa Mines» («Xstrata Plc»), обладает рядом преимуществ: низкие капитальные затраты; высокая эффективность; стабильность высокого извлечения (до 97% применительно к упорным золотосодержащим концентратам и выше 99% применительно к халькопиритным медным концентратам); сниженные риски по безопасности по сравнению с автоклавным окислением (ПОх); низкие эксплуатационные расходы; быстрый ввод установки в эксплуатацию; простота в обслуживании.

Проведены лабораторные исследования извлечения золота из флотационных хвостов. За основу принята Технология Альбион (ультратонкое измельчение, выщелачивание в реакторах) с элементами новизны:

- 1) применения окислителя: озono-воздушная смесь, подогрев пульпы;
- 2) переработка хвостов малотоксичными растворителями золота (тиомочевина, глицин) в присутствии сильного окислителя (H_2O_2).

Проведены экспериментальные исследования влияния длительности процесса выщелачивания, концентрации тиомочевины, концентрации серной кислоты, концентрации окислителей на извлечение золота с целью определения оптимальных

технологических параметров. При проведении серии опытов на пробе массой 2,0 кг установлены следующие оптимальные условия:

I стадия сверхтонкого измельчения в струйной (планетарной) мельнице для создания напряжения в кристаллической решётке и увеличения поверхности сульфидов: тонина помола – 90 % кл. 10 мкм;

II стадия предварительного окислительного выщелачивания при атмосферном давлении в присутствии озона (концентрация смеси 100 мг/л): продолжительность – 6 ч.; рН–2,5; температура –60°C;

III стадия выщелачивания с применением бинарной комплексобразующей системы (тиокарбамид + глицин) в присутствии H₂O₂: соотношение Т:Ж = 1: 4; концентрация, %: тиомочевины – 0, 6, серной кислоты – 2,0; H₂O₂ – 0,4; глицина – 0,4 моль/л; продолжительность выщелачивания – 10 ч.

Получено извлечение золота из техногенного сырья при двухстадийном выщелачивании 86,7 %. Для экономической эффективности процесса необходимо определить отношение золота к сульфидной сере в хвостах. Таким образом, с помощью Технологии Альбион можно эффективно перерабатывать сырьё, содержащее большое количество токсичных элементов (мышьяк), оптимизировать взаимодействие (коэволюцию) природной и техногенной подсистем и сократить ореолы загрязнения экосистем токсичными отходами золотодобычи.

Environmentally friendly technologies for processing gold-containing man-made raw materials

Shumilova L.V., Khatkova A.N, Razmakhnin K.K., Prostakishin M. F.

The results of an experimental study of the Albion Process technology for processing gold-containing sulfide flotation tailings of ZIF based on the use of a binary complexing system are presented. Optimal technological parameters have been established to extract 86.7% of gold.

НАУЧНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПРОЦЕССА ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ И КОНСТРУКЦИИ АППАРАТОВ ДЛЯ ЭФФЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ САПОНИТСОДЕРЖАЩЕГО ПРОДУКТА И ОБЕСШЛАМЛИВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ВОД ОФ АО «СЕВЕРАЛМАЗ»

В.Г. Миненко

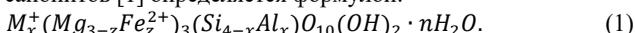
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова
РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: vladi200@mail.ru

На основе анализа результатов расчётов зарядов слоя, тетраэдрических и октаэдрических сеток, поверхностной плотности заряда сапонита и экспериментальных исследований по изучению его электрохимических свойств в поле постоянного электрического тока научно обоснован процесс электрохимической сепарации техногенных вод ОФ АО «Севералмаз» и параметры конструкции аппарата для его реализации.

Уникальные свойства сапонита (высокая ёмкость катионного обмена, набухание и реологические свойства, гидратация и дегидратация, связывающая способность и способность реагировать с неорганическими и органическими реагентами) являются результатом слоистого характера кристаллической структуры, содержащей слабосвязанные катионы; малого размера частиц и большой удельной площади поверхности. Сапонит отличается от других смектитов тем, что отрицательный тетраэдрический заряд из-за замещения Si^{4+} на Al^{3+} намного больше и всегда перевешивает любой возможный положительный заряд октаэдрического слоя.

Структуру смектитов можно представить как совокупность силикатных слоёв (две тетраэдрические и одна октаэдрическая сетка – 2:1 слои), разделённых межслоевыми промежутками, которые заполнены молекулами воды и обменными катионами.

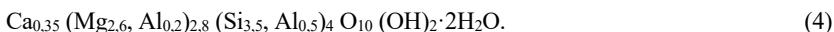
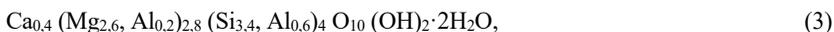
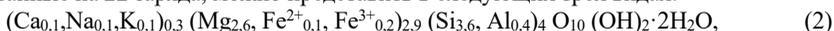
Сапониты входят в тройку распространённых минералов группы смектита. Идеализированный состав сапонитов [1] определяется формулой:



В литературе предложено в зависимости от величины x выделять низко зарядные ($0.15 \leq x < 0.5$) и высокозарядные ($x \geq 0.5$) сапониты; по степени железистости: Mg-сапонит ($0 < Z \leq 0.75$), Mg- Fe^{2+} -сапонит ($0.75 < Z \leq 1.5$), Fe^{2+} -Mg-сапонит ($1.5 < Z \leq 2.25$) и Fe^{2+} -сапонит ($Z > 2.25$).

Химический состав сапонитов сильно варьируется из-за замещений Fe^{3+} и Al^{3+} на Fe^{2+} и Mg^{2+} в октаэдрическом листе и Si^{4+} на Al^{3+} и Fe^{3+} – в тетраэдрическом листе [5, 6].

На основе анализа литературы [2], с учётом минерального и химического составов кристаллохимические формулы сапонита Архангельской кимберлитовой провинции, рассчитанные на 22 заряда, можно представить в следующих трёх видах:



На основе данных формул и кристаллохимической классификации сапонитов можно сделать вывод о том, что исследуемые сапониты Ломоносовского ГОКа относятся к Mg-сапонитам и характеризуются средnezарядной разновидностью ($x = 0.3-0.4$, находится в области между низкозарядными ($0.15 \leq x < 0.5$) и высокозарядными ($x \geq 0.5$) сапонитами).

В структурной минералогии глин расчёт заряда проводится на основе анализа структурных формул минерала. Такой расчёт позволяет получить величины тетраэдрического и октаэдрического зарядов, заряда слоя и суммарную величину всего заряда минерала [3]. Определение заряда слоя производится на основе структурной формулы по избытку отрицательного заряда на формульную единицу. Заряды слоёв компенсируются эквивалентным количеством катионов-компенсаторов. Заряды тетраэдрических сеток рассчитываются как разность между теоретическим анионным зарядом сетки -16.0 и суммой зарядов тетраэдрических катионов. Аналогичным образом заряды октаэдрических сеток находятся как разница между теоретическим зарядом анионной октаэдрической сетки -6.0 и суммой зарядов октаэдрических катионов.

Приведённые выше расчёты предполагают, что анионный заряд формульной единицы равен -22.0. По величине суммы тетраэдрического (x) и октаэдрического (y) зарядов возможно определить поверхностную плотность заряда (σ_0), под которой понимается величина некомпенсированного заряда слоя, отнесенная к единице площади базальной поверхности минерала (Кл/м²) [3]:

$$\sigma_0 = 1,602 \cdot 10^{-19} \cdot (x+y)/ab. \quad (5)$$

Для сапонита параметры ячейки: $a = 5,3 \text{ \AA}$, $b = 9,21 \text{ \AA}$ [4].

Ещё одна важная характеристика распределения зарядов на поверхности глинистых частиц – площадь базальной поверхности минерала (A_c), приходящаяся на один межслоевой катион при условии монослойного расположения катионов в межслойном пространстве [3]:

$$A_c = ab/2 \cdot (x + y) [\text{\AA}^2/\text{заряд}]. \quad (6)$$

Таким образом, с учётом анализа литературных данных установлены возможные формулы сапонита Архангельской алмазоносной провинции, на основе которых рассчитаны величины: - заряда слоя равные: -0,4; -0,8 и -0,7; - заряды тетраэдрических сеток: -0,4; -0,6 и -0,5; - заряды октаэдрических сеток: 0; -0,2 и -0,2; - поверхностная плотность заряда: 13,1 мкКл/см²; 26,3 мкКл/см² и 23,0 мкКл/см²; площадь базальной поверхности минерала, приходящаяся на один межслоевой катион: 61,01 $\text{\AA}^2/\text{заряд}$; 30,51 $\text{\AA}^2/\text{заряд}$ и 34,86 $\text{\AA}^2/\text{заряд}$.

Электроосмотические и электрофоретические свойства сапонитсодержащих суспензий. Если поместить суспензию глинистых частиц в аппарате с электродами с заданной разностью потенциалов, то часть ионных гидратных комплексов, входящих в диффузную часть ДЭС, начнёт перемещаться к катоду, увлекая молекулы воды в соответствии с величиной их гидратного числа, тогда как отрицательно заряженные частицы глины начнут перемещаться к аноду. Т.е. в постоянном электрическом поле можно реализовать процесс обезвоживания сапонитсодержащей суспензии.

Для определения заряда сапонита и возможности обезвоживания тонкодисперсных суспензий в поле постоянного тока проведены измерения величины дзета-потенциала поверхности частиц сапонита, их электрофоретической скорости к аноду и осмотической скорости движения воды к катоду. Установлено, что величина дзета-потенциала (ζ) поверхности частиц сапонита, определённая методом «электроосмоса» (таблица 1), изменялась в области отрицательных значений от -55 до -42,7 мВ и в незначительной степени зависела от подаваемого на электроды напряжения (U). Тогда как наблюдалась чёткая зависимость электроосмотической скорости (v) движения воды между катодом и анодом от напряжения при его изменении с 10 до 60 В.

Таблица 1. Дзета-потенциал (ζ) поверхности сапонита и скорость перемещения жидкости (v) методом «электроосмоса»

U, В	10	20	30	40	50	60
I, mA/(I _s , A/m ²)	0.12/(11.9)	0.25/(25.9)	0.39/(40.5)	0.51/(52.9)	0.62/(64.3)	0.74/(76.8)
ζ , мВ	-55	-47,9	-47,2	-44,8	-42,9	-42,7
v, мкм/сек	28,5	54	82,8	102,8	119,7	142,2

Установлено, что с высоким коэффициентом корреляции зависимость электроосмотической скорости движения воды (U_0 , мкм/с) от величины напряжения (разницы потенциалов) на электродах ($U = \Delta\varphi$, В) описывается линейным уравнением:

$$U_0 = k \cdot \Delta\varphi = U_{осм} \cdot \Delta\varphi / l = 2,47 \cdot \Delta\varphi. \quad (7)$$

Тогда с учётом выражения (7) – электроосмотическая подвижность воды ($U_{осм}$) в поле напряжённостью 1 В/м (расстояние между электродами 2,0 см) составит: $4,94 \cdot 10^{-8} \text{ м}^2/\text{В} \cdot \text{с}$.

Методом «электрофореза» определена электрофоретическая скорость частиц сапонита к аноду в зависимости от напряжения (таблица 2).

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

С высоким коэффициентом корреляции зависимость электрофоретической скорости движения частиц сапонита (U_0 , мкм/с) от величины потенциала на электродах ($\Delta\varphi$, В) описывается линейным уравнением:

$$U_0 = k \cdot \Delta\varphi = U_{эф} \cdot \Delta\varphi / l = 0,3 \cdot \Delta\varphi. \quad (8)$$

Тогда с учётом выражения (8) – электрофоретическая подвижность частицы ($U_{эф}$) в поле напряжённостью 1 В/м (расстояние между электродами 1,0 см) составит $0,3 \cdot 10^{-8}$ м²/В·с.

Таблица 2. Дзета-потенциал (ζ) поверхности сапонита и электрофоретическая скорость (v) перемещения частиц к аноду методом «электрофореза»

U, В	10	20	30	40	50	60
ζ , мВ	-17,9	-20,01	-17,04	-19,56	-22,4	-22,55
v , мкм/сек	2,52	5,64	7,2	11,02	15,77	19,06

Разница в значениях дзета-потенциала частиц сапонита, определённых методами «электроосмоса» и «электрофореза», объясняется тем, что в первом случае определение основано на перемещении жидкости в минеральной навеске под действием электрического поля, а во втором – на явлении перемещения отдельной минеральной частицы. Электрофоретическая подвижность частиц сапонита на порядок ниже электроосмотической подвижности воды, что обусловлено высокой подвижностью катионов. Таким образом, конструкция электрохимического сепаратора должна обеспечивать возможность регулирования величины потенциала электродной системы от 0 до 60 В, анодной плотности тока – от 11,9 до 76,8 А/м² (см. таблицу 1), максимальную электрофоретическую скорость частиц сапонита – 19,06 мкм/с, электроосмотическую скорости воды – 142 мкм/с.

С учётом вышеуказанных рекомендаций разработаны исходные данные для изготовления экспериментального образца электрохимического сепаратора для очистки и обесшламливания техногенных вод ОФ Ломоносовского ГОКа с попутным получением сапонитсодержащего продукта (таблица 3).

Таблица 3. Параметры экспериментального электрохимического сепаратора

Параметр	Ед. изм.	Величина
Расстояние между электродами	мм	10
Максимальная продолжительность обработки	с	120
Рабочее напряжение	В	30 – 60
Анодная плотность тока	А/м ²	45 – 76,8
Диаметр барабана	мм	110
Длина барабана	мм	195
Частота вращения барабана	мин ⁻¹	0,5 – 60
Рабочий объем ванны	мдм ³	200
Максимальная токовая нагрузка	А	4

Таким образом, на основе анализа электроповерхностных и физико-химических свойств дисперсных частиц в поле постоянного электрического тока, результатов теоретических и экспериментальных исследований по изучению электрических свойств сапонитсодержащих продуктов научно обоснован процесс электрохимической сепарации и вскрыт механизм извлечения сапонитсодержащего продукта из техногенных вод предприятий АО «Севералмаз», заключающийся в электрофоретическом закреплении отрицательно заряженных тонкодисперсных частиц сапонита на аноде, и электроосмотическом движении и выделении осветлённой воды на катоде.

Установлены эмпирические зависимости электроосмотической скорости движения воды и электрофоретической скорости движения частиц сапонита от величины потенциала на электродах, с учётом которых разработаны исходные данные для изготовления экспериментального образца электрохимического сепаратора для очистки и обесшламливания техногенных вод ОФ Ломоносовского ГОКа с попутным получением сапонитсодержащего продукта

Список использованных источников

1. Дриц, В.А. Глинистые минералы: смектиты, смешанослойные образования / В.А. Дриц, А.Г. Коссовская. – М.: Наука, 1990. – 214 с.
 2. Коссовская А.Г., Дриц В.А. Геокристаллохимия сапонитов и связанных с ними слоистых силикатов в преобразованных океанических базальтах // Кристаллохимия минералов и геологические проблемы. – М.: Наука. 1988, – № 5. – С. 3-18.
 3. Осипов В.И., Соколов В.Н. Глины и их свойства. Состав, строение и формирование свойств. М.: ГЕОС, 2013. – 576 с.
 4. Сапонит [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <https://deru.abcdef.wiki/wiki/Saponit>
 5. Decarreau A., Bonnin D. Synthesis and crystallogensis at low temperature of Fe(III)-smectites by evolution of coprecipitated gels: Experiments in partially reducing conditions // Clay Minerals. – 1986. – Vol. 21 (5). – P. 861-877.
 6. Jasmund K., Galagy G. Tonminerale und Tone. Struktur, Eigenschaften, Anwendung und Einsatz in Industrie und Umwelt. – Darmstadt: Steinkopff Verlag, 1993. – 490 p.
-

Scientific substantiation of the process of electrochemical separation and the design of apparatuses for the effective extraction of the saponite-containing product and desliming of technogenic waters of the EP of JSC "Severalmaz"

Minenko V.G.

Based on the analysis of the results of calculations of the layer charges, tetrahedral and octahedral networks, the surface charge density of saponite and experimental studies on the study of its electrosurface properties in the field of direct electric current, the process of electrochemical separation of industrial waters of the EP «Severalmaz» JSC and the design of devices for its implementation are scientifically substantiated.

СПОСОБ ОБЕЗВРЕЖИВАНИЯ ОПАСНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОТХОДОВ

В.В. Тихонов¹, Н.В. Тихонов², Ю.В. Пасечников¹

¹Томский политехнический университет, г. Томск, Российская Федерация

²Кузбасский государственный технический университет, г. Кемерово, Российская Федерация,
e-mail: pasechnikov@tpu.ru

Работа посвящена разработке способа обезвреживания технологических отходов электронной промышленности. Показано, что переработка GaAs-содержащих материалов путём их гранулирования со связующим натриевым жидким стеклом позволяет перевести их из 2 класса опасности в безопасный 4 класс.

Проблема утилизации техногенных отходов в целом и отходов электронной промышленности в частности, стоит в настоящее время как нельзя остро. Количество электронных отходов, производимых странами мира в расчёте на одного жителя увеличилось за последние 5 лет на 20 %, достигнув почти 7 кг в год или до 53-55 миллионов тонн. [1]. Так, в ходе технологического процесса производства полупроводников, после операций эрозионного пиления и шлифовки, образуются тонкодисперсные шламы с высоким содержанием GaAs, относящиеся ко второму классу опасности и требующие в связи с этим особых условий, как хранения, так и утилизации. Растущее использование GaAs в электронных устройствах вызывает опасения суммарного увеличения количества отвального шлама, возможного его попадания в окружающую среду и связанных с этим потенциальных рисков для здоровья населения, так как при утилизации шламов, содержащих GaAs путём захоронения их на полигонах, возможно выделение мышьяка в существенных количествах. К тому же проведённые в последние годы в разных странах исследования показали явно выраженный канцерогенный характер этого материала, а также отрицательное воздействие на почти все органы и системы живого организма.

Перед авторами была поставлена задача по разработке способа и технологии переработки GaAs-содержащих тонкодисперсных шламов с переводом их в безопасное состояние.

Существующие методы переработки отходов 1 и 2 классов можно условно разделить на две основные группы – извлечение (разделение) и инактивацию (пассивирование). Выбор определённого способа переработки опасного отхода зависит от его специфики и требований безопасности.

Предполагалось, что это может быть сульфатизация, химическое или биологическое выщелачивание, цементирование, остекловывание, битумирование и т.д. У каждого из этих способов есть и преимущества, и недостатки [2].

Согласно разработанной и внедрённой авторами в 2018 году технологической схеме, высокодисперсные (до 90 % частиц размером менее 3 мкм) GaAs-отходы после частичного обезвоживания подвергались гранулированию в модернизированном тарельчатом грануляторе с раствором натриевого жидкого стекла в качестве связующего до размера гранул 2,5 мм. Прочность свежизготовленных гранул достаточна для их транспортировки без разрушения и связанного с этим пыления, а высушенные в дальнейшем при температуре 80-95°C в течение 120-180 минут гранулы показали прочность на сжатие в цилиндре до 21 МПа.

Химическая стойкость гранул, определённая по методике ГОСТ 27753.2-88 показала, что содержание мышьяка, экстрагированного из гранул в водную вытяжку, не превышает предельно допустимых концентраций, установленных гигиеническими нормами ГН 2.1.7.2042-06 «Ориентировочно-допустимые концентрации химических веществ в почве». Полученный результат в свою очередь подтверждается результатами атомно-эмиссионной спектроскопии водной вытяжки.

При проведении биотестирования в соответствии с СП 2.1.7.1386-03 определялась смертность биообъектов при совместном культивировании с водным экстрактом GaAs-содержащего отхода в гранулированном виде. Было установлено, что водная вытяжка оказывает вредное воздействие на гидробионты *Daphnia magna* через 48 часов (процент погибших дафний равен 58,9). Согласно рекомендациям СП 2.1.7.1386-03, этот показатель соответствует 4 классу опасности исследуемого материала. Эти же

исследования, проведённые в 2023 г. после хранения гранулированного материала в течение 5 лет, не показали заметного изменения их токсичности.

Полученные результаты позволяют сделать вывод о том, что переработка шлама GaAs-содержащих отходов путём их гранулирования со связующим натриевым жидким стеклом позволяет перевести их из 2 класса опасности в безопасный 4 класс, предоставляя возможности как депонирования гранулированного продукта, так и дальнейшей его переработки на специализированном предприятии с целью извлечения галлия, либо использования в других технологиях.

Список использованных источников

1. Соболев И.А., Ожован М.И., Щербатова Т.Д. и др. Стекла для радиоактивных отходов – М.: Энергоатомиздат, 1999 - 240 с.
 2. Наркевич И.П., Печковский В.В. Утилизация и ликвидация отходов в технологии неорганических веществ. – М.: Химия, 1984. - 240 с.
-

Method for neutralizing hazardous technological wastes

Tikhonov V.V., Tikhonov N.V., Pasechnikov Yu.V.

The work is devoted to the development of a method for neutralizing technological waste from the electronic industry. It is shown that the processing of GaAs-containing materials by granulating them with a binder of sodium liquid glass makes it possible to transfer them from hazard class 2 to safe class 4.

ИМПОРТОЗАМЕЩАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТХОДОВ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО РЕГИОНА РФ*

П.С. Гордиенко, С.Б. Ярусова, Г.Ф. Крысенко, М.А. Медков

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук, Владивосток, Российская Федерация, e-mail: yarusova_10@mail.ru

В работе обобщены результаты исследований, связанных с вопросами комплексной переработки техногенных отходов крупных промышленных предприятий, расположенных в Дальневосточном регионе РФ. На примере хвостохранилищ, расположенных на территории Приморского края, показано, что комплексный подход к переработке руд и отходов позволит обеспечить промышленным предприятиям дополнительную сырьевую базу для выпуска новой, в том числе, импортозамещающей, продукции.

В основе независимой промышленной и технологической политики лежит стратегия импортозамещения с ориентацией на внутреннего производителя и поиск собственных современных решений в различных областях науки и техники, что позволит в будущем сохранять стабильно высокий уровень технологической безопасности и переживать глобальные кризисы с наименьшими потерями [1].

В связи с введёнными в отношении РФ санкционными ограничениями поменялся и подход к импортозамещению. Если ранее при запуске проектов учитывалась их

* Работа выполнена в рамках гос. задания Института химии ДВО РАН № FWFN(0205)-2023-0002.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

экономическая обоснованность, то в данный момент появилось большое число направлений, требующих выпуска российской продукции независимо от ее рентабельности, что является основой технологического суверенитета.

В соответствии с Перечнем поручений по результатам проверки исполнения законодательства и решений Президента, направленных на развитие перспективной минерально-сырьевой базы (от 28.06.2022 г. № Пр-1130) Правительству Российской Федерации поручено разработать и реализовать комплекс первоочередных мероприятий по формированию спроса на отечественные твёрдые полезные ископаемые, в т. ч. редкие и редкоземельные металлы, титан, литий, марганец, бериллий, тантал, вольфрам, в отдельных критически важных секторах экономики (металлургия, ОПК, химическая, медицинская промышленность, строительство).

В связи с этим необходим более детальный анализ и постоянное совершенствование стратегии социально-экономического развития каждого региона России, включая определение приоритетов развития комплекса для создания необходимой, высокотехнологичной продукции на долгосрочную перспективу.

К числу главных конкурентных преимуществ Дальнего Востока России относятся огромные запасы природных ресурсов (рудные и нерудные полезные ископаемые, водные биологические ресурсы, а также гидроэнергетические, лесные, рекреационные и другие ресурсы). В частности, в Приморском крае горнодобывающая промышленность занимает существенную долю в структуре промышленности данного региона.

На территории Приморского края расположен целый ряд промышленных градообразующих предприятий, где накоплены значительные объёмы промышленных отходов.

Хвостохранилища горнопромышленных комплексов рассматриваются как объекты повышенной экологической опасности, поскольку являются источниками загрязнения всех компонентов окружающей среды. В то же время их можно назвать запасами минерально-сырьевого комплекса, так как они представляют собой многолетние скопления отходов горнопромышленных предприятий.

Во многих случаях отходы представляют собой ценное сырьё для получения функциональных веществ и материалов, их использование является приоритетным и выгодным направлением, а наличие эффективных отечественных технологических способов переработки ориентируют государство на ускоренное решение проблемы вовлечения в промышленное использование российского техногенного сырья [2].

Все вышесказанное приобретает особую актуальность в связи с созданием в 2022 г. Дальневосточного научно-образовательного консорциума «Морская горная отрасль», целью которого является объединение усилий участников в научно-образовательной сфере для развития освоения минерально-сырьевых ресурсов прибрежных территорий, континентального шельфа и международного района морского дна.

В Институте химии ДВО РАН совместно с другими институтами ДВО РАН, Владивостокским государственным университетом, Дальневосточным федеральным университетом, Северо-Восточным федеральным университетом выполнен цикл работ по переработке некоторых видов промышленных отходов Дальнегорского химического комбината «Бор» и Ярославского горно-обогатительного комбината с получением различных функциональных материалов.

На территории г. Дальнегорска функционирует крупное промышленное предприятие по производству высококачественной борсодержащей продукции (ООО «Дальнегорский химический комбинат «Бор»).

Начав с выпуска датолитового концентрата для Комсомольского-на-Амуре сернокислотного завода, горно-химический комбинат «Бор» стал основным производителем борной продукции в России. Номенклатура ее включала до 26 наименований борных соединений, которые использовались более чем в 30 отраслях отечественной промышленности.

Авторами работы исследованы процессы вскрытия борсодержащего минерального сырья (датолитовой руды и концентрата) гидродифторидом и сульфатом аммония с получением ряда товарных продуктов (фторобората аммония, кремнефторида аммония, аморфного кремнезёма, плавиковошпатового концентрата, охры, гипса, борной кислоты) [3].

Показана возможность комплексной переработки борогипса с получением силикатов кальция и калийных удобрений. Получен игольчатый волластонит, проведены поисковые работы по получению белой сажи и аммонийных удобрений из борогипса. Проведены исследования возможности применения непосредственно борогипса и полученных из борогипса силикатов кальция в строительной и полимерной отраслях, а также при получении твердотельных керамических матриц для иммобилизации долгоживущих радионуклидов [3–5].

Второе крупнейшее предприятие, расположенное на территории Хорольского района Приморского края – Ярославский горно-обогатительный комбинат, который являлся крупнейшим производителем плавиковошпатовых концентратов в России до 2013 г.

В 2013 г. крупнейший в мире производитель алюминия РУСАЛ объявил о закрытии ООО «Ярославская горнорудная компания» с целью модернизации. Открыть Ярославский ГОК планировалось в 2016 г., однако из-за финансовых трудностей этого не произошло.

В 2019 г. компания «РУСАЛ» планировала приступить к реконструкции комбината и завершить его модернизацию до конца 2020 г., но в данный момент предприятие так и не функционирует [6].

Несмотря на это, учёными были продолжены работы по обоснованию принципиальных технологических схем комплексной переработки техногенных отходов Ярославского горно-обогатительного комбината с получением ряда ценных продуктов, востребованных на мировом рынке (в том числе, фтораммонийных солей, соединений щелочных и редкометалльных элементов, белой сажи, материалов для строительной отрасли).

В работах Всероссийского института минерального сырья (ВИМС) показано, что при комплексном подходе к переработке руд и отходов флюоритовой флотации комбинат имел бы на порядок больше товарной продукции, удовлетворяя запросы Российской Федерации не только в бериллии, литии, флюорите. Причём все это может быть получено только при комплексной переработке уже существующих отходов, накопившихся за годы работы комбината [7].

Развитие градообразующих предприятий путём вовлечения многотоннажных техногенных месторождений с получением широкого спектра полезной продукции приведёт к улучшению экономической, социальной и экологической ситуации на территориях, где находятся данные предприятия, за счёт расширения ассортимента продукции (в том числе, импортозамещающей), увеличения числа рабочих мест и утилизации многотоннажных техногенных отходов.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Большинство промышленных предприятий способны на модернизацию, создание дополнительных производств, в том числе на основе вторичного сырья. Для этого необходимо консолидировать усилия власти, собственников предприятий и научного сообщества с целью создания благоприятных условий для этого процесса и разработки адекватной стратегии их развития.

Решающая роль принадлежит государству, которое должно выступить инициатором инвестиционной деятельности, направленной на переработку отходов, с привлечением, как частного капитала, так и федерального бюджета, и бюджетов субъектов РФ.

Список использованных источников

1. Абдикеев Н.М. Импортзамещение в высокотехнологичных отраслях промышленности в условиях внешних санкций // Управленческие науки. 2022. Т.12(3). С.53–69.
2. Чантурия В.А., Козлов А.П., Шадрунова И.В. и др. Приоритетные направления развития поисковых и прикладных научных исследований в области использования в промышленных масштабах отходов добычи и переработки полезных ископаемых // Горная промышленность. 2014. №1(113). С. 54–57.
3. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Крысенко Г.Ф. и др. Перспективы комплексной переработки борсодержащего минерального сырья и техногенных отходов // Кластер конференций 2021: VI Международная научная конференция по химии и химической технологии. - Иваново: АО «Ивановский издательский дом», 2021. С. 322.
4. Шичалин О.О., Ярусова С.Б., Папынов Е.К. и др. Керамические матрицы на основе волластонита, полученные методом искрового плазменного спекания для иммобилизации кобальта-60 //Сб.: Физико-химические проблемы адсорбции, структуры и химии поверхности нанопористых материалов: всероссийская конференция с международным участием, 18-22 октября, 2021. М.: ИФХЭ РАН, 2021. С. 195–198.
5. Ярусова С.Б., Гордиенко П.С., Балахнин И.А. Научный подход к решению проблемы утилизации промышленных отходов // Наука, меняющая жизнь: материалы национального научного форума магистрантов, аспирантов и молодых учёных. Владивосток: Изд-во ВГУЭС, 2021. С. 372–375.
6. Крупнейший заброшенный завод в России по добыче флюоритового концентрата / URL: <https://dzen.ru/media/id/5fd5fa9471eb1406f2049095/krupneishii-zabroshennyi-zavod-v-rossii-po-dobyche-fluoritovogo-koncentrata-5ff1a153d1a90641ca70591d> (дата обращения: 10.01.2023).
7. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Крысенко Г.Ф. и др. Переработка флюоритсодержащего минерального сырья и отходов Ярославского горно-обогатительного комбината: монография. М.: РИОР: ИНФРА-М, 2018. 115 с.

Import-substituting technologies for complex waste processing in the Far Eastern region of the Russian Federation

Gordienko P.S., Yarusova S.B., Krysenko G.F., Medkov M.A.

The paper summarizes the results of studies related to the complex processing of industrial wastes of large industrial enterprises located in the Far Eastern region of Russia. By the example of tailings located in the Primorsky region it is shown that the complex approach to the processing of ores and wastes will provide industrial enterprises with an additional raw material base for the production of new products, including import-substituting materials.

ПОЛУЧЕНИЕ СОРБЕНТОВ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОДЫ ОТ НЕФТЕПРОДУКТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ГРАФИТИЗИРОВАННЫХ ПЫЛЕЙ*

Н.Н. Орехова^{1,2}, Н.В. Фадеева¹, Л.С. Исаева¹

¹ ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,
Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: magtu_opi@mail.ru, n_orehova@mail.ru

² ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова,
Москва, Российская Федерация

Проведено исследование сорбционной способности техногенных графитизированных пылей и продуктов их обогащения по отношению к различным нефтепродуктам. Изучена эффективность сорбции терморасширенного графита, полученного интеркалрированием флотационных концентратов различными окислителями, магнитоактивного сорбента из магнитных фракций киш-графита.

За последний год суммарный объем экспортируемой морским путём нефти из нашей страны увеличился на 30-50%, причём отгрузка выросла как на балтийских и черноморских пристанях, так и из тихоокеанских портов.

Неизбежно следствием этого станет и увеличение разномасштабных разливов нефти в мировом океане. Разливы нефти и нефтепродуктов происходят и на суше, почти на всех стадиях жизненного цикла продукта: добычи, транспортировки, переработки, хранения и использования.

Для ликвидации последствий разлива нефти и нефтепродуктов используют преимущественно механические и сорбционные методы. Однако при толщине нефтяной плёнки менее 1-2 мм, а также при малой глубине водоёма использование механических средств становится невозможным.

В таких условиях наиболее эффективны специальные нефтесорбирующие материалы, поэтому мероприятия восстановительного характера включают использование сорбентов.

Анализ исследовательских работ показал, что в последнее время появилось много исследований по перспективности применения в качестве такого сорбента терморасширенного графита (ТРГ). На основе терморасширенного графита, которому придаются магнитные свойства либо за счёт внедрения высокодисперсных ферромагнитных частиц, либо за счёт формирования на их поверхности физико-химическими методами магнитных кластеров, получают магнитоактивные сорбенты, которые, обладая высокой сорбционной ёмкостью обычных сорбентов, позволяют проводить удаление нефтезагрязнений с поверхности воды и земли с использованием магнитного поля. ТРГ получают термообработкой в режиме термического удара окисленных чешуйчатых графитов природного или искусственного происхождения.

Сегодня Россия испытывает серьёзный дефицит графита. Наиболее дефицитным является крупночешуйчатый графит. Сырьевая база чешуйчатого кристаллического графита в нашей

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда в рамках выполнения гранта на проведение фундаментальных научных исследований и поисковых исследований в 2022-2023 гг., соглашение номер 22-27-20068

стране базируется только в двух регионах - Челябинской и Еврейской автономной областях. Так же в стране производится искусственный графит из углеродистого сырья, преимущественно кокса. Ежегодные потребности в кристаллическом графите лишь примерно на 1/3 обеспечиваются собственной сырьевой базой. При этом в нашей стране мало внимания уделяется переработке металлургических графитсодержащих пылей (спелей), которые, по сути, являются возобновляемым сырьём киш-графита. Киш-графит (КГ), осадок избыточного углерода, образующийся при охлаждении расплавленного чугуна, является одним из побочных продуктов, связанных с плавильным производством.

По данным World Steel Association (WSA, Всемирная ассоциация производителей стали) производство стали в России в 2022 году составило 71,5 млн тонн [1].

По данным [2] маркетингового исследования рынка чугуна (Компания ТК Solutions) в 2022 году российскими предприятиями было выпущено 51 606 тыс. т зеркального и передельного чугуна.

Пересчёт на средние показатели удельного выделения графитизированной пыли на тонну чугуна позволяет оценить ежегодное количество образующихся графитизированных пылей в 20 тыс.т.

Нами ведутся исследования по разработке технологии переработки графитизированных пылей участков получения, транспортировки и переработки чугуна магнитогорского металлургического комбината [3, 4].

Подробное изучение химического и фазового состава проб спелей различных участков показало, что железографитовая пыль доменного цеха (КГДЦ) имеет наиболее низкое содержание углерода 10,17 %.

Пробы кислородно-конвертерного (КГККЦ) и электросталеплавильного цехов (КГЭСЦ) – богатые, массовая доля углерода в них – более 30 %. Пыли содержат вредные для их рециклинга в металлургическом переделе примеси, такие как сера, фосфор и цинк.

По данным гранулометрического и магнитного анализов в пробе исходной доменной спели преобладают классы крупности -0,071 мм (44 %) и -0,315-0,25мм (23 %). Тонкие классы, на долю которых приходится 45 % спели, практически полностью являются магнитными.

В результате комбинации центробежно-ударного измельчения, воздушной классификации, магнитной сепарации и флотации из спелей доменного, кислородно-конвертерного и электросталеплавильного переделов получены графитовые концентраты с массовыми долями углерода соответственно (%): 22,7, 74,94 и 80,5. При этом часть концентрата остаётся магнитной из-за вкраплений железокислородных образований. Наибольшее их количество так же приходится на доменную спель.

Целью представляемого этапа научных исследований является изучение сорбционной способности по отношению к нефтепродуктам (НП) техногенных графитизированных пылей, продуктов их обогащения и терморасширения после интеркаляции.

На данный момент изучили сорбционную ёмкость исходного и терморасширенного графита по отношению к осветительному керосину и бензину. Провели интеркаляцию и терморасширение немагнитных продуктов магнитной сепарации и концентратов флотации.

Сорбционная ёмкость магнитных и немагнитных продуктов разделения спели, флотационных концентратов определяли в статических условиях.

Предварительно подготовленные и взвешенными образцы пылей на сетке или удерживаемые на поверхности магнита погружали в модельную систему, имитирующую разлив нефтепродуктов по поверхности воды с фиксированной толщиной слоя НП 5 мм. Количество сорбированного НП определяли весовым методом.

Материал массой 0,3 г в течении заданного промежутка времени контактировал с нефтепродуктом, после пропитки избыток НП стекал и порошок сорбента взвешивали на электронных весах. Время контакта составляло 3 минуты.

Остаточную концентрацию нефтепродукта в воде определяли объёмным методом. Сорбционную ёмкость (г/г) рассчитывали по формуле:

$$E = (m_2 - m_1) / m_1,$$

где m_1 – масса навески графита, г; m_2 – масса навески графита с поглощенным НП.

В зависимости от температуры термического шока магнитные свойства ТРГ сохранялись или исчезали. Коэффициент термического расширения рассчитывали по формуле:

$$K_v = V / m,$$

где K_v – коэффициент объёмного термического расширения, см³/г; V – объём графитовой массы, см³; m – масса исходного анализируемого образца, г.

Интеркалирование графитовых концентратов проводили разными окислителями (H₂SO₄, NaNO₃, K₂Cr₂O₇, H₂O₂) и их комбинациями. Термический шок осуществляли в разогретой до заданной температуры муфельной печи.

Результаты показали закономерное увеличение сорбции с ростом массовой доли углерода и с уменьшением крупности частиц для немагнитных продуктов. По увеличению сорбционной способности относительно керосина полученные флотационные концентраты выстраиваются в ряд КГДЦ (0,6 г/г), КГККЦ (1,3 г/г), КГЭСПЦ (1,4 г/г). Сорбция бензина ниже для всех изученных спелей в среднем на 22%.

Для магнитного продукта магнитной сепарации, проведённой с разной напряжённостью магнитного поля при силе тока 0,5-2 А, отмечено, что изменение сорбционной способности магнитного продукта не коррелирует с массовой долей углерода в нем, что, по нашему мнению, является следствием того, что магнитная восприимчивость продукта, не влияя на сорбцию саму по себе, влияет на компактность укладки частиц на поверхности магнита и на доступ нефтепродукта к частице сорбента. После интеркалирования серной и соляной кислотами с добавкой азотной кислоты наблюдали потерю массы пробы соответственно на 28 и на 51%.

Содержание магнитной фракции (ручной магнит (H= 42,8 кА/м)) при термошоке 500°C и 700°C составило соответственно 66,9% и 3,5 % (HNO₃+H₂SO₄); 54,4 % и 1,2 % (HCl+H₂SO₄). То есть при подготовке киш-графита интеркалированием к получению ТРГ происходит химическое обогащение материала за счёт растворения железокислородных соединений. При термошоке более 600 °C магнитные свойства киш-графита теряются.

Коэффициент расширения магнитной фракции интеркалированного концентрата, полученного из доменного графита при температуре 500°C оказался невысоким, что объясняется низкой массовой долей в нем углерода. Коэффициент расширения составил 2,4-2,6 см³/г при увеличении сорбции в 3-3,5 раза. После термического шока 700°C $K_v=2,8$ -3,2 см³/г сорбция керосина составила 3,1 г/г.

Исследования на продуктах обогащения КГККЦ и КГЭСПЦ продолжаются.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Список использованных источников

1. Сталь не гнется под санкциями [Электронный ресурс] <https://www.kommersant.ru/doc/5797809>
 2. Рынок чугуна в России 2017-2023 гг. Цифры, тенденции, прогноз. Маркетинговое исследование [Электронный ресурс] <https://tk-solutions.ru/russia-tyunok-chuguna>
 3. Фадеева Н.В. и др. Исследование физико-химических закономерностей процесса флотации графитовой спели // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. ГИ Носова. – 2022. – Т. 20. – №. 4. – С. 37-46.
 4. Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Горлова О.Е. Опыт переработки графитсодержащей пыли металлургического производства // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2019. – Т. 75. – №. 5. – С. 632-639.
-

Obtaining sorbents for water purification from oil products in the processing of metallurgical graphitized dust

Orehova N.N., Fadeeva N.V., Isaeva L.S.

A study was made of the sorption capacity of technogenic graphitized dusts and products of their enrichment with respect to various petroleum products. The efficiency of sorption of thermally expanded graphite obtained by intercalation of flotation concentrates with various oxidizing agents and a magnetically active sorbent from magnetic kish graphite fractions has been studied.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРА ФОНОВОЙ СТРАТИФИКАЦИИ НА ИНТЕНСИВНОСТЬ ПЫЛЕНИЯ И УРОВЕНЬ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРЫ*

П.В. Амосов¹, А.А. Бакланов²

¹ Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН – обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», Апатиты, Мурманская область, *e-mail: p.amosov@ksc.ru*

² Всемирная метеорологическая организация, Женева, Швейцария, *e-mail: aabaklanov@yahoo.com*

Представлены результаты апробации CFD-модели азротермодинамики микроклимата атмосферы хвостохранилища для исследования влияния параметра фоновой стратификации на интенсивность пыления и уровень загрязнения атмосферы. Доказан рост интенсивности пыления при инверсионных состояниях атмосферы.

Оценка влияния параметра фоновой стратификации на интенсивность пыления и уровень загрязнения атмосферы вниз по потоку выполнена в двухмерной постановке на упрощённой модели: с учётом механизмов плавучести и фоновой стратификации, но без учёта силы Кориолиса, влажности воздуха и потоков радиации. Аккуратное описание математической модели в объёмной и двухмерной постановке, начальных и граничных условий приведено в публикации [1].

*Работа выполнена в рамках темы НИР № 1021051803680-5 "Процессы трансформации природных и техногенных систем в условиях изменения климата в Арктической зоне Российской Федерации (на примере Мурманской области)".

Работоспособность подхода проверена на модели, геометрия которой представлена на рисунок 1.

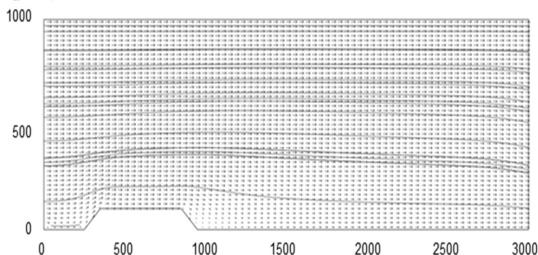


Рисунок 1. Расчётное поле скорости и линии тока для параметра фоновой стратификации $-0,05^{\circ}\text{C}/\text{м}$

Размер области моделирования составляет 3000×1000 м. В координатах 250 м и 950 м вдоль горизонтальной оси находятся начало и конец возвышенности высотой 100 м (в координатах 350 – 850 м: будущий источник пыления).

Для тестирования модели приняты следующие значения:

- горизонтальная компонента скорости 5 м/с (на высоте +10 м над основанием модели);
- отклонение потенциальной температуры на границе раздела «земля-воздух» 0°C ;
- параметр стратификации S проварьирован в диапазоне от $-0,05$ до $+0,05^{\circ}\text{C}/\text{м}$ с шагом $0,01^{\circ}\text{C}/\text{м}$.

Эффект влияния параметра стратификации на структуру потока выявлен из сравнения местоположений и формы линий тока, отвечающих различным значениям параметра фоновой стратификации.

По форме изолиний отклонений потенциальной температуры проанализирован эффект влияния параметра стратификации на пространственные распределения отклонений потенциальной температуры от фоновой.

Величина вертикального потока массы (ВПМ) пыли рассчитана на основе двух подходов: зависимость Westphal et al. [2] и схема DEAD [3]. Предварительно, следуя методическому подходу [4], последовательно выполнен анализ поведения горизонтальной компоненты скорости воздуха над источником пыления и динамической скорости на высоте пыления.

Графические изображения функций ВПМ в зависимости от параметра фоновой стратификации представлены на рисунок 2.

Прогнозируется достаточно сложное поведение величины ВПМ с переходом атмосферы из неустойчивого состояния в инверсионное с минимумом при значении близком к сухо- и влажноадиабатическому градиенту температуры. Очевиден значительный эффект асимметрии.

Представленные на рисунок 2 графики хорошо описываются квадратичными функциями от параметра стратификации. Вертикальный поток массы, рассчитанный по зависимости Westphal et al., аппроксимируется функцией (1), а рассчитанный по схеме DEAD – функцией (2)

$$F_W = 9,0527 \cdot 10^{-5} \cdot S^2 + 3,1882 \cdot 10^{-6} \cdot S + 2,5022 \cdot 10^{-6} \quad (1)$$

$$F_D = 1,6948 \cdot 10^{-4} \cdot S^2 + 5,9751 \cdot 10^{-6} \cdot S + 5,9812 \cdot 10^{-6} \quad (2)$$

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

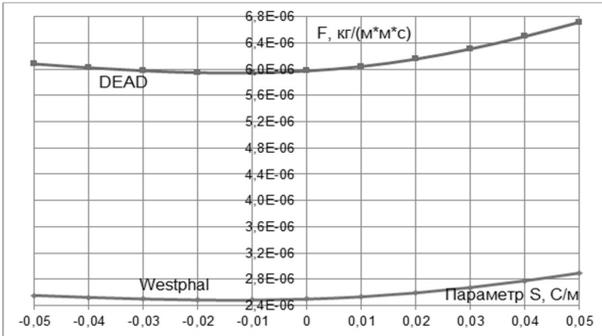


Рисунок 2. Распределение вертикального потока массы при вариации параметра стратификации S

Несложно увидеть, что минимумы величин ВПМ соответствуют значению параметра фоновой стратификации примерно $-0,018^{\circ}\text{C}/\text{м}$.

Такое поведение величины ВПМ в зависимости от параметра фоновой стратификации позволяет утверждать, что и уровень загрязнения атмосферы вниз по потоку в условиях инверсионного состояния атмосферы будет превышать загрязнение в условиях неустойчивой атмосферы на ту же величину (в относительных единицах).

Расчётные значения загрязнения атмосферы в самой удалённой точке модели на высоте +2 м над основанием модели при вариации параметра фоновой стратификации S приведены в таблице.

Таблица. Расчётные значения загрязнения атмосферы по зависимости Westphal et al и схеме DEAD при вариации параметра фоновой стратификации, $\text{кг}/\text{м}^3$

Параметр S, $^{\circ}\text{C}/\text{м}$	Зависимость Westphal et al. [2]	Схема DEAD [3]	Параметр S, $^{\circ}\text{C}/\text{м}$	Зависимость Westphal et al. [2]	Схема DEAD [3]
-0,05	$2,1378 \cdot 10^{-7}$	$5,0882 \cdot 10^{-7}$	0,01	$2,1426 \cdot 10^{-7}$	$5,1078 \cdot 10^{-7}$
-0,04	$2,1145 \cdot 10^{-7}$	$5,0449 \cdot 10^{-7}$	0,02	$2,1966 \cdot 10^{-7}$	$5,2122 \cdot 10^{-7}$
-0,03	$2,0971 \cdot 10^{-7}$	$5,0131 \cdot 10^{-7}$	0,03	$2,2694 \cdot 10^{-7}$	$5,3506 \cdot 10^{-7}$
-0,02	$2,0880 \cdot 10^{-7}$	$4,9975 \cdot 10^{-7}$	0,04	$2,3581 \cdot 10^{-7}$	$5,5169 \cdot 10^{-7}$
-0,01	$2,0905 \cdot 10^{-7}$	$5,0042 \cdot 10^{-7}$	0,05	$2,4590 \cdot 10^{-7}$	$5,7031 \cdot 10^{-7}$
0,00	$2,1077 \cdot 10^{-7}$	$5,0391 \cdot 10^{-7}$			

Увеличение величины ВПМ при инверсионных состояниях атмосферы приводит к росту ее загрязнения вниз по потоку.

Список использованных источников

1. Амосов П.В., Бакланов А.А. Разработка модели аэротермодинамики атмосферы для исследования процессов пыления на хвостохранилищах с использованием программы COMSOL // Вестник МГТУ. 2023. Т. 26, № 1. С. 25-44.
2. Westphal D.L., Toon O.B., Carlson T.N. A Case-Study of Mobilization and Transport of Saharan Dust // Journal of the Atmospheric Sciences. 1988. No. 45. P. 2145-2175.
3. Marticorena B., Bergametti G. Modeling the Atmospheric Dust Cycle .1. Design of a Soil-Derived Dust Emission Scheme //Journal of Geophysical Research-Atmospheres. 1995. V. 100, No. D8. P. 16415-16430.
4. Амосов П.В., Бакланов А.А., Маслобоев В.А. Обоснование методического подхода к оценке интенсивности пыления на хвостохранилище // Вестник КНЦ РАН. 2018. №1. С.5-14.

Investigation of the influence of the background stratification parameter on the dusting intensity and the level of atmospheric pollution

Amosov P.V., Baklanov A.A.

The results of approbation of the CFD model of aerothermodynamics of the microclimate of the atmosphere of the tailings dump are presented to study the effect of the background stratification parameter on the dusting intensity and the level of atmospheric pollution. The increase in dusting intensity under the inversion states of the atmosphere is proved.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ВОДОПОДГОТОВКИ НА ОСНОВЕ ИЗУЧЕНИЯ ИОНООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ НА ПОВЕРХНОСТИ АПАТИТА

А.В. Артемьев, Г.В. Митрофанова

Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Российская Федерация
e-mail: a.artemev@ksc.ru

Методом измерения СЭ, дзета-потенциала и ИК-спектроскопии изучено изменение свойств поверхности апатита под действием реагентов и ионов, присутствующих в процессе переработки апатитосодержащих руд. Показано, что изменение свойств поверхности апатита в щелочной среде выражается в количественном преобладании на ней основных центров.

Технологии оборотного водоснабжения на обогатительных фабриках были внедрены с целью рационального потребления природных вод и предотвращения их загрязнения. Решив природоохранную задачу предприятия столкнулись с задачей технологической. Так, при внедрении оборотного водоснабжения на предприятии, перерабатывающего апатит-нефелиновые руды Хибинского массива, наблюдалось снижение технологических показателей из-за отрицательного влияния компонентов оборотной воды на флотационный процесс получения апатитового концентрата [1]. Для уменьшения концентрации различных ионов и осаждения взвешенных частиц, технология водоподготовки предполагает продолжительное время нахождения оборотной воды в пруду-отстойнике хвостохранилища.

Вовлечение в процесс предварительно очищенных технологических вод производства без сброса ее в хвостохранилище, позволит добиться повышения технологической, экономической и экологической эффективности переработки руд. Однако, технологические воды предприятий, которые могут быть использованы в процессе внутризаводского водооборота (в основном, стоки вспомогательных операций) характеризуются высоким содержанием взвешенных веществ и для вовлечения их в процесс требуется дополнительная очистка.

Наиболее эффективно удаление взвешенных веществ из промышленных стоков осуществляется при использовании реагентов - коагулянтов, флокулянтов или при их совместном использовании. Синтетические флокулянты, обладают целым рядом преимуществ: имеют высокую эффективность, низкие расходы, при их использовании отсутствуют вторичные загрязнения воды сульфатами, хлоридами, ионами железа и

алюминия, что имеет большое значение при переработке руд флотационным способом. [2]. В настоящее время отечественными и зарубежными фирмами предлагается обширный ассортимент флокулянтов, отличающихся молекулярной массой, природой и количеством ионогенных групп, товарной формой и т.д. В этой связи выбор наиболее эффективного флокулянта должен основываться, в первую очередь, на изучении поверхностных свойств дисперсной фазы.

Как показали проведённые исследования основным минералом, загрязняющим технологические стоки обогатительных фабрик, перерабатывающих апатит-нефелиновые руды, является апатит. Так, твёрдая фаза слива стусителя апатитового концентрата на 90 % представлена апатитом, а в твёрдой фазе оборотной воды содержится до 13,5 % этого минерала [3].

Геометрическая неоднородность поверхности апатита, обусловленная различного рода дефектами структуры, определяет существование на поверхности участков, различающихся по своей адсорбционной и химической активности. Описание и оценка химической неоднородности подразумевают изучение поверхностных кислотно-основных свойств, являющихся в определённой степени универсальными, т.к. они связаны как с различными характеристиками атомов и ионов, так и с влияющими факторами из окружающего раствора. Известно, что ионы H^+ , OH^- являются потенциалобразующими для апатита. Среди методов исследований кислотно-основных свойств изучение адсорбции H^+ и OH^- ионов на поверхности потенциометрическим титрованием является наиболее простым и доступным. Метод заключается в измерении суспензионного эффекта (СЭ), величина которого позволяет характеризовать ионообменные процессы, протекающие между жидкой фазой и поверхностью [4]. Исследования проводились с мономинеральными фракциями хибинского апатита крупностью -30 мкм.

Значение рН, при котором СЭ равен нулю, соответствует изоионной точке, положение которой говорит об общей кислотности или основности поверхности и определяет соотношение кислотных и основных центров на поверхности минерала. Ионы, имеющиеся в растворе, оказывают непосредственное влияние на положение изоионной точки и на величину суспензионного эффекта за счёт сорбции на поверхности минерала, а также ионообмена между поверхностью минерала и жидкой средой.

На рисунке представлены результаты опытов по изучению поверхностных свойств апатита. Данные свидетельствуют, что изоионная точка, из-за растворенного в воде CO_2 и адсорбции поверхности апатита гидрокарбонат-ионов, сдвигается в щелочную область (рН-8,7). В случае удаления углекислого газа кипячением изоионная точка определяется при значениях рН-6,7. Таким образом показано, что растворенный в воде CO_2 способствует образованию основных центров на поверхности апатита.

Оценка поверхностных свойств апатита в присутствии солей кальция и железа, показала, что в загрязнённой солями поливалентных металлов воде, на основной поверхности апатита закрепляются положительные ионы, сдвигая изоионную точку в более щелочные значения. Полученные данные полностью коррелируют с выводами, сделанными ранее на основе определения электро-кинетического потенциала апатита в схожих условиях [5].

Примером интерпретации результатов измерения СЭ с точки зрения взаимодействия минерала с флотационными реагентами являются данные, полученные при обработке апатита олеатом натрия.

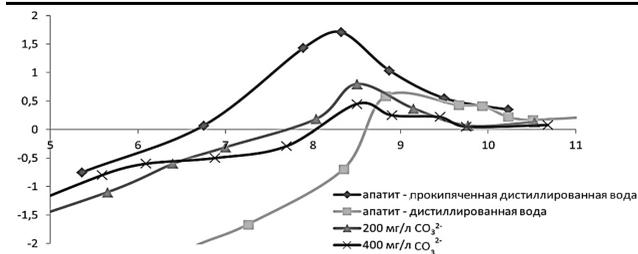


Рисунок 1. ζ Э апатита в зависимости от pH в прокипяченной и дистиллированной воде и в присутствии анионов CO_3^{2-} (400 мг/л)

Ик-спектроскопией показано, что жирнокислотные собиратели, взаимодействуя с атомами кальция на поверхности апатита, образуют труднорастворимые поверхностные соединения.

Результаты измерения ζ свидетельствуют о снижении количества основных центров на поверхности апатита, что проявляется в смещении изоионной точки минерала в более кислую область.

При флотации апатитсодержащих руд из-за растворения апатита в оборотной воде могут накапливаться фосфат-ионы. Оценка суспензионного эффекта в присутствии фосфата натрия показала, что изоионная точка апатита в этом случае смещается в щелочную область pH, что говорит об увеличении количества основных центров на поверхности.

Таким образом, измерение суспензионного эффекта даёт возможность оценить поверхностные свойства минерала и их изменение под влиянием присутствующих в жидкой фазе пульпы ионов. Понимание закономерностей этих изменений позволит более рационально и эффективно проводить операцию очистки воды с помощью флокулянтов, где результат зависит от эффективности закрепления реагента на поверхности апатита.

Анализируя результаты выполненных исследований, можно сделать вывод, что имеющиеся в жидкой фазе пульпы ионы значительно уменьшают количество ОН-групп на поверхности апатита, создавая условия для эффективного применения анионных полиакриламидных флокулянтов и использование реагентов этого типа в процессе частичного замкнутого водооборота будет более эффективным.

Список использованных источников

1. Голованов В.Г., Петровский А.А., Брыляков Ю.Е. Внедрение оборотного водоснабжения на АНОФ-2 // Горный журнал. – 1999. - № 9. – С. 48-50
2. Гандурина Л.В. Очистка сточных вод с применением синтетических флокулянтов // М. 2007, изд. ЗАО «ДарВОДГЕО», 198 с.
3. Артемьев А.В., Митрофанова Г.В. Использование анионного флокулянта в процессе подготовки оборотной воды для флотации апатит-нефелиновых руд //Вестник МГТУ. 2020, Т.23, №2, С. 150-159 с.
4. Иконникова К.В., Иконникова Л.Ф., Минакова Т.С. и др. Теория и практика определения кислотно-основных свойств поверхности твёрдых тел методом pH-метрии: учеб. пособие – Томск: Изд-во ТПУ, 2014. – 99 с.
5. Артемьев А.В., Митрофанова Г.В. Оценка электроповерхностных свойств апатита в присутствии флокулянтов //Сб: Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья. - Владикавказ, 2021. С. 130-133

**Improvement of water treatment technology based on study of ion exchange processes on the
apatite surface**

Artemiev A.V., Mitrofanova G.V.

The change in the properties of the apatite surface under the action of reagents and ions present during the processing of apatite-containing ores by the method of measuring SE, ζ -potential and IR spectroscopy was studied. It is shown that the change in the properties of the apatite surface in an alkaline pH is expressed in the quantitative predominance of the base centers on it.

**ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ И
ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ УТИЛИЗАЦИИ ШЛАКОВ
МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ПРОИЗВОДСТВА ЗА СЧЕТ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ИХ
СЕЛЕКТИВНОЙ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ И ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ***

О.Е. Горлова¹, О.М. Синянская², Т.Ш. Тусунбекова²

¹ ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова»,
г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: gorlova_o_e@mail.ru

² ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Казахстан

Представлены результаты проводимых исследований по установлению параметров селективной дезинтеграции, измельчения и интенсификации флотационного обогащения конвертерных шлаков Балхашского медеплавильного завода с получением товарного медного концентрата для более полной и комплексной их утилизации.

Отвалы шлаки медеплавильного производства являются ценным металлосодержащим сырьём ввиду достаточно высокого содержания в них меди, цинка и других ценных компонентов [1] и больших объемов их образования, но при этом отличаются упорностью и трудной обогатимостью [2].

Согласно Федеральному классификационному каталогу отходов шлаки плавки медьсодержащего сырья относятся к IV классу, то есть к малоопасным отходам. Тем не менее, входящие в состав шлаков элементы (медь, цинк, свинец, сурьма, мышьяк) при долговременном хранении на открытом воздухе и под воздействием природных условий могут образовывать легко проникающие в почву, воду и воздух токсичные соединения более высоких классов опасности по степени их негативного воздействия на окружающую среду и здоровье населения.

Задача утилизации шлаков производства меди, их более глубокой переработки является одной из ключевых для всех подобных производств с позиций происходящей ESG – трансформации предприятий горно-металлургического профиля [3, 3].

Повышение технологической и ресурсной эффективности, экологической безопасности утилизации шлаков медеплавильного производства за счёт интенсификации их селективной дезинтеграции и флотационного обогащения является актуальной научно-исследовательской, производственной, природоохранной задачей.

* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-27-00526, <https://rscf.ru/project/22-27-00526/>

Этап подготовки техногенного минерального сырья к обогащению и, в частности, такого структурно сложного сырья как шлаки медной плавки, важен как с точки зрения обеспечения селективного раскрытия минеральных фаз без их существенного переизмельчения, так и с точки зрения снижения материальных и энергетических затрат на дробление и измельчение.

Целью проводимых исследований было изучение влияния способа дробления медеплавильных шлаков на показатели их флотации для интенсификации селективной дезинтеграции и флотационного обогащения.

Исследования проведены применительно к конвертерным шлакам Балхашского медеплавильного завода (БМЗ) ТОО «Казахмыс Смэлтинг», которые характеризуются высокой массовой долей меди на уровне 2-5 %, а в отдельных случаях может достигать 7,5 % [3], с получением медного концентрата, пригодного для его плавки в печи Ванюкова. Это позволит наиболее эффективно, полно и комплексно использовать техногенное сырье Балхашского медеплавильного завода и минимизировать его воздействие на окружающую среду этого крайне техногенно напряжённого региона.

В настоящее время отвальные шлаки БМЗ с целью доизвлечения металлов обогащаются на Балхашской обогатительной фабрике в шихте с текущей рудой с получением низкокачественного концентрата и последующей переработкой на БМЗ.

По результатам химического анализа проба исходных шлаков БМЗ характеризуется достаточно высокими концентрациями меди (4,82 %), цинка (6,45 %), свинца (3,65 %), железа (38,53 %). Из благородных металлов присутствуют золото (1,01 г/т) и серебро (30,5 г/т) [5]. Наибольшую ценность для извлечения в условиях Балхашской обогатительной фабрики представляет медь. Медь в шлаках представлена в основном сульфидными соединениями (рисунок 1), поэтому флотацию можно проводить по традиционному режиму сульфидной флотации.

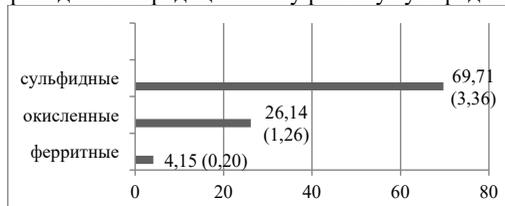


Рисунок 1. Фазовый состав шлака БМЗ по формам соединений меди, % относит. (% абсол.)

По данным РКФА шлак сформирован преимущественно фаялитом $2\text{FeO}\cdot\text{SiO}_2$ и ещё некоторым количеством алумосиликатной фазы. Преобладающими рудными фазами являются магнетит и сульфиды.

По данным электронно-микроскопического анализа конвертерный шлак БМЗ является богатым рудными соединениями – общее количество рудных искусственных образований по данным электронно-микроскопического анализа не менее 60 % площади шлифа. Из медных соединений присутствуют медь металлическая и халькозин, из железистых – магнетит, а соединения свинца и цинка представлены соответственно ферритами свинца (плюмбозорит) и цинка. На отдельных участках шлифа количество металлической меди достигает 10 %, а в целом в пробе – 3-4 %. Остальная медь связана с халькозином, количество которого может достигать 5 %.

Изучение морфоструктурных параметров шлака показало, что халькозин Cu_2S – наиболее распространённое и наиболее крупнообразованное соединение меди в данном

шлаке, развит в виде отдельных субизометрических зёрен размером до 128×146 мкм, минимальный размер не превышает 14×12 мкм. Наиболее крупные образования халькозина содержат многочисленные мелкие (3×4 мкм) включения металлической меди, в единичном случае эти зерна имеют размер до 74×48 мкм.

Металлическая медь развита и в виде самостоятельных мелких (15×13 мкм) зёрен субизометричной или ксеноморфной формы. Количество металлической меди на отдельных участках шлифа достигает 10 %, а в целом в пробе – 3-4 %. Остальная медь связана с халькозином, количество которого может достигать 5 %.

Самым распространённым рудным минералом пробы шлака является магнетит; развит в виде субизометричных ксеноморфных зёрен размером около 70 мкм в поперечнике с многочисленными мелкими пустотами и включениями шлаковой массы, сростания с другими соединениями не наблюдаются. Соединения свинца и цинка представлены ферритами этих металлов со средним размером кристаллов 30×26 мкм.

Таким образом, морфоструктурные параметры конвертерного шлака создают предпосылки для селективного раскрытия в процессе рудоподготовки; присутствие металлической меди в виде тонкодисперсной взвеси как в свободных зернах, так и в виде включений в халькозине потребует достаточно тонкого измельчения шлаков перед флотацией для получения качественных концентратов. Одну пробу шлаков дробили в обычной щековой дробилке ДЩ 60×100 с размером разгрузочной щели 1 мм (проба названа ЩД), реализующей принцип дробления сжатием, сдавливанием, вторую – на молотковой дробилке МД $3 \times 0,65$ (проба названа ЦД).

Молотковые дробилки относятся к аппаратам ударного действия с горизонтальной осью вращения ротора. Сила удара для разрушения куска материала должна быть достаточной для создания реактивной силы инерции. Она будет определяться относительной скоростью удара и физико-механическими свойствами основных фаз шлака. При определённой линейной скорости удара (20 – 40 м/с) ускорительного элемента о частицу шлака могут быть достигнуты условия, при которых происходит селективное разрушение, заключающееся в измельчении слабых и сохранении прочных фаз. В результате происходит отделение металла от шлаковой составляющей, при этом неизмельчённые металлические частицы шлака не ломают машину.

Сравнение гранулометрического состава продуктов, раздробленных в дробилках, реализующих различные способы разрушения, показало, что при мелком дроблении шлаков в молотковой дробилке дробленые продукты, по сравнению с продуктами щековой дробилки, будут характеризоваться более равномерными гранулометрическим составом и распределением ценных компонентов, и в частности меди, по классам крупности [5]. Содержание готового флотоактивного класса крупности менее 0,071 мм в дробленом продукте молотковой дробилки составляло 20,82% против 9,92% в продукте щековой дробилки. В пробе ЩД основная масса металлов концентрируется в классах крупности + 0,071 мм: медь на 87 %, золото на 86 %, серебро на 86 %.

В пробе МД значительно снижается содержание класса -2+1 мм – до 28,27% (против 44,53% в пробе ЩД), а содержание тонкого класса -0,1 мм возрастает в два раза – до 24,18%. При этом основная масса металлов также концентрируется в классах крупности + 0,071 мм, но уже в меньшем количестве: медь на 75 %, золото на 70 %, серебро на 72 %. При изучении кинетики измельчения медеплавильных шлаков БМЗ, предварительно раздробленных в щековой и молотковой дробилках, было установлено, что при времени измельчения 60 мин достигается тонина помола шлаков более 97 % класса -0,071 мм.

Кинетика измельчения проб была разной: измельчение пробы МД более 45 минут нецелесообразно, в то время как на пробе ЩД процесс переизмельчения и накопления тонкого класса $-0,045$ мм становится явно выраженным при 60 минутах измельчения.

Были проведены лабораторные тесты по флотации шлаков при различном содержании класса $-0,071$ мм в измельчённой пульпе при использовании в качестве сульфидрильного собирателя БКК с расходом 150 г/т и спиртового пенообразователя МИБК с расходом 120 г/т при рН=9 (рисунок 2). Время основной флотации во всех опытах составляло 10 минут.

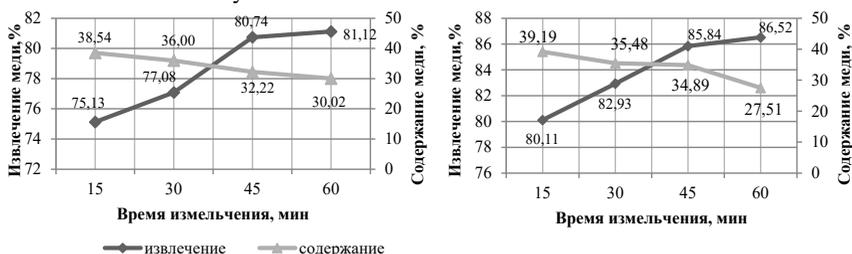


Рисунок 2. Зависимости извлечения и содержания меди от времени измельчения пробы ЩД (а) и пробы МД (б)

Для пробы шлаков, раздробленных в молотковой дробилке выход концентрата и извлечение меди в него, были существенно выше во всех опытах, особенно начиная со времени измельчения 30 минут [5]. При флотации шлака ЩД извлечение меди в концентрат составляло 81,12% при измельчении в течение 60 минут, а для шлака МД при тех же условиях – 86,52%. Массовая доля меди в отвалных хвостах по мере увеличения времени измельчения закономерно снижается, а после 45 минут измельчения остаётся на одном и том же уровне для обеих проб. Но для пробы МД наименьшая массовая доля меди в хвостах составляет 0,77%, тогда как для пробы ЩД она существенно выше – 1,05%. Оптимальным временем измельчения обеих проб можно считать 45 минут. Прирост извлечения меди во флотационный концентрат при ударном способе дробления составил 5,1 %.

Дальнейшие исследования проводились с использованием именно ударного способа разрушения при подготовке их к обогащению. Была разработана технологическая схема обогащения шлаков БМЗ, включающая следующие основные операции: измельчение исходного шлака с поверочной классификацией; межцикловая флотация; основная флотация с предварительным измельчением и классификацией; контрольная флотация хвостов. В результате проведённого схемного опыта был получен товарный концентрат со следующими характеристиками: выход – 14,14 %, массовая доля меди – 30,17 %, серебра – 190,99 г/т, железа – 22,49 %, извлечение основных ценных компонентов: меди – 88,51 %; серебра – 88,82 г/т; железа – 8,25 %.

Таким образом, ударный способ разрушения шлаков в стадии мелкого дробления оказывает существенное интенсифицирующее влияние на показатели флотационного обогащения шлаков медеплавильного производства, что должно быть учтено при совершенствовании схем переработки. Флотация шлаков по предложенной технологической схеме с контрольной флотацией хвостов обеспечивает получение товарного медного концентрата при высоких технологических показателях переработки.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Список использованных источников

1. Каряев В.И., Комков А.А., Кузнецов А.В. и др. Извлечение меди и цинка из медеплавильных шлаков при восстановительно-сульфидирующей обработке //Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2020. Т.18. №2. С. 4–12.
 2. Газалеева Г.И., Мамонов С.В., Сладков М.М. и др. Повышение технологических показателей обогащения при переработке медных шлаков //Цветные металлы. 2016. № 3. С. 18–22.
 3. Чантурия В.А., Шадрюнова И.В., Горлова О.Е. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов //Устойчивое развитие горных территорий. 2021. Т.13. № 2(48). С. 224-237.
 4. Шадрюнова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н. и др. ESG-трансформации в сфере переработки техногенного минерального сырья //Горная промышленность. 2023. №1. С. 71-78.
 5. Интенсификация флотационного обогащения медеплавильных шлаков при ударном способе их дробления / О.Е. Горлова, О.М. Синянская, Т.Ш. Тусупбекова ит др. // Цветные металлы. 2023. №1. С. 7-16.
-

Production of sorbents for water treatment of petroleum products in the processing of metallurgical graphitized dusts

Orekhova N.N., Fadeeva N.V., Isaeva L.S.

With the support of a grant from the Russian Science Foundation, research is being carried out to develop technologies for the processing of graphitized dust from various sections of the metallurgical processing stage with the production of marketable products. Oil product sorbents can be one of the commercial products. The study of the sorption capacity of technogenic graphitized dusts and products of their enrichment was carried out. The possibility of thermal expansion of flotation concentrates after intercalation with various oxidizers and their mixtures has been studied. The efficiency of sorption of thermally expanded graphite with respect to various petroleum products has been studied. The possibility of obtaining a magnetically active sorbent from magnetic fractions of kish-graphite was studied.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ЦЕНТРОБЕЖНО-УДАРНОГО ДРОБЛЕНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ШЛАКА ПРИ ПОДГОТОВКЕ К ОБОГАЩЕНИЮ*

Е.В. Колодежная¹, И.В. Шадрюнова¹, М.С. Гаркави², О.Е. Горлова³, М.С. Колкова³

¹ ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н. В. Мельникова РАН» Москва, Российская Федерация

² ЗАО «Урал-Омега», Магнитогорск, Российская Федерация

³ ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: kev@uralomega.ru

Металлургические шлаки являются структурно-неоднородным техногенным сырьём и трудности их глубокой переработки возникают на стадии дезинтеграции. Повышение показателей переработки шлаков возможно за счёт правильной организации процесса их селективной дезинтеграции. Разработаны рекомендации по адаптации рудоподготовительных процессов с использованием центробежно-ударного дробления.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда, соглашение № 22-27-00526.

На отечественных металлургических предприятиях ежегодно образуется около 79 млн. т шлаков, а общее количество металлургических шлаков в отвалах достигает 500 млн. т.

Площади, отводимые для захоронения отходов в близи горнопромышленных центров, исчерпаны, поэтому рекультивация земель и утилизация шлаков представляют собой критически важную научно-техническую задачу.

Металлургические шлаки от выплавки стали содержат 22-24% Fe_{общ} в виде различных техногенных фаз и механически сформированных корольков металла (11-15%). Утилизация такого сырья невозможна без доизвлечения металлических частиц для оборотного использования в агломерационном и доменном производствах [1-3].

Опыт введения в промышленную эксплуатацию сырьевых объектов металлургических шлаков показал, что переработка данного сырья сталкивается с технологическими трудностями ещё на стадии рудоподготовки.

Процессы дезинтеграции, схемы дробления и измельчения шлаков должны быть адаптированы для достижения максимального раскрытия корольков металла в процессе рудоподготовки с учётом морфометрических особенностей и физико-механических свойств техногенного сырья.

Так, например, при обогащении металлургических шлаков крупностью менее 20 мм, образующихся в результате сортировки и обогащения более крупных фракций, эффективность извлечения металла, при последующем обогащении, будет напрямую зависеть от количества образующегося при дроблении класса крупности, соответствующего размеру корольков. Для реализации такого раскрытия техническими средствами без переизмельчения необходимо адаптировать параметры процесса дезинтеграции.

Анализ способов дезинтеграции сложно-структурного техногенного сырья показал, что высокой степенью селективности дезинтеграции при рациональных энергетических затратах обеспечивают дробилки центробежно-ударного принципа действия.

Данные аппараты имеют вертикальную ось вращения, что способствует удалению материала из рабочего пространства после акта дробления, и как следствие снижению количества поломок оборудования. Гранулометрический состав дроблёного материала может регулироваться в некотором диапазоне путём изменения скорости вращения ускорителя и крупности подаваемого материала.

В качестве материала для проведения исследований использован конверторный шлак ОАО «ММК» фракции 0–70 мм. Магнитная сепарация шлака с использованием ручного магнита (ниобиевый магнит 90 мТл) позволил выделить 8,4 % магнитного продукта, с массовой долей железа 58,8 %.

Химический состав немагнитного продукта шлака представлен в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав немагнитного продукта шлака

Результаты измерений, %										
Fe	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	SO ₃	MgO	Cr ₂ O ₃	TiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	V ₂ O ₅
22,4	12,4	38,8	1,2	0,3	11,6	0,3	0,5	2,6	0,5	0,3

Испытания проводились на центробежно-ударной дробилке ДЦ-0,63 с металлической отбойной поверхностью при скорости вращения ускорителя 90 м/с, 70 м/с, 50 м/с и 30 м/с.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Для проведения испытаний из немагнитного продукта шлака про дроблёного до крупности менее 20 мм были выделены узкие фракции: 5–10 мм, 10–20 мм. Распределение магнитных частиц по фракциям представлено в таблице 2.

Таблица 2. Распределение магнитных частиц по фракциям шлака

Фракция шлака, мм	Выход фракции, %	Выход магнитной фракции, %
10 – 20	51,1	21,3
5 – 10	18,4	14,6
0 – 5	30,5	18,7
Итого:	100,0	19,3

Задача подготовки шлака к обогащению сводится к раскрытию магнитных зёрен шлака, которое будет сопровождаться образованием частиц крупностью меньше крупности исходного материала (менее 5(10) мм – подробленные зерна).

Анализ морфометрических параметров основных фаз шлака, с помощью современного минералого-аналитического комплекса, показал, что зерна металла в шлаке имеют размер 0 – 0,5 мм (рисунок 1).

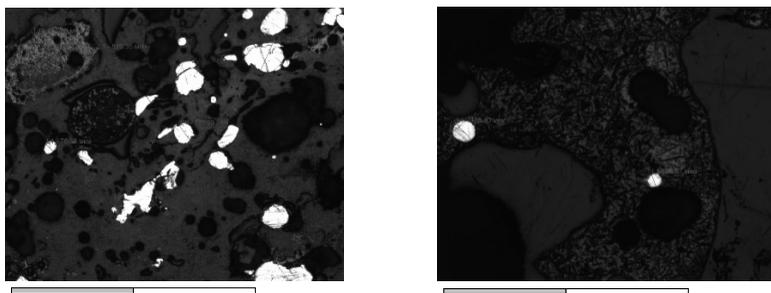


Рисунок 1. Микрофотографии дроблёного шлака: светлые зерна – металл; тёмные зерна – силикаты

Для получения зависимости зернового состава дроблёного шлака и прироста выхода магнитного продукта, от скорости вращения ускорителя и крупности питания центробежно-ударной дробилки была поставлена серия экспериментов, результаты которых представлены на рисунке 2.

Анализ полученных результатов показал, что при увеличении скорости вращения ускорителя до 70 м/с происходит резкое увеличение выхода фракции 0,0–5(10) мм. При этом график зависимости выхода фракции 0–0,5 мм (крупность зёрен металла) от скорости дробления имеет максимальный прирост при 70 м/с.

Магнитная сепарация дроблёного при различных скоростях шлака показала, что из шлака фракции 10–20 мм возможно выделить ещё 3,7–4,4 % магнитного продукта, а из дроблено шлака фракции 5–10 мм 14,8–19,3 %. С увеличением скорости дробления, выход магнитного продукта увеличивается.

На основании проведённых испытаний рациональной скоростью при дроблении конверторного шлака ОАО «ММК» в центробежно-ударной дробилке является 70–90 м/с.

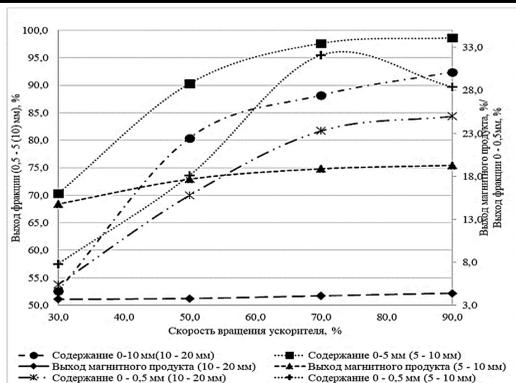


Рисунок 2 – Зависимости зернового состава дроблёного шлака и выхода магнитной фракции от параметров работы дробилки ДЦ и крупности питания

Анализ морфометрических параметров шлака показал, что крупность полного раскрытия зёрен металла в шлаке составляет 0,5 мм. Циркуляционная нагрузка на дробилку при этом составит 3,3.

На основании полученных данных разработаны рекомендации по адаптации рудоподготовительных процессов с использованием центробежно-ударного способа дезинтеграции и по построению технологических линий переработки техногенного металлосодержащего сырья.

Список использованных источников

1. Колодежная Е. В., Шадрунова И.В., Горлова О.Е. и др. Ресурсосбережение и ликвидация накопленного экологического ущерба в стапромышленных регионах при переработке шлаков металлургического производства //ГИАБ. 2018. № S1. С. 300-320.
2. Федеральная служба государственной статистики (РОССТАТ) Основные показатели охраны окружающей среды. Статистический бюллетень. Москва 2021. https://rosstat.gov.ru/storage/mediabank/oxr_bul_2021.pdf
3. Колодежная Е.В., Шадрунова И.В., Горлова О.Е. Технологии получения высококачественных концентратов из отвальных металлургических шлаков //Обогащение руд. 2019. №4. Regularities of centrifugal impact crushing of metallurgical slag in preparation for enrichment.

Regularities of centrifugal-impact crushing of metallurgical slag in preparation for enrichment

Kolodezhnaya E.V., Shadrunova I.V., Garkavi M.S., Gorlova O.E., Kolkova M.S.

Metallurgical slags are structurally heterogeneous technogenic raw materials and the difficulties of their deep processing arise at the stage of disintegration. An increase in the indicators of slag processing is possible due to the correct organization of the process of their selective disintegration. Recommendations on the adaptation of ore preparation processes using centrifugal impact crushing have been developed.

**УТИЛИЗАЦИЯ АЛЮМИНИЕВО-ЛИТИЕВЫХ ОТХОДОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ
СЫРЬЯ ДЛЯ АЛЮМООКСИДНЫХ КЕРАМИК**

Т.Ю. Скакова

ФГАОУ ВО «Московский политехнический университет», Москва, Российская Федерация,
e-mail: tanya.skakova@mail.ru

Для получения порошков с уникальными свойствами был разработан метод химического диспергирования. Суть метода заключается в разрушении алюминиевого сплава в растворе щелочи с образованием гидроксида алюминия в осадке. Контролировать фазовый состав можно путём введения необходимых легирующих добавок в исходный сплав на стадии плавления. Данная методика может быть успешно применена в качестве альтернативного метода утилизации мелких алюминиевых отходов, содержащих литий. Гидроксид алюминия, образующийся в результате обработки стружки, является альтернативным источником сырья для создания перспективных керамических материалов на основе оксида алюминия для изготовления нового класса керамических материалов с уникальными свойствами.

В последние годы во всём мире растёт интерес к использованию в промышленности алюминиевых сплавов. При этом соответственно увеличиваются объёмы добычи бокситов и затраты энергии на выплавку и переработку металла. Это в свою очередь приводит к значительному росту количества различных отходов, в том числе алюминиевой стружки, образующейся в результате механической обработки алюминиевых заготовок, поскольку стружка не пригодна для непосредственного переплава. Производственный опыт как у нас в РФ, так и за рубежом показывает, что использование многих видов вторичных ресурсов как дополнительных сырьевых источников, технически осуществимо и экономически выгодно, в то же время является и одним из факторов защиты окружающей среды. Высокая степень утилизации вторичного сырья ведёт к 50-90% -ному сокращению энергопотребления.

Типичная схема утилизации стружки в обязательном порядке включает такие операции, как сбор стружки, её очистку и отделение неметаллических включений и загрязнений, отмывку, брикетирование для эффективного переплава, механические испытания готовых брикетов и переплав.

Особенные трудности возникают тогда, когда среди легирующих элементов в алюминиевом сплаве встречается, литий. Такая стружка требует специальных методов утилизации и соблюдения дополнительных мер безопасности. Наличие примесей лития не допустимо во многих алюминиевых сплавах, а поэтому плавку следует проводить в отдельных агрегатах, которые пригодны только для переплавки литийсодержащей стружки. Эти устройства, как правило, очень дороги, и требуют плавки в контролируемой атмосфере для исключения риска детонации. Для работы на таких агрегатах могут быть допущены только специально обученные специалисты.

Все перечисленные факторы накладывают существенные ограничения на утилизацию литийсодержащей стружки и делают этот процесс крайне дорогостоящим и малоэффективным.

Для получения порошков с уникальными свойствами был разработан метод химического диспергирования. Суть метода состоит в разрушении алюминиевого сплава в растворе щелочи с образованием в осадке гидроксида алюминия. Контролировать

фазовый состав возможно благодаря введению необходимых легирующих добавок в исходный сплав на стадии сплавления. Такая методика с успехом может быть применена как альтернативный способ утилизации мелких алюминиевых отходов, содержащих литий. Образующийся в результате переработки стружки, гидроксид алюминия является альтернативным источником исходного сырья для создания перспективных керамических материалов на основе оксида алюминия для изготовления нового класса керамических материалов, обладающих уникальными свойствами.

Разработка новых керамических материалов, в свою очередь, является важнейшей задачей современной промышленности, поскольку только керамические материалы обладают рядом специфических, уникальных свойств, которые принципиально важны для всего машиностроения.

Одновременно решается проблема утилизации отходов Al-Li сплавов, сопряжённая с рядом особенностей, затрудняющих этот процесс.

Важно отметить, что из алюминиевых сплавов, содержащих литий, удаётся получить порошок, частицы которого принципиально отличаются по своей морфологии от частиц, образуемых в результате диспергирования сплавов, не содержащих литий. Причиной этого является специфическое распределение литиевых фаз по объёму металлического образца, а поскольку литий наиболее активен, процесс диспергирования протекает преимущественно в этих зонах.

Зоны, содержащие литий, распределены не только по границам зёрен, но и по объёму самих зёрен. Разрушение такого сплава приводит к образованию нанодисперсных пластинок неправильной формы [2]

На данный момент подробно исследован процесс химического диспергирования алюминиевого сплава, содержащего 1,5% лития и 4,5% меди. Исследование показало, что из данного порошка по традиционной технологии (прессование компактов из шихты с поливиниловой связкой) удаётся получить готовый образец с крайне высокой (более 70%) открытой пористостью. Полученный материал, несмотря на высокое значение пористости и низкую плотность (1,8 г/см³), демонстрирует высокие показатели механических свойств (предел прочности на статический изгиб около 180 МПа).

Такой материал с успехом может быть использован в качестве термоизоляции, фильтрующих элементов и основы для катализаторов дожигания.

Recycling aluminum-lithium waste with the production of raw materials for aluminum oxide ceramics

Skakova T. Y.

To obtain powders with unique properties, a chemical dispersion method was developed. The essence of the method consists in the destruction of an aluminum alloy in an alkali solution with the formation of aluminum hydroxide in the precipitate. It is possible to control the phase composition by introducing the necessary alloying additives into the initial alloy at the fusion stage. This technique can be successfully applied as an alternative method of recycling small aluminum waste containing lithium. Aluminum hydroxide, formed because of chip processing, is an alternative source of raw materials for the creation of promising ceramic materials based on aluminum oxide for the manufacture of a new class of ceramic materials with unique properties.

ПЕРЕРАБОТКА ПЫЛЕЙ МАРГАНЦЕВЫХ ФЕРРОСПЛАВОВ

В.М. Шевко, А.Д. Бадикова, И.П. Синельников

Южно-Казахстанский университет им. М. Ауэзова, г. Шымкент, Республика Казахстан,
e-mail: sunstroke_91@mail.ru

У крупнено-лабораторные испытания электроплавки шихты содержащей 77,4% гранулированных пылей производства ферросиликомарганца, 18,6% кокса и 4% стальной стружки показали возможность получить Fe-Si-Mn лигатуру (42-44% Mn, 13-14%Si) и ферросиликомарганец марки FeMnSi12 (60-61,5 % Mn, 7,5-8 % Si).

При металлургической переработке руд и концентратов образуются отходы – отсевы мелочи, шлаки, клинкера, шламы, пыли, которые чаще всего не рационально (из-зи уменьшения производительности печей) возвращаются в голову процесса или, в меньшей степени, перерабатываются самостоятельно. Марганцевая подотрасль не является исключением. Так, при производстве марганцевых ферросплавов образуется большое количество отходов: шламы, шлаки, отсевы и пыли, использование и переработка которых, позволит повысить эффективность производства и уменьшить негативное влияние отходов на окружающую среду [1].

Основными компонентами марганцевых ферросплавных пылей являются Mn (20-27 %) и SiO₂ (25-35 %). Причём пыли марганцевых сплавов как правило содержит 1-3,5% ZnO, 0,5-1 % PbO (некоторые пыли этой категории содержат до 28-30 % ZnO и PbO) [2]. Как видно из приведённого химического состава пылей они являются сырьевым ресурсом не только для получения сплавов, содержащих марганец и кремний, но и для производства цветных металлов.

В настоящее время пыли марганцевого производства перерабатывают брикетированием, как добавка при агломерации, окомкованием, выщелачиванием, плазменными методами, используют как сырьё для производства электролитического диоксида марганца [3-6].

Пыль от выплавки ферросиликомарганца Таразского металлургического завода на 98-99 % представлена мелкой фракцией (0,063 мм), а содержание марганца в ней доходит до 22 % [1]. Такую пыль предложено перерабатывать брикетированием, для дальнейшего использования при производстве стандартных марок ферросиликомарганца. Так же проводятся исследования по переработке таких пылей гидрметаллургическим методом, основанным на водном выщелачивании сернистым газом [7].

Ранее нами методом термодинамического моделирования были проведены исследования по получению из пылей ферросиликомарганца марочных ферросплавов [8]. В статье приводятся результаты крупнено-лабораторных испытаний электроплавки пыли производства ферросиликомарганца с получением товарной продукции. В период испытаний использовали пыль ТОО «Таразский металлургический завод» (ТМЗ), которая по данным анализов лаборатории ОТК содержала (по 15 пробам): 18,1-24,7% (среднее 21,6 %) Mn, 23,15-33,03% (среднее 27,8%) SiO₂, 1,12-2,8 % (среднее 2,02%) Al₂O₃, 4,8-6,8% CaO (среднее 5,1 %), 1,11-1,52% (среднее 1,28%) MgO, 0,14-0,99% (среднее 0,71%) Fe³⁺, 0,03-0,08% (среднее 0,05%) P, По РЭМ анализу пыль ТМЗ (рисунок 1) состояла из 23,87-27,39 % Mn, 14,5-15,36 % Si, 1,19-1,23 % Al, 1,25 % Fe, 0,77-0,8 % Mg, 2,32-2,44% Ca, 1,68-1,98 % Na, 6,5-7,5 % K, 1,05-1,3 % Zn, 3,69-3,83 % Pb.

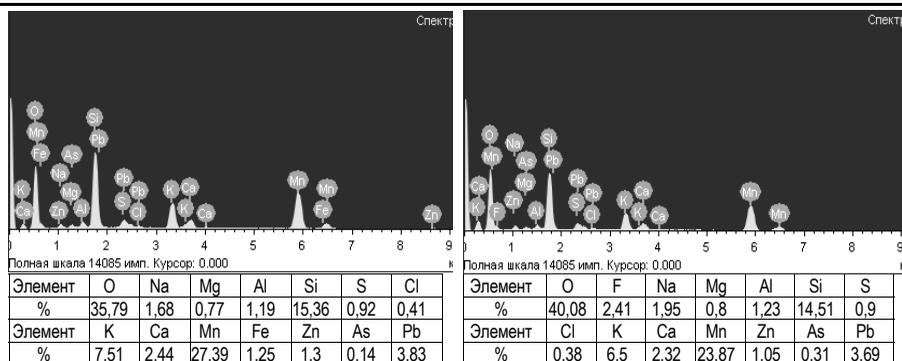


Рисунок 1. РЭМ анализ пыли

Пыли окомковывали с 7 % раствором бентонитовой глины на чашевом грануляторе (диаметр чаши 1,1 м, высота борта -0,14 м).

Сушка "мокрых" гранул проводилась при 120°C в течение 60 минут в сушильной печи SNOL 7,2/1100. Подготовлено к электроплавке 25 кг сухих окатышей. Было проведено дробление кокса 10-15 кг, до фракции 1-1,5 мм.

Также было подготовлено 20-30 кг стальной стружки. Шихта, подготовленная для электроплавки в количестве 32 кг содержала: гранулированная пыль 24,7кг (77,4 %), кокс 6 кг (18,6 %), стальная стружка 1,3 кг (4 %).

Испытания проводились на установке основным элементом которой была однофазная, одноэлектродная дуговая электропечь. Печь имела ванну объёмом 9600 см³ (20x20x24 см), диаметр графитированного электрода - 7 см. Ванна футерована хромомagneзитовым кирпичом.

Подина печи - графитовый блок (70x70x25см). В верхней части печь имела открывающуюся крышку. В крышке для ввода электрода имелось отверстие диаметром 9 см. Пространство между футеровкой и кожухом было заполнено асбестовыми листами толщиной 2,5 см. Печь была снабжена устройством поддержания и перемещения электрода (винтового типа).

Энергия в печь подавалась от печного трансформатора ТДЖФ-1002. Температуру под крышкой замерялась пирометром GM2200. Содержание кремния в слыве определялось по его плотности. Плотность устанавливалась пикнометрическим способом. Состав ферросплава определялся растровой электронной микроскопией (прибор JSM-6490LV (Япония)).

В таблице показаны технологические режимы электроплавки шихты. Процесс плавки преимущественно протекал без каких-либо осложнений. Трудности возникали только при сливе шлака. Он был очень вязкий. Видимо в дальнейшем необходимо продолжить работу по подбору оптимального состава шлака.

На рисунке 2 показаны фотографии выплавленных ферросплавов, а на рисунках 3 и 4 показан РЭМ анализ ферросплавов. Видно, что ферросплав первого слива содержал 42,2-43,98 % Mn, 13,49-14,00 % Si и 33,8-40,1 % Fe, а сплав второго слива 60,0-61,5 % Mn, 7,5-8,0 % Si, 26,0-26,6 % Fe.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Таблица 1. Технологический режим электроплавки гранулированных пылей ТМЗ

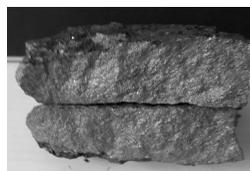
Технологическая операция	Технологические параметры				Примечание
	Время	I, А	U, В	T _{под крыш.} , °С	
Розжиг печи	7 ³⁰ -9 ⁰⁰	50-200	10-20	20-540	Режим стабильный
	9 ⁰⁰ -10 ⁰⁰	250-380	20-30	530-700	
	10 ⁰⁰ -11 ⁰⁰	350-400	30-40	700-740	
	11 ⁰⁰ -12 ⁰⁰	450-500	40-55	850-880	
Загрузка 16 кг шихты	12 ⁰⁰ -12 ²⁰	500-600	40-45	600-700	Сильное пламя
Плавка	10 ²⁰ -14 ⁰⁵	600-800	25-30	700-790	В конце свитчи
Слив шлака и сплава	14 ⁰⁵ -14 ³⁶	500-550	40-50	760-790	Летка плохо вскрывается
Загрузка 16кг шихты	14 ³⁶ -15 ⁰⁵	500-650	35-40	550-650	Электрод заметно сработан
Плавка	15 ⁰⁵ -17 ⁰⁰	750-850	30-35	650-750	Режим стабильный
Слив шлака и сплава	17 ⁰⁰ -17 ³⁶	450-600	45-55	740-800	Шлаки вязкие, плохо сливаются



а)

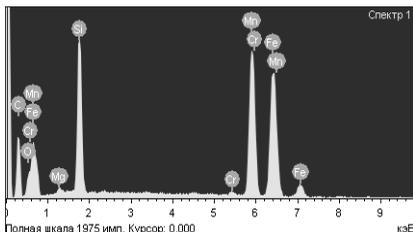


б)

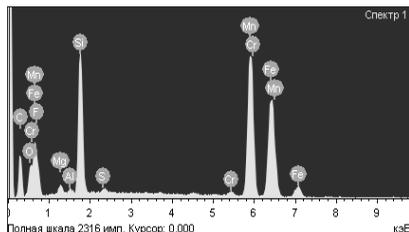


в)

Рисунок 2. Фотографии ферросплавов: а, б –первый слив, в- второй слив



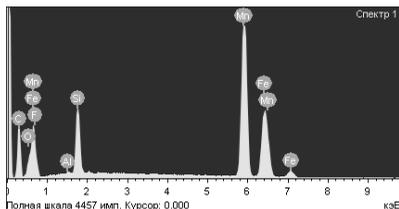
Элемент	Mn	Si	Fe	C	Cr	Прочие*
%	42,2	13,8	40,1	1,9	0,7	2,3



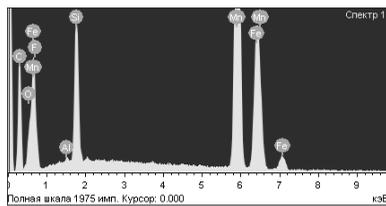
Элемент	Mn	Si	Fe	C	Cr	Прочие*
%	43,9	13,5	33,8	4,3	0,8	3,7

*)ΣAl, Cr, Mg, S и O

Рисунок 3. РЭМ анализ сплавов первого слива



Элемент	Mn	Si	Fe	C	Cr	Прочие*
%	60,0	7,5	26,6	2,9	0,5	2,5



Элемент	Mn	Si	Fe	C	Cr	Прочие*
%	61,5	8,0	26,0	2,2	0,4	2,2

*)ΣAl, Cr, Mg, S и O

Рисунок 4. РЭМ анализ сплавов второго слива

Низкое содержание марганца в первом сплаве было связано с тем, что в печи находился избыток кокса (который остался после розжига печи). При избытке кокса проводимость ванны электропечи возрастает, посадка электрода становится выше.

Реакционная зона смещается в верхние горизонты, появляются свищи, фильтрующий слой шихты уменьшается. Поэтому возрастают потери марганца с газом и уменьшается степень его перехода в сплав [9, 10].

В соответствии с [11] сплавы второго слива можно отнести к ферросиликомарганцу марки FeMnSi12, а сплавы первого слива (в виду низкого содержания в них кремния) к Fe-Si-Mn лигатуре.

Список использованных источников

1. Dashevskiy V.Ya., Aleksandrov A.A., Zhuchkov V.I. et. al. Problem of manganese in Russian metallurgy// Izvestiya Ferrous Metallurgy. 2020. 63 (8). pp. 579-590.
 2. Толымбекова Л.Б. Использование пыли сухих газоочисток производства ферросиликомарганца // Материалы МНПК Conduct of modern science: XI (Sheffield, 30 ноября-07 декабря, 2015). 443 (27)
 3. Кравченко П.А., Балашов С.М., Сезоненко О.Н.и др. Использование и переработка вторичных ресурсов на ПАО «ЭФЗ» //Сучасні проблеми металургії. 2016. 19 (1).
 4. Yanamandra R. M., Kapure G., Tripathy S. et.al. Recycling of ferromanganese gas cleaning plant (GCP) sludge by novel agglomeration// Waste Management. 2018. 80. pp. 457-465.
 5. Садунишвили О.С., Ахобадзе Т.В., Цкитишвили Ю.А. Исследование возможности применения марганцевой пыли в качестве сырья для производства электролитического марганца // Совершенствование технологии производства марганцевых сплавов: сб. статей. — Тбилиси: Сакартвело, 1978. С. 247–249.
 6. Neuschutz D. Plasma processing of dusts and residues//Pure & Appl. Chem. 1996. 68(5). pp. 1159-1165
 7. Исабаев С.М., Кузгибекова Х.М., Жинова Е.В. и др. Гидрометаллургическая переработка некондиционного марганцесодержащего сырья с получением высококачественных продуктов //Комплексное использование минерального сырья. 2018. №4. С.166-172.
 8. Shevko V.M., Sinelnikov I.P., Karataeva G.E. et.al. Electrothermal re-processing of dust produced during ferromanganese production. Proceedings of Irkutsk State Technical University. 2020. 24(4). pp.931–944.
 9. Шевко В.М., Абжанова А.С. Электротермическое получение ферросиликомарганца. Шымкент: ЮКГУ, 2009. 104 с.
 10. Кашкуль В.В., Гриншпунт А.Г., Люборец И.И. Передовой опыт эксплуатации рудовосстановительных электропечей. М.: Металлургия, 1988. 88с.
 11. ГОСТ 4756-91. Ферросиликомарганец. Технические требования и условия поставки. М.: Стандартиформ, 2011. 7с.
-

Processing of dust of manganese ferroalloys

Shevko V.M., Badikova A.D., Sinelnikov I.P.

The enlarged laboratory tests of the electric smelting of a charge containing 77,4% granular dust from the production of ferrosilicomanganese, 18,6% coke and 4% steel chips showed the possibility of obtaining Fe-Si-Mn ligature (42-44% Mn, 13-14% Si) and ferrosilicomanganese grade FeMnSi12 (60-61,5% Mn, 7,5-8% Si).

**ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ АМОРФНОГО ДИОКСИДА
КРЕМНИЯ ИЗ ПЫЛЕВЫХ ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ФЕРРОСИЛИЦИЯ**

И.И. Шайманов, Д.Б. Холикулов

Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета, г.
Алмалык, Республика Узбекистан, e-mail: doniyor_xb@mail.ru

В работе изучено возможность получения высокодисперсных порошков аморфного диоксида кремния из техногенных металлургических отходов, представляющих пылевидные отходы производства ферросилиция (микрокремнезема) с помощью гидроксида натрия. Синтезированный диоксид кремния имеет высокую степень чистоты и может быть использован в резинотехнической промышленности.

В современных экономических условиях актуальной является задача повышения эксплуатационных и технологических свойств материалов и изделий.

Одним из путей решения этой задачи является применение различных модифицирующих добавок [1].

Анализ производства аморфного кремнезёма показывает наличие этого продукта на мировом рынке под разнообразными техническими наименованиями и торговыми марками: аэросил, белая сажа, силикагель, микросилика, микрокремнезем, конденсированная силикатная пыль [2].

Аморфный кремний широко применяется в качестве армирующего наполнителя в резинотехнической промышленности для резины ранее применялась углеродная чёрная сажа, но сейчас наблюдается тенденция ее частичной или полной замены тонкодисперсным кремнезёмом.

Это позволяет увеличить прочность резины и придать ей цвета, отличные от чёрного.

Прочность резины на растяжение, раздир и общая величина жёсткости заметно повышаются, если частицы наполнителя имеют небольшой размер диаметром 5-10 нм, полностью диспергированны и находятся в виде разделённых, дискретных частиц внутри матрицы.

Для хорошей диспергируемости небольшие частицы должны быть гидрофобными, наличие на частицах наполнителя полярных и гидрофильных участков поверхности приводит к образованию цепочек из частиц, что придаёт жёсткость структуре резины [3].

Добавление аморфного кремнезёма в почву или в культуральные растворы даёт значительный благотворный эффект в том случае, когда имеется дефицит усвояемого фосфора. Это происходит вследствие того, что силикатный ион в слабощелочной среде способен вытеснять фосфат-ион с поверхности частиц почвы или коллоидного материала, таким образом, содержание фосфора в рассматриваемой системе увеличивается.

Такое применение АТК особенно эффективно для латеритных почв, на которых фосфат-ионы адсорбируются особенно прочно и становятся недоступными для растений из-за образования нерастворимых фосфатов железа и алюминия.

В результате в почвах такого типа этот приём ведёт к увеличению урожая зерновых в 2-3 раза, если среда щелочная, и возрастают вплоть до пятикратного размера, если среда нейтральная.

В настоящее время на территории Узбекистана оксид кремния (белая сажа) не производится основными поставщиками диоксида кремния в Узбекистан являются Россия, Китай и Германия Польша и Турция (таблица 1).

Таблица 1. Импорт диоксида кремния в Узбекистан из-за рубежа

№	Получатель	Объём поставок, кг	Импортер
1.	ООО "White Investment Group"	200	Китай
2.	ООО "Eclair Cosmetic"	1440	Польша
3.	ООО "Fergana Stone paper"	2070	Китай
4.	ЧП "Bau Max Baraka"	14400	Германия
5.	ООО "Ferman Kimya"	200	Турция
6.	ООО "Birinci Rezina Texnika Zavodi"	108000	Китай
7.	ООО "Real Trade Group"	19920	Россия

Следует заметить, что в перечне потребителей диоксида кремния представлена резина техническая отрасль. Мировые лидеры производства автомобильных шин все больше применяют нанокремнеземы при изготовлении своей продукции.

По данным самих производителей и независимых лабораторий, применение наносилики положительно влияет на важные эксплуатационные характеристики автомобильной резины: снижается истираемость протектора, увеличивается срок службы шины, уменьшается сопротивление качению, усиливаются фрикционные свойства.

Создание крупнотоннажного производства диоксида кремния в Узбекистане является задачей актуальной, ее решение даст возможность повысить качество резины и других продуктов, решит проблему импортозависимости.

В качестве исходного сырья использовали микрокремнезем. Микрокремнезем является крупнотоннажным отходом производства технического кремния и ферросилиция и представляет собой конденсаты паров монооксида кремния.

В таблице 2 приведены результаты анализа химического состава микрокремнезема, откуда следует, что данный исходный материал состоит на 94 масс.% из диоксида кремния, а основными примесями являются Fe_2O_3 (1,87 масс.%) и Al_2O_3 (1,83 масс.%).

Таблица 2. Химический состав (%) микрокремнезема, ферросилиция ФС65, производства АО «Узметкомбинат»

SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	Na_2O	K_2O
94,86	1,87	1,83	0,51	0,24	0,26

Для синтеза высокодисперсных частиц аморфного диоксида кремния использовали гидроксид натрия. Щелочное спекания микрокремнезема осуществляли в лабораторной муфельной печи, полученный спёк подвергли к водному выщелачиванию для получения силиката натрия.

Разложение силикат натрия осуществляли с серной кислотой до pH=1-4 при разложении распадался аморфный диоксид кремния. Полученный осадок многократно промывали с дистиллированной водой, температура дистиллированной воды составляло 85-90°C. После промывки осадок сушили в муфельной печи при температуре 60-70°C

Список использованных источников

1. Мордасов М.Д., Мордасов Д.М. Исследование структуры полимерного композиционного материала // 71 всероссийская научно-тех. конф. студентов, магистрантов и аспирантов высших учебных заведений с международным участием: сб. материалов конф. Ч.2 – Ярославль: Издат. дом ЯГТУ, 2018. - С. 464-466.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

2. Селяев В.П. и др. Производство тонкодисперсного аморфного микрокремнезема из диатомитов методом осаждения диоксида кремния из коллоидной системы //Технология текстильной промышленности, 2018, с. 34-49.
3. Айлер Р. Химия кремнезёма. М: Мир 1982. Ч. 1, 2. 1127 с.
4. Потапов В.В., Зеленков В.Н., Горбач В.А.и др. Извлечение коллоидного кремнезёма из гидротермальных растворов мембранными методами - М.: ПАЕН, 2006. – 228 с.

Studying the possibility of obtaining amorphous silicon dioxide from dust waste of ferrosilicum production

Shaimanov I.I., Kholikulov D.B.

The possibility of obtaining highly dispersed powders of amorphous silicon dioxide from technogenic metallurgical wastes, which are pulverized wastes from the production of ferrosilicon (microsilica) using sodium hydroxide, has been studied in this work. The synthesized silicon dioxide has a high degree of purity and can be used in the rubber industry.

ВЫВЕДЕНИЕ СВИНЦА ИЗ ОСНОВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ КАТОДНОГО НИКЕЛЯ КАК ОДИН ИЗ ПУТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА

Н.С. Арешина¹, А.Г. Касиков¹, Н.В. Ерошенко²

¹ Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
ФИЦ КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: n.areshina@ksc.ru

² АО «Кольская ГМК», Мончегорск, Российская Федерация

Представлены результаты разработки, внедрения и усовершенствования технологии переработки обжиговых пылей и других свинецсодержащих продуктов газоочистки никелевого производства. Выведение свинца из основной технологии позволило снизить его поступление в атмосферу производственных помещений и окружающую среду.

Воздействие негативных факторов от производственной деятельности металлургических предприятий в Арктической зоне более ярко выражено, чем в других регионах РФ и сопровождается высокой заболеваемостью населения.

Основной причиной данной проблемы является наличие в атмосфере, водоёмах и почвах токсичных элементов [1-5]. В частности, одним из наиболее опасных загрязнителей является свинец и его соединения. Принятая ранее на АО «Кольская ГМК» практика оборотной переработки тонкой пыли от обжига никелевого концентрата не только приводила к накоплению свинца в продуктах основной технологии и снижению качества катодного никеля, но и вызывала высокую запылённость в производственных помещениях и дополнительное поступление металла и его соединений в окружающую среду.

Таким образом, организация вывода свинца из оборота путём самостоятельной гидromеталлургической переработки пыли, реализованная на площадке Рафинировочного цеха комбината «Североникель» АО «Кольская ГМК» в г. Мончегорске, имеет важное экономическое и экологическое значение.

ИХТРЭМС КНЦ РАН выполнен комплексный анализ химического и фазового состава пылей разных полей электрофильтров и определены основные операции, обеспечивающие извлечение свинца [6]:

- водное выщелачивание водорастворимых фаз никеля, и меди с одновременным концентрированием свинца в остатке;
- выщелачивание свинца раствором хлорида натрия;
- осаждение свинца из хлоридного раствора путём введения сульфатсодержащего раствора.

Определены и отработаны в укрупнённом масштабе оптимальные параметры операций и предложена технология индивидуальной гидрометаллургической переработки пыли с получением свинцового концентрата и никелевого остатка, пригодного для индивидуальной переработки или переработки в обороте. Степень извлечения свинца из пыли составила 95–98%.

Разработан технологический регламент, пусковая и временная технологическая инструкции. После пуско-наладочных работ, проведённых с 2018 года, в 2020 году начата эксплуатация промышленной установки (участок обессвинцевания). До конца 2022 года из никелевого производства выведено более 4 тонн свинца, получено свыше 8 тонн свинцового концентрата с содержанием Pb 55–65 мас.%. Расчёты показали, что при стабильной работе участка возможно извлечение в свинцовый концентрат не менее 9 т свинца в год. Исследовано распределение примесей при гидрометаллургической переработке пыли. Установлено, что серебро частично переходит в свинцовый концентрат, и это препятствует реализации конечного продукта. Платиновые металлы при выщелачивании не извлекаются, образуя концентрат на оксиде никеля (II). Основная часть теллура, и частично селен переходят в раствор водного выщелачивания.

Проблемой является также присутствие серебра в маточном растворе хлоридного выщелачивания и превышение допустимого содержания свинца в нем. Предложены варианты дополнительной переработки промежуточных продуктов технологии, обеспечивающие снижение потерь ценных компонентов и возможность получения дополнительной продукции. Для извлечения серебра из свинцового концентрата разработана схема, включающая сульфитное выщелачивание и осаждение концентрата серебра путём введения сульфида натрия. В результате укрупнённых испытаний получено несколько партий свободного от серебра свинцового кека и концентрат Ag_2S , содержащий в среднем 81,3 мас.% серебра [7].

В результате исследований также подтверждена возможность вовлечения в переработку других свинецсодержащих продуктов газоочистки, в частности, селенистых кеков, проведены промышленные испытания [8]. Принципиальная схема комплексной переработки обжиговых пылей никелевого производства совместно с другими свинцовистыми продуктами представлена на рисунке.

В результате реализации технологии извлечения свинца из обжиговых пылей на комбинате «Североникель» Кольской ГМК решена проблема поступления повышенных количеств свинца в атмосферу производственных помещений, снижены показатели загрязнения технологических и сбросных растворов Кольской ГМК свинцом, что обеспечивает стабильное качество катодного никеля и уменьшение поступления в окружающую среду токсичных соединений этого элемента.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

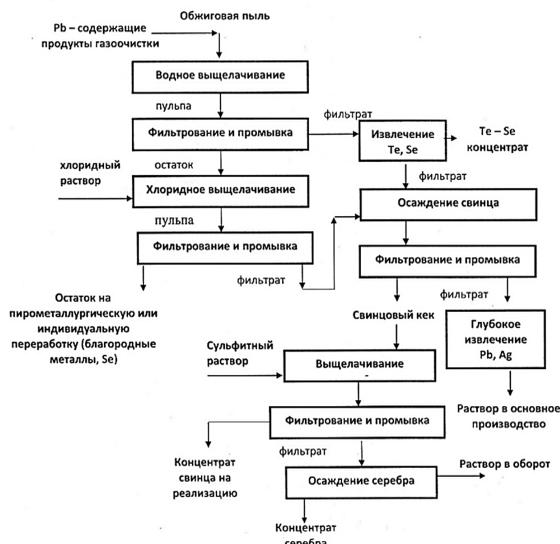


Рисунок. Принципиальная схема комплексной переработки свинецсодержащих продуктов газоочистки никелевого производства

Внедрение в производство предлагаемых решений по усовершенствованию технологии путём организации извлечения халькогенов и благородных металлов из пылей и других свинецсодержащих продуктов газоочистки позволит дополнительно сконцентрировать ценные и токсичные элементы, расширить номенклатуру реализуемых товаров АО «Кольская ГМК» и повысить комплексность использования никелевого сырья.

Список использованных источников

1. Ревич Б.А. Риски здоровью населения в «горячих точках» от химического загрязнения арктического макрорегиона // Проблемы прогнозирования. 2020. – №2 (179). С. 148–157.
2. Александрова Е.А., Аристархова Е.А. и др. Аэротехногенное загрязнение природной среды под воздействием комбината «Североникель» // Исследования молодых географов. Сборник статей участников зимних студенческих экспедиций. Москва. 2022. С. 129–137.
3. Дружинина А.С., Дружинин С.В. и др. Оценка воздействия промышленных выбросов на качество поверхностных вод Кольского полуострова // Тр.Карельского научного центра. 2022. №6. С.88-101.
4. Даувальтер В.А., Даувальтер М.В. и др. Влияние выбросов горно – металлургического комбината на химический состав донных отложений озер (Мончегорский полигон) // Геоэкология, инженерная экология, гидрогеология, геоэкология. 2010. №2. С.129–139.
5. Паршина М.В., Корельский Д.С. Комплексный мониторинг воздействия комбината «Североникель» на окружающую среду // Записки Горного института. 2008. Т.174.
6. Тюкин Д.П., Касиков А.Г., Арешина Н.С. и др. Промышленные испытания технологии извлечения свинца из пыли от обжига никелевого концентрата в печах кипящего слоя // Цветные металлы. - 2018. - №10. - С. 35-40.
7. Арешина Н.С., Касиков А.Г., Тюкин Д.П. и др. Извлечение серебра при переработке пыли от обжига никелевого концентрата в печах кипящего слоя // Цветные металлы. - 2021. № 5. С. 30–35.

8. Арешина Н.С., Касиков А.Г., Ерошенко Н.В. Повышение комплексности переработки свинецсодержащих продуктов газоочистки никелевого производства АО «Кольская ГМК» // Химическая технология, 2022. № 12. С. 515–522.
-

Removal of lead from the main nickel cathode technology as one of the ways to improve the environmental safety of production

Areshina N.S., Kasikov A.G., Eroshenko N.V.

The results of the development and improvement of the technology for processing firing dusts and other lead-containing products of gas purification of nickel production are presented. The removal of lead from the main technology allowed to reduce its entry into the atmosphere of industrial premises and the environment.

ПОЛУЧЕНИЕ ГРАНУЛИРОВАННОГО ТОПЛИВА ИЗ ОТХОДОВ: ВАРИАНТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ*

И.Д. Димитрюк, Р.Б. Табакаев

Тюменский государственный университет, г. Тюмень, Российская Федерация.
e-mail: i.d.dimitryuk@utmn.ru

Актуальна переработка отходов угля с добавлением доступной биомассы в гранулированное топливо с целью обеспечения более экологичного энергоснабжения. В работе предложен вариант использования сосновых опилок в качестве связующего вещества для гранулирования. Показано, что увеличение доли опилок в биоугольных гранулах приводит к возрастанию их механических свойств, а также снижает негативное воздействие на окружающую среду

В процессе добычи угля образуется большое количество угольной мелочи – штыба (фракция 0–6 мм), который в настоящее время мало востребован и считается отходом. В основном такой уголь ограничен в использовании (эффективное сжигание возможно только в камерных топках) и проблематичен в транспортировке (при перевозке штыба его потери могут достигать 30–40 %) [1]. При складировании штыба в отвалах неизбежно его попадание в грунтовые воды, что приводит к серьёзным экологическим проблемам [2]. Поэтому переработка угольной мелочи чрезвычайно важна, как с точки зрения утилизации, так и с точки зрения получения востребованного топлива с повышенной добавленной стоимостью.

Гранулирование угольного штыба может рассматриваться в качестве одного из возможных методов использования данного сырья [3]. Однако для получения прочных гранул необходимо осуществить выбор и обоснование связующего вещества. Основными причинами, тормозящими в настоящее время развитие гранулирования каменноугольной мелочи, является отсутствие доступных, экологически безопасных, технологичных и экономных связующих. Решением данной проблемы может рассматриваться использование экологически чистой и доступной биомассы, которая в своём роде является отходом биологического происхождения.

* Работа выполнена при финансовой поддержке Госзадания № FEWZ-2021-0014

Заинтересованность в энергетическом использовании ресурсов биомассы возникает из-за CO₂-нейтральности: не происходит воздействия на баланс углекислого газа в атмосфере, ведущего к развитию парникового эффекта, так как растительная биомасса при жизни производит поглощение CO₂ в таком же количестве, что и выделяется при ее сжигании [4].

Показано [1], что повышение доли биомассы в топливной композиции облегчает воспламеняемость и увеличивает скорость горения. Однако для получения механически прочных гранул необходимо подбор оптимальных параметров (давление, время и др.) гранулирования. Например, применение чрезмерно высоких давлений может оказать негативное влияние на механическую прочность [5].

В связи с этим актуальна переработка некондиционного угля и биомассы на примере отходов деревообрабатывающей промышленности в гранулированное топливо с целью более экологичного энергообеспечения.

Методика исследования. В качестве объектов исследования рассмотрены пробы каменноугольного штыба Кузнецкого угольного бассейна и сосновые опилки.

Гранулирование угля и биомассы осуществлено аналогично ранее разработанной технологии с добавлением отходов мукомольного производства [1]. Эксперименты осуществляли следующим образом, уголь смешивали с опилками (от 5 до 20% по массе, шаг 5 %). Далее смесь смачивали и прессовали при следующих параметрах: усилие пресса – 5 т, температура – 130–140°C.

Для оценки качества получаемых гранул проводили испытания на истирание согласно ГОСТ 34090.1-2017 «Биотопливо твердое. Определение механической прочности пеллет и брикетов».

Согласно данному методу, предварительно взвешенные пеллеты помещали во вращающийся короб, который вращали в течение 10 мин, достигая 500 оборотов.

Во время теста происходило опрокидывание и сдвиг гранул с истиранием. После перемешивания содержимое высыпали и просеивали, при этом удаляя частицы с размером менее 3,15 мм.

Массу брикетов до начала испытания и после измеряли на высокоточных весах с дискретностью 0,1 мг.

Обработку результатов осуществляли следующим образом:

$$DU^r = \frac{m_a}{m_0} \cdot 100, \quad (1)$$

где m_a – масса образца после испытания и просеивания, г; m_0 – масса образца до испытания (начальная масса), %.

Результаты и их обсуждения. Характеристики исходного топлива приведены в таблице.

Видно, что зольность опилок ($A^d = 0,9\%$), ниже средней зольности биомассы, равной 4,9 % по [6]. Также можно отметить, что каменный уголь обладает высокой теплотворной способностью ($Q_{i,r}^t = 24,88$ МДж/кг) и низкой зольностью ($A^d = 8,3\%$), что позволяет рассматривать его в качестве перспективного сырья для гранулирования.

В процессе гранулирования получены следующие результаты (рисунок 1).

Таблица 1. Теплотехнические характеристики и элементный состав рассматриваемых твёрдых органических топлив

Образец	Влажность W^a , %	Зольность на сухую массу A^d , %	Выход летучих веществ V^{daf} , %	Низшая теплота сгорания Q_f^l , МДж/кг	Элементный состав на сухую массу, %				
					C^d	H^d	N^d	S^d	O^d
Опилки	7,2	0,9	83,6	17,12	51,42	6,03	0,05	0,00	41,60
Каменный уголь	10,6	8,3	37,7	24,88	74,00	4,11	2,25	0,45	10,93

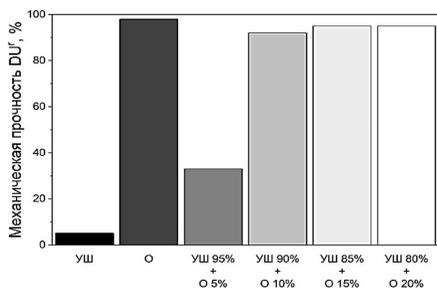


Рисунок 1. Механические характеристики гранул:
УШ – угольный штыб, О – опилки

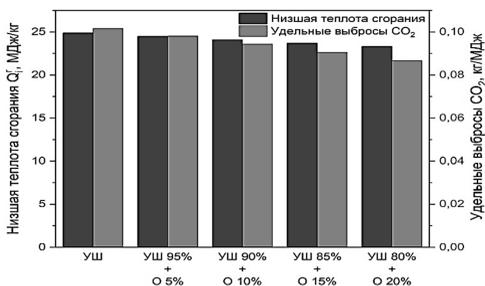


Рисунок 2. Низшая теплота сгорания и удельные выбросы CO_2 в зависимости от доли основных отходов в составе гранулы:
УШ – угольный штыб, О – опилки

Видно, что с увеличением доли опилок в биоугольных гранулах возрастают их механические свойства.

Учитывая, что опилки являются CO_2 -нейтральным ресурсом, то необходимо стремиться к увеличению их доли в составе гранулированного топлива, что позволит уменьшить негативное воздействие на окружающую среду. Однако, как видно из таблицы, с увеличением доли биомассы в составе гранул их теплота сгорания будет снижаться.

По данным из рисунка 2 можно заметить, что с увеличением доли биомассы в биоугольной смеси, удельные выбросы CO_2 снижаются на 3,5-14,7%.

Заключение

Опилки могут быть использованы в качестве доступного и CO_2 -нейтрального связующего при производстве прочных гранул из угольного штыба. Увеличение доли опилок до 20% позволяет снизить удельные выбросы CO_2 на 14,7%.

Список использованных источников

1. Tabakaev R. et al. High-strength fuel pellets made of flour milling and coal slack wastes //Energy. – 2022. – Т. 243. – С. 123071.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

2. Ремезов А.В., Гришин С.С. Экологические проблемы и пути их решения при подземной разработке месторождений полезных ископаемых //Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2005. – №. 6. – С. 38-41.
3. Sahan M. Usage of biomass in the production of briquettes. – 1999.
4. Астафьев А.В. Обоснование условий реализации автотермического пиролиза органической биомассы применительно к теплотехнологическому оборудованию. Дис. канд. техн. наук: 05.14.04. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2021. – 179 с.
5. Tabakaev R. et al. Pine nut shells of Siberian cedar as a resource for the high-strength smokeless fuel //Biomass Conversion and Biorefinery. – 2022. – С. 1-11.44
6. Vassilev S.V., Vassileva C.G., Vassilev V.S. Advantages and disadvantages of composition and properties of biomass in comparison with coal: An overview //Fuel. 2015. T. 158. C. 330-350.

Obtaining granulated fuel from waste: a variant of technological solutions

Dimitryuk I.D., Tabakaev R.B.

The recycling of coal waste with the addition of available biomass to granular fuel is relevant in order to ensure a more environmentally friendly energy supply. The paper proposes a variant of using pine sawdust as a binder for granulation. It is shown that an increase in the proportion of sawdust in bio-coal granules leads to an increase in their mechanical properties, and also reduces the negative impact on the environment.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПЫЛИ РУКАВНЫХ ФИЛЬТРОВ АФФИНАЖНОГО ПРОИЗВОДСТВА

К. Дюсенбеков

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет МИСИС,
Москва, Российская Федерация, e-mail: 20line@mail.ru

Изучен состав пыли, установлено наличие в их составе водорастворимых солей и примесей. На стадии лабораторных исследования подтверждена достижимость извлечения золота и серебра из пыли в целевые продукты свыше 90 %.

С каждым годом наблюдается увеличение спроса на драгоценные металлы (ДМ), что вызывает настоятельную необходимость, наряду с поиском новых источников сырья, усовершенствования существующих технологий их производства. Указанное обстоятельство предполагает, в первую очередь, повышение полноты и комплексности использования первичного, вторичного и техногенного сырья.

Возрастающий объем и одновременное снижение качества поступающего на переработку сырья требуют разработки и внедрения высокоэффективных процессов, обеспечивающих получение селективных концентратов драгоценных металлов и самих металлов, сокращение объемов незавершенного производства, снижение энергозатрат, уменьшение потерь драгоценных металлов, возможность автоматизации процессов, улучшение условий труда. В этой связи необходимо перерабатывать наряду с первичным сырьём, также техногенное сырье: пыли, шлаки, кеки.

Требуется комплексный подход к решению данной задачи, от современных методов анализа вещественного состава техногенного сырья до методов переработки с учётом комбинированных методов. Переработка такого рода техногенного сырья экономически целесообразна, что объясняет возрастающий интерес к проблеме переработки шлаков и пыли плавильных агрегатов с целью извлечения ценных компонентов.

В аффинажном производстве при пирометаллургической переработке золотосодержащего сырья с газовыми потоками выносятся через систему вытяжных газодулов на рукавный фильтр большое количество пылевой фазы, образующихся преимущественно за счёт возгона легколетучих компонентов (цинк, свинец, висмут, селен, теллур и др.) и их соединения, содержащих благородные металлы.

Пылевые осадки после регенерации (встряхивании) рукавов, накапливаются в накопительный бункер. По мере накопления бункера их разгружают, пыль подвергают дальнейшему опробованию.

Данная пыль имеет серый цвет, представляет собой мелкодисперсный материал крупностью $-0,05+0,1$ мм (90%) с насыпным весом $1,30$ г/см³, содержащий (согласно данным проведённых на рентгенофлуоресцентном спектрометре FISHER) цинк (0,7%), свинец (0,23%), железа (0,21%), медь (0,27%), селен (5,7%), теллур (0,15%), кремний (0,94%), мышьяк (0,4%), ртуть (0,04%), висмут (0,01%), хром (0,03%), никель (0,04%), МПГ (в сумме 0,05%), золота (0,52%), серебра (0,83%).

Основу пылей составляет хлориды натрия, серебра и сажа (чёрный углерод) из отходящих газов CO и CO₂. Индивидуальная переработка пылей осуществляется методами путём комбинирования в схеме гидро- и пирометаллургических процессов. Навеску лабораторной пробы ПРФ (50,02 г) выщелачивали водой при температуре от 80 °С до 90 °С в течение 1 ч при отношении Ж : Т равном 4. В раствор перешли соединения натрия, растворение в воде которых создаёт слабощелочную среду. Выход нерастворимого остатка составил 15,04 г или 30,07 %. Расчётное содержание в нем драгоценных металлов возросло в 5,15 раза. Оптимальные условия водного выщелачивания были определены экспериментально, что позволяет практически полностью перевести в раствор водорастворимых солей и форм цветных металлов.

Целью данной операции является существенное сокращение массы материала и повышение содержания золота и серебра в полученном нерастворимом остатке. Выщелачивание «царской водкой» остатков водного выщелачивания, содержащие Zn (0,26 %), Pb (1,4 %), Fe (0,86 %), Cu (0,98 %), Se (13,11 %), As (0,39 %), Bi (0,08 %), Cr (0,08 %), Ni (0,81 %), МПГ (в сумме 0,07 %), Au (2,22 %), Ag (5,24 %), проводили при температуре 80 °С, отношении Ж : Т равном 8, в течение 3 ч. Извлечение золота и серебра в растворы выщелачивания составило 80,9 %. Полученный нерастворимый остаток и золотой порошок после осаждения и фильтрации подвергли плавке с флюсами. Были получены сплавы Доре, содержащего (по данным пробирного анализа) 3,58 % Au, 95,87 % Ag и 98,06 % Au, 0,1 % МПГ и 1,46 % Ag соответственно.

Подводя итоги можно сделать следующие выводы:

- произвели целенаправленный и безвозвратный вывод практически всех неблагородных примесей из пыли ПРФ;
- обеспечили последовательное снижение количества вредных компонентов в продуктах;
- существенно сократили количество запускаемого на плавку материала и предотвратили закливание в производстве неблагородных элементов.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Список использованных источников

1. Информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям «ИТС 14–2020 Производство драгоценных металлов». Москва Бюро НДТ 2020. – 173 с.
 2. Звягинцев О.Е. Аффинаж золота, серебра и металлов платиновой группы. – М.: Химия, 1945. – 245с.
 3. Металлургия благородных металлов, зарубежный опыт. - М.: Metallurgia, 1991, 354 с.
 4. Масленицкий И.Н. и др. Металлургия благородных металлов. М. Metallurgia, 1987, 415 с.
 5. Основы металлургии / под ред. Н.С. Грейвера. Т. 5. – М.: Metallurgia, 1968. – 630 с.
 6. Темеров С.А., Губин М.В., Плечкина С.И. и др. Переработка концентрата пыли электрофильтров // XX Черняевская конференция по химии, аналитике и технологии платиновых металлов: сб. тезисов. - Красноярск, 7–12 октября 2013 г.- Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2013. 252 с.
-

Investigation of the technology of extracting precious metals from the dust of bag filters of refining production

Dyussenbekov K.

The composition of dust has been studied, the presence of water-soluble salts and impurities in their composition has been established. At the stage of laboratory studies, the feasibility of extracting gold and silver from dust into target products over 90% was confirmed.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ РТУТНЫХ ОТХОДОВ

В.А. Домрачева, В.В. Трусова

ФГБОУ ВО "Иркутский национальный исследовательский технический университет"
(ИРНИТУ), Российская Федерация, г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: domra@istu.edu, vvtrusova@gmail.com

В работе рассмотрены экологические и экономические аспекты переработки ртутных отходов на примере лежалых хвостов ООО «Рудник «Весёлый». Показано, что извлечение ртути сорбентами позволит снизить класс опасности отходов и вернуть в оборот ценный компонент – ртуть.

Одним из наиболее значимых источников загрязнения ртутью окружающей среды являются складированные отходы обоганительного производства, содержащие ртуть.

Образование ртутных отходов в горно-обогатительном производстве связано прежде всего с использованием на ЗИФ в технологическом процессе гравитационно-амальгамационного цикла обогащения.

На фабриках Урала, Алтая, Забайкалья и др. весьма успешно использовалась амальгамационная технология извлечения золота. Расход «жидкого металла» в золотодобывающей промышленности доходил до сотен тонн в год. При этом огромное количество ртути поступало в окружающую среду.

Метод амальгамации приводит к значительному загрязнению окружающей среды, поэтому запрещён в РФ с 1988 г., но во многих странах он до сих пор

используется. На протяжении многих десятилетий происходило накопление ртутных отходов (лежалых хвостов).

На сегодняшний день, ртутные отходы - это техногенные отходы, которые необходимо утилизировать. Процесс утилизации ртутных отходов позволит решить, во-первых, экологическую проблему, поскольку данные отходы относятся к первому классу опасности. Извлечение ртути позволит не только понизить класс опасности лежалых хвостов, но и решить вторую проблему - рациональное использование минеральных ресурсов. Извлекая ртуть, золото и другие ценные компоненты из техногенных отходов, мы сохраняем природные ресурсы.

Экологическую и экономическую целесообразность переработки ртутных отходов можно рассмотреть на примере ЗИФ Республики Алтай (ООО «Рудник «Весёлый»), где для извлечения золота почти 50 лет использовался процесс амальгамации.

Средний расход ртути на амальгамацию составлял 4-5 г на тонну перерабатываемой руды. Потери ртути составляли порядка 5%. По предварительным подсчётам объем хвостов составляет 2,5 млн т, содержание ртути – не менее 9-10 т.

Существуют разные методы извлечения ртути, но наиболее эффективным, в данном случае, является сорбционный с использованием углеродных сорбентов (АБЗ, АБЗ-М), полученных на основе ископаемых бурых углей Иркутского угольного бассейна [1].

Предложенная угольно-сорбционная технология извлечения ртути включает выщелачивание ртути из хвостов 50 %-ным раствором азотной кислоты и динамическую сорбцию ртути. Среднее содержание ртути в хвостах составляет 4-5 г на тонну; плотность – 2,86 г/см³; крупность - от 2 до 0,074 мм; Ж : Т=1.

Выщелачивание ртути из хвостов проводили в агитационной чане 50 %-ным раствором азотной кислоты, при температуре 20°C в течение 6 часов. Расход кислоты составляет 150 литров на тонну (расчёт проведён с учётом стехиометрии на основе химического анализа первичных руд).

Для сгущения и обесшламливания пульпы использовали одноярусный сгуститель с центральным приводом, кислотостойкий Ц-2.5М2. Фильтрацию пульпы проводили на барабанном фильтре 1,65x1,8 м.

Слив после сгущения направлялся на динамическую сорбцию в сорбционную колонну – адсорбер диаметром 0,3 м и высотой 2,5 м. Высота слоя загрузки 2,0 м. Подачу слива в адсорбер осуществляли снизу.

Сорбент АБЗ: насыпная плотность – 540 г/дм³; механическая прочность – 76 %, фракция -2,5+0,5 мм. Сорбционный объем – 0,141 м³, масса сорбента – 76 кг, удельная нагрузка – 2 ч⁻¹ (линейная скорость – 4,0 м/час).

Динамическая ёмкость сорбента, определённая в лабораторных условиях, составляет 3,76 мг/г. Слив представляет собой многокомпонентную систему, содержащую ионы ртути, меди, цинка и др. элементов, поэтому ёмкость сорбента может быть снижена на 10-15 %. Осадок нейтрализовали известью и отправляли в хвостохранилище. Определение ртути проводили атомно-абсорбционным методом. Концентрация ртути на входе в адсорбер составляла 11,774-11,972 мг/дм³, на выходе не обнаружена. Потеря ртути происходит при фильтровании за счёт влажности осадка. Извлечение ртути в процессе сорбции составило 99,9 %. Выявлено, что сорбент АБЗ селективен к ионам ртути в кислой среде [2].

Сорбционный метод извлечения ртути из лежалых хвостов позволяет применять углеродный сорбент без дополнительных реагентов, а также многократно использовать сорбент в цикле

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

«сорбция – десорбция». Извлечение ценного компонента из сточных вод позволяет сохранить минеральное сырьё, а полученные целевые продукты использовать в производстве повторно.

Предлагаемый метод прост в аппаратном оформлении и не требует больших экономических затрат для его реализации. Отходы, возвращённые в хвостохранилище, будут относиться к отходам 4-ого класса опасности, а не 1-ого, плата за размещение отходов значительно снизится, а извлечённый ценный компонент – ртуть – повысит прибыль производства.

Таким образом, при внедрении угольно-сорбционной технологии переработки ртутных отходов (лежалых хвостов) можно получить как экономический, так и экологический эффекты.

Список использованных источников

1. Остапчук Д.Е., Домрачева В.А., Трусова В.В. Переработка ртутьсодержащих техногенных отходов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады, 10–13 апреля 2018 г. – Екатеринбург: Изд-во "Форт Диалог-Исеть", 2018. – С. 343-344.
2. Домрачева В.А., Федотов К.В., Трусова В.В. Сорбционная очистка сточных вод. – Иркутск: Иркутский национальный исследовательский технический университет, 2017. – 165 с.

Environmental and economic aspects processing of mercury waste

Domracheva V.A., Trusova V.V.

The paper considers the environmental and economic aspects of mercury waste recycling using the example of lying tailings of the Vesely Mine. It is shown that extraction of mercury by sorbents will reduce the hazard class of waste and put the valuable component, mercury, back into circulation.

ЭКОЛОГИЧЕСКИ ОРИЕНТИРОВАННОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ГРАНУЛИРОВАННОГО ПЕНОСИЛИКАТА, ПОЛУЧЕННОГО В РЕЗУЛЬТАТЕ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ*

О.Н. Цыбульская¹, Т.В. Ксеник¹, А.А. Юдаков¹, В.Ф. Павлов²

¹ ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Владивосток, Российская Федерация

² Красноярский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук, г. Красноярск, Российская Федерация, e-mail: ont155@mail.ru

Разработан метод модификации гранулированного пеносиликата, полученного из отходов руды слюдяного сланца. Показана возможность применения модифицированного пеносиликата, в качестве основы при создании новых сорбентов для очистки загрязнённых вод от органических веществ, включая нефтепродукты.

Исследования в области переработки техногенных отходов активно проводятся во всём мире. Интерес представляет выделение из техногенного сырья ценных соединений, в том числе редких металлов, микроэлементов и других компонентов.

* Работа выполнена в рамках государственного задания Института химии ДВО РАН, тема № 0205-2022-0002

Особое внимание уделяется развитию технологий переработки с получением пеностеклокристаллических материалов.

Для решения экологических проблем связанных с накоплением отходов промышленных предприятий и низкосортного рудного сырья в Сибирском отделении РАН разработана технология безотходной переработки техногенного, рудного и нерудного сырья методом восстановительной плавки [1].

Технология позволяет из одной тонны сырья сформировать до 10 м³ гранулированного пеносиликата.

Преимущественно пеносиликаты применяются как эффективные строительные материалы. Физико-механические, теплофизические свойства пеносиликата, его структурные особенности, наличие развитой системы открытых пор различных размеров позволяют рассматривать пеносиликат как перспективный сырьевой материал для разработки новых сорбентов нефти и нефтепродуктов.

Для изготовления опытной партии модифицированных сорбентов были выбраны образцы пеносиликата, полученные из отходов руды слюдяного сланца. Содержание оксидов в образцах составило: CaO - 44,3; SiO₂ - 29,5; Al₂O₃ - 14,2; MgO - 4,04; TiO₂ - 2,50; K₂O - 4,15 в % мас. Методом рассева на ситах получали необходимые для экспериментов фракции от 2 до 8 мм.

В зависимости от фракционного состава насыпная плотность пеносиликата составляла от 70 до 150 кг/м³.

Модифицирование поверхности образцов пеносиликата осуществлялось путём их химико-термической обработки неполярными углеводородами.

Технология, разработанная в Институте химии ДВО РАН, включает два основных этапа обработки – обжиг исходного сырьевого материала и его модификацию, то есть нанесение покрытия на открытую поверхность пор сырья. Покрытие формируется в условиях перепада давления в процессе охлаждения материала [2].

В качестве модифицирующих веществ в экспериментах использовались мазут марки М-100 и высокоочищенный парафин нефтяной марки П-2. Проведённые эксперименты показали, что пеносиликат, полученный как продукт переработки рудных отходов (руды слюдяного сланца), подвергается термохимическому модифицированию, оптимальные режимы модифицирования были установлены экспериментально.

После обработки образцы пеносиликата приобрели равномерную гидрофобность по поверхности.

На рисунке 1 (а) видны капли воды, на поверхности пеносиликата, рассыпанного слоем. Качество гидрофобного покрытия на образцах модифицированного материала оценивали по краевому углу смачивания, величина которого определяет межмолекулярное взаимодействие частиц поверхности пеносиликата с водой, рисунок 1 (б). Статический угол смачивания на поверхности частиц крупностью 4-8 мм составил 142÷145°.

Изменение расхода модифицирующего вещества позволяет регулировать толщину покрытия на поверхности пеносиликата, получать тонкие плёнки (предположительно, толщиной в несколько молекулярных диаметров), избегать закупоривания пор малого размера модифицирующим веществом. Тем самым сохраняется высокая удельная поверхность пеносиликата и объем открытых пор, что повышает его адсорбционную способность по отношению к нефтепродуктам.

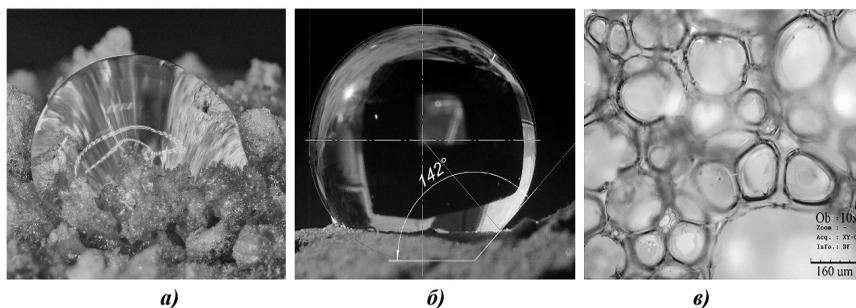


Рисунок 1. Модифицированный пеносиликат

Анализ структуры под микроскопом указывает на то, что пеносиликат сохраняет развитую высокопористую структуру с открытыми и замкнутыми порами различной формы и размеров.

Температурная обработка пеносиликата при модифицировании его поверхности не влияет на пористую структуру.

На рисунке 1 (в) представлен снимок поверхности модифицированного образца, полученный под микроскопом LEXTOLS3100.

Для проверки стабильности гидрофобных свойств были выполнены исследования степени водопоглощения пеносиликата в статических условиях по отношению к дистиллированной воде.

Результаты показали, что через 15 минут испытаний влагосодержание необработанных образцов в два раза выше, чем у модифицированных. После 94-х часов испытаний влагёмкость необработанного пеносиликата достигает максимальной величины 212 %. Влагёмкость образцов модифицированных мазутом и парафином практически не меняется.

При разработке олеофильных материалов главным критерием, который следует учитывать, является нефтепоглощающая способность.

Для определения нефтеёмкости модифицированного пеносиликата в качестве модельного нефтепродукта было выбрано дизельное топливо с диапазоном плотности 0,820-0,870 г/см³. Нефтеёмкость в г/г определяли как отношение массы адсорбированного дизельного топлива к массе первоначальной пробы пеносиликата, взятой до испытаний.

Лабораторные результаты позволили провести сравнительную оценку эффективности исходного и модифицированного материала. Результаты показали, что резкий рост нефтеёмкости наблюдается до 1,3 часов испытаний для всех образцов, рисунок 2. Максимальная величина насыщения 0,23 г/г достигается через 10 часов для образца, модифицированного мазутом.

Нужно отметить, для того, чтобы максимально приблизиться к реальным условиям эксплуатации сорбционных материалов, в которых присутствует контакт сорбента с водной средой, в экспериментах использовали водонасыщенные образцы пеносиликата. Этот факт необходимо учитывать при анализе результатов испытаний.

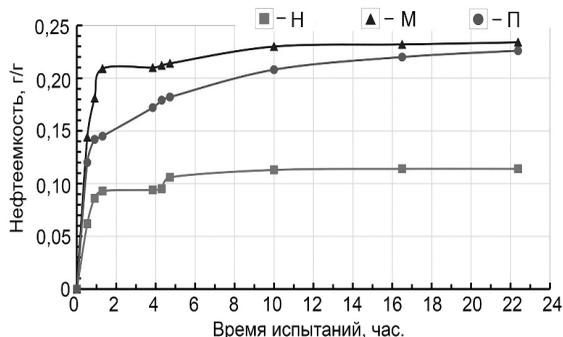


Рисунок 2. Нефтеёмкость водонасыщенных образцов пеносиликата:

Н – необработанный; М – модифицированный мазутом; П – модифицированный парафином

Очевидно, что при испытании не водонасыщенных, а сухих образцов пеносиликата нефтеёмкость будет значительно выше.

Для определения нефтеёмкости по дизельному топливу для сухих образцов были проведены испытания модифицированного пеносиликата в течении 24 часов. Сорбционная ёмкость определялась гравиметрически. Результаты показали значения сорбционной ёмкости от 1,89 до 1,98 г/г для различных образцов.

Очевидно, что модифицированный пеносиликат по своим сорбционным характеристикам сопоставим с модифицированным вспученным перлитом, который достаточно успешно используется для очистки сточных и льяльных, загрязнённых нефтепродуктами в производственных условиях.

Таким образом, гранулированный пеносиликат, полученный из рудного сырья с учётом его физико-механических и теплофизических свойств, структурных особенностей, может рассматриваться как перспективное экологически безопасное сырьё при получении новых олеофильных сорбентов для очистки нефтесодержащих сточных вод.

Список использованных источников

1. Павлов В.Ф. Физические основы технологии получения новых материалов с заданными свойствами на основе создания системы комплексного использования техногенного и нерудного сырья. – Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2005. – 196 с.
2. Tsybul'skaya O.N., Ksenik T.V., Yudakov A.A. et. Development of technology of producing the hydrophobic aluminosilicate sorbents for cleaning of water objects from organic pollutions // Procedia Environmental Science, Engineering and Management. 2019. Vol. 6, № 4. P. 535-545.

Environmentally oriented use of granulated foam silicate produced as a result of processing man-made waste

Tsybul'skaya O.N., Ksenik T.V., Yudakov A.A., Pavlov V.F.

A method has been developed for modifying granular foam silicate obtained from mica shale ore waste. The possibility of using a modified silicate foam as a basis for the creation of new sorbents for the purification of polluted water from organic substances, including oil products, is shown.

**ПЕРЕРАБОТКА КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ В ОДНОЗОННОЙ ПЕЧИ
ВАНОКОВА ПРИ ПЛАВКЕ СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ
НА АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»**

М.М. Якубов¹, С.Р. Худояров², Ш.А. Мухамеджанова³, И.С. Умаралиев⁴

^{1,2} Филиал национального исследовательского технологического университета МИСиС,
г. Алмалык, Республика Узбекистан,

³ Ташкентский государственный технический университет им. И.Каримова г. Ташкент,
Республика Узбекистан, *g-mail: shoira.muhamet@gmail.com*

⁴ АО «Алмалыкский ГМК» г. Алмалык, Республика Узбекистан

Показано, что при плавке сульфидных медных концентратов в автогенной одно-зонной печи Ванюкова на АО «Алмалыкский ГМК», вовлекаются в переработку техногенные образования, в виде конвертерного шлака, а также клинкер-отход цинкового производства, используемый в качестве восстановителя и сырья благородных металлов.

Техногенные отходы в виде шлаков медного производства представляют собой серьёзную проблему экологического и социально-экономического воздействия в регионах металлургической промышленности, поскольку они складываются в отвалах и исчисляются миллионами тонн, представляя опасность для окружающей среды [1].

Истощение запасов высококачественных руд, снижение содержания металлов в рудах используемых в чёрной и цветной металлургии указывают на необходимость обращения особого внимания на повышение комплексности использования сырья, направленного на создание и внедрение технологий по переработке техногенных отходов в виде медных шлаков металлургической отрасли с целью извлечения железа и меди [2, 3].

В настоящее время в хвостохранилищах комбината АО «Алмалыкский ГМК» накопилось более 1 млрд. 500 млн. тонн техногенных отходов обогатительной фабрики, 8,5 млн. тонн отвальных шлаков, содержащие более 1,4 млн. тонн меди.

На сегодняшний день в отвалах цинкового завода АО «Алмалыкский ГМК» накопилось более 450 тысяч тонн техногенного отхода цинкового производства - клинкера, в котором содержится более 50% восстановительных элементов в виде металлического железа и углерода, а также золото в количестве 2,7-3,5 г/т и серебро 160-250 г/т, которые можно использовать в виде дополнительного сырья для производства благородных металлов.

В металлургической отрасли нашего региона наступает момент, когда экологические и экономические аспекты процессов переработки техногенного сырья указывают на то, что в качестве дополнительного техногенного сырья, к примеру, можно рассмотреть шлаки медного производства, содержащие значительное количество меди 0,7-7% и железа более 35% и открывают возможности для извлечения черных, цветных и благородных металлов из них.

Известно, что для переработки шлаков медного производства, применяются как пирометаллургические, так и гидрометаллургические способы. Преимуществом в способах переработки шлаков обладает пирометаллургический, однако при невозможности применения пирометаллургического способа переработки, применяется гидрометаллургический, для которых широко используются флотационные методы обогащения [2].

На АО «Алмалыкский ГМК» пирометаллургическим способом перерабатывают конвертерные шлаки с содержанием меди 2,7–3,3%, часть которых перерабатывают в отражательной печи, а другая часть на обогатительной фабрике комбината, где вместе с рудой содержащей медь в количестве 0,22–0,33%, проходит повторное обогащение до концентрата, а затем направляется на плавку.

В этом случае сквозное извлечение меди до черновой меди составляет не более 50% [4]. Также на данном предприятии широко применяются автогенные способы выплавки меди, в том числе автогенная плавка в печи Ванюкова, основное преимущество которой является высокая производительность и получение богатых по содержанию SO_2 газов, используемых в производстве серной кислоты.

В процессе плавки в отражательной печи образованные отходящие газы в смеси с топочными газами с низким содержанием SO_2 не пригодны для получения серной кислоты и соответственно утилизируются в атмосферу, тем самым ухудшая экологическую обстановку местности.

Однако необходимо отметить, что в процессе работы печи Ванюкова образуются большие объёмы богатых по меди шлаков, направляемых на обогатительную фабрику [4, 5].

Растворимость меди в шлаке медеплавильного производства должна быть минимальной, однако шлаки с высокой концентрацией оксидов железа в особенности магнетита, наоборот способствуют увеличению растворимости меди.

Высокая концентрация магнетита в шлаке приводит не только к увеличению потерь меди с отвальными шлаками, но и находясь в избытке он способен осаждаться в виде твёрдого осадка (образуется гетерогенная фаза) в процессе отражательной плавки, где на подине печи образуется магнетитовая настель, а при плавке в печи Ванюкова магнетит барбатируется в виде загрязняющей расплав взвеси [5, 6].

В данной научно-исследовательской работе, основной целью является извлечение ценных компонентов из техногенных образований металлургической отрасли в штейновую фазу в конвертере при процессе восстановления конвертерного шлака, с дальнейшей загрузкой восстановленного конвертерного шлака в твердом виде (шлак подшихтовывается) в однозонную автогенную печь Ванюкова при плавке сульфидных медных концентратов.

Переработка конвертерного шлака в конвертере, преследует цель снижения магнетита с 20–28 % до 6–10 % и снижения меди в нем на 30–50 %.

Данная задача выполняется в процессе конвертирования при наборе конвертерного шлака в количестве 18 тонн и его восстановлении.

В качестве восстановителя был использован клинкер, в составе которого содержится 50 % восстановительных элементов таких как углерод и металлическое железо, а также золото в количестве 2,3 г/т и серебро 185 г/т, которые извлекаются в штейн на 95% [7].

В таблице приведён химический состав клинкера АО «Алмалыкский ГМК».

Таблица. Химический состав клинкера цинкового завода АО «Алмалыкский ГМК»

№ пробы	Содержание клинкера, мас. %								
	Cu	Pb	Zn	SiO ₂	S	C	Fe	Au	Ag
1	2,72	1,32	2,05	19,00	-	27,20	22,85	2,35 г/т	185 г/т

Промышленные испытания восстановления конвертерных шлаков исходного состава, %: Cu-3,57; Zn-1,60; Fe-46,56; Fe₃O₄-21,2; SiO₂-19,1; CaO-1,57; Al₂O₃-3,26; S-0,70 клинкером (5% от веса шлака) состава производится в конвертере в процессе конвертирования медных штейнов первого периода.

Восстановление продолжается в струе сливаемого конвертерного шлака в ковш, а также и в самом ковше барботируя расплав струёй конвертерного шлака падающего на поверхность расплава.

Температура шлака в процессе конвертирования 1250-1280°C, расход клинкера на восстановление одного ковша конвертерного шлака составляет около 750 кг.

Одновременная загрузка клинкера в конвертер создаёт кратковременную восстановительную атмосферу, при которой происходит восстановление магнетита конвертерного шлака на 50-60% и снижение меди в шлаке на 30-50%.

Получен восстановленный шлак состава, %: Cu-1,95; Zn-1,71; Fe-48,75; Fe₃O₄-9,25; SiO₂-20,3; CaO-1,6; Al₂O₃-3,45; S-0,9.

Восстановленный конвертерный шлак с таким низким содержанием магнетита, подшихтовывают с сульфидным медным концентратом и загружают в печь Ванюкова, где будет протекать переработка восстановленного конвертерного шлака.

Практика промышленных испытаний показала, что при работе печи Ванюкова без загрузки конвертерного шлака в обычном режиме в течение 10 дней содержание меди в полученных отвальных шлаках составляет 0,55-0,73 %.

Затем в течение 10 дней были проведены промышленные испытания в печи Ванюкова по переработке восстановленных конвертерных шлаков с содержанием магнетита до 10 %.

Шихта перерабатываемая в печи Ванюкова состояла из сульфидного медного концентрата – 81 %; флюсующих добавок (кварц) – 5 %; восстановленного конвертерного шлака – 6 %; клинкера - 8 %. Результаты показали, что содержание меди в отвальных шлаках при работе печи Ванюкова с загрузкой восстановленного конвертерного шлака составляет 0,58% - 0,72 %.

Из результатов проведённых промышленных испытаний по переработке восстановленных конвертерных шлаков в печи Ванюкова можно сделать вывод, о том что, изменений в увеличении содержания меди в отвальных шлаках в процессе переработки твёрдых восстановленных конвертерных шлаков при плавки сульфидного медного концентрата печи Ванюкова не происходило. Т.е. показатели состава образованного отвального шлака не превышают данные по содержанию меди в отвальных шлаках печи Ванюкова, которая работала без загрузки конвертерных шлаков.

Тепло, при загрузке восстановленного конвертерного шлака в холодном состоянии, восполняется загрузкой клинкера цинкового завода АО АГМК, который является не только теплогенератором, но и сырьём золота и серебра.

Заключение

По разработанной технологии переработки конвертерных шлаков в автогенной однозонной печи Ванюкова при плавке сульфидных медных концентратов на медном производстве АО АГМК удалось обогатить конвертерные шлаки медного производства по меди с 2,2-3,5 % до отвального с содержанием меди 0,58–0,72 %.

В качестве восстановителя используется техногенный отход цинкового производства -клинкер. Железо и углерод в его составе восстанавливают избыточную часть магнетита, а благородные металлы из клинкера извлекаются в штейн на 95%.

Список использованных источников

1. Tlotlo S.G., Gwiranai D., Tirivaviri A.M. et. Environmental and Socioeconomic Impact of Copper Slag—A Review. Crystals 2021, 11, 1504.
 2. Санакулов К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. - Ташкент.: “Фан”.2009 г. – 404 с.
 3. Gabasianea T.S., Danhaa G., Mamvuraa T.A.ect. Characterization of copper slag for beneficiation of iron and copper. Heliyon. Volume 7, Issue 4, April 2021.
 4. Якубов М.М., Абдукадыров А.А., Мухаметджанова Ш.А. и др. Вовлечение в производство техногенных образований на предприятии АО «Алмалыкский ГМК» //Цветные металлы №5, 2022. - С.36-41.
 5. Цемехман Л.Ш., Парецкий В.М. Современные методы переработки сульфидных медно-никелевых концентратов. // Цветные металлы, №1. 2020. С.24-31.
 6. Купряков Ю.П. Отражательная плавка медных концентратов. – М.: Metallurgy, 1976. – 350 с.
 7. Зайцев В.Я., Удалов Л.К., Якубов М.М. и др. О возможности использования клинкера вельцпечей для обеднения шлаков //Цветные металлы. 1984. №4. С.19-23.
-

Processing of converter slags in a single-zone Vanyukov furnace during the smelting of sulfide copper concentrates at Almalyk MMC JSC

Yakubov M.M., Khudoyarov S.R., Mukhamedzhanova Sh.A., Umaraliev I.S.

It is shown that during the smelting of sulfide copper concentrates in an autogenous single-zone Vanyukov furnace at Almalyk MMC JSC, technogenic formations are involved in processing in the form of converter slag, as well as clinker waste from zinc production, used as a reducing agent and raw materials for precious metals.

ПОВЫШЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ КОМПЛЕКСНОМ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ВЫДЕЛЯЮЩИХСЯ ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ ГАЗОВ

Ю.П. Морозов¹, А.И. Вальцева²

¹ Уральский государственный горный университет, г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: tails2002@inbox.ru

² Уральский Федеральный Университет, г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: Alex-Liga@yandex.ru

В статье рассмотрена возможность полезного использования газов, выделяющихся при электрохимическом хлорировании, с целью повышения экологической безопасности и выработки электроэнергии для собственных нужд технологического процесса.

Процессы хлоринации широко применяются в процессах извлечения золота из различных руд и минералов.

В конце XX хлоринация применялась в процессах подземного скважинного растворения золота из коры выветривания Маминского месторождения, и далее уже стала успешно применяться на Верхотурском, Богомоловском и других месторождениях

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

[1, 2]. Электрохимическая хлоринация также является перспективным направлением растворения золота. Так, авторами [3] были проведены исследования на рудах Березовского, Хизовааровского и Игуменовского месторождений, извлечение золота в раствор составило 72 %, 78 % и 70% соответственно. Изучаются также возможности электрохимической хлоринации старогодних хвостов флотационного обогащения. применение данной технологии для хвостов позволяет снизить нагрузку на окружающую среду и обеспечивает высокое извлечение золота сорбцией на активированный уголь [4].

Разработка и внедрение комплексной технологии использования получающихся при электрохимической хлоринации продуктов является решением многих экологических проблем, но и позволит существенно удешевить сам процесс электрохимической хлоринации за счёт выработки электроэнергии на собственные нужды.

Комплексная технология электрохлоринации состоит из нескольких структурных процессов, показанных на рисунке 1.

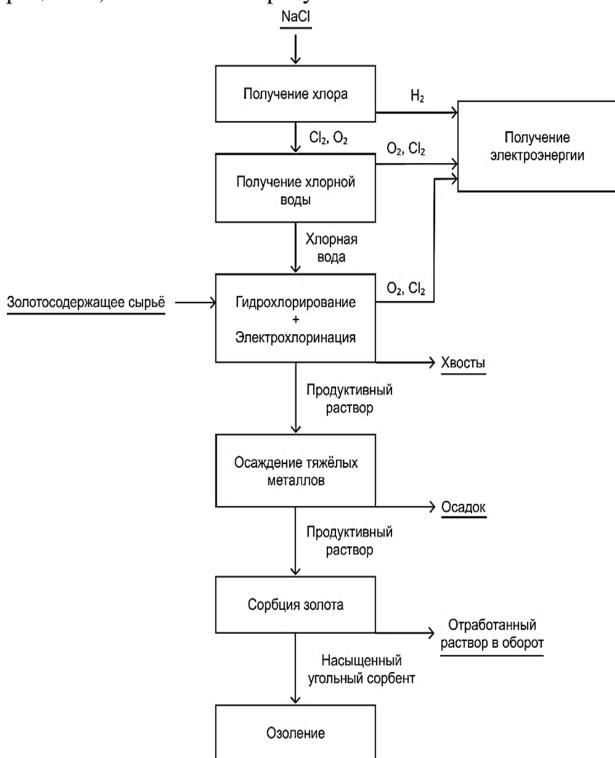


Рисунок 1. Структурная схема процесса электрохимической хлоринации

На стадии получения хлора образуются анодные газы: хлор и кислород, катодный газ – водород. На стадии получения хлорной воды выделяется газ кислород с примесями хлора.

На стадии хлоринации может выделяться избыточный хлор. Выброс этих газов в атмосферу создаёт определённые риски для окружающей среды. Однако, существующие тренды в энергетике и инновационные разработки ряда исследовательских институтов [5] позволяют полезно использовать данные газы для получения электрической энергии в современных циклах различных установок.

Водород в качестве энергетического топлива имеет высокие характеристики – низшая теплота сгорания данного газа составляет 120 МДж/кг, широкие пределы воспламенения и горения, высокую скорость распространения пламени и низкие энергии активации при горении в кислороде и воздухе [5], что делает возможным использование всех образующихся газов в процессе электрохимической хлоринации.

В процессе горения образуется водяной пар, который в дальнейшем может быть использован в качестве рабочего тела для стандартных паротурбинных установок. Необходимо заметить, что существенной модернизации турбинная установка не требует, а КПД может достигать 60 % [6], что гораздо выше, чем у классического пароводяного цикла.

Однако, необходимо учитывать, что смесь водорода и кислорода может образовывать взрывоопасную смесь и существует определённый диапазон температур самовоспламенения и концентраций, который необходимо учитывать и проводить расчёты для определения безопасных концентраций кислорода и воздуха в реакции горения с водородом. Из расчётов следует, что для полного сгорания 1 м³ водорода требуется 2,38 м³ воздуха. В результате горения образуется 1 м³ пара.

В циклах паротурбинных установок возможно наличие недогоревшего водорода, что может привести к образованию взрывоопасной смеси.

Для исключения подобных реакций необходимо проводить полное смешение водорода с окислителем в присутствии избытка окислителя. Это решается с помощью применения различных конструкций форсунок: центробежных и струйных [5]. Использование последних целесообразно в установках с камерой сгорания, так как обеспечивается дополнительное перемешивание компонентов горючей смеси. В свою очередь камера сгорания должна охлаждаться водой, что вполне осуществимо с помощью обора влажного пара на выхлопе турбины, либо конденсатом из конденсатной установки, что в свою очередь делает цикл практически замкнутым по воде. Внешние водные ресурсы можно не применять.

Скорости реакции водорода с воздухом в присутствии повышенного процента содержания кислорода и других примесей обычно измеряют при температуре не выше 600°C, что делает приемлемым использование классических турбин парового цикла.

Паровая турбина может быть подключена к водородно-кислородному парогенератору, как показано на рисунке 2.

Классические конденсационные турбины, например, К-100-130 ЛМЗ, могут быть использованы в подобной генерации электроэнергии. Отработавший в турбине пар отправляется в конденсатор, где охлаждается и превращается в конденсат, пригодный к использованию в техническом водоснабжении.

К перспективным технологиям можно отнести и сжигание водорода в присутствии хлоридов. Их содержание в газах мало для образования хлорида водорода, но может повысить КПД цикла и расширить предел по безопасному давлению смеси до 20,6 кПа.

Дожигание хлоридов позволит исключить выбросы излишков газообразного хлора, полученного в процессе хлоринации, позволит избежать установки дорогостоящих датчиков для измерения концентрации хлора.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Получаемая электроэнергия может быть использована для собственных нужд процесса электрохимической хлоринации, что может значительно удешевить технологию, при излишке электроэнергии она может выдаваться во внешнюю сеть потребителям.

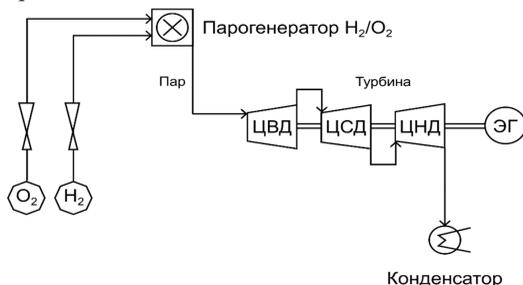


Рисунок 2. Принципиальная схема станции:

ЦВД – цилиндр высокого давления турбины; ЦСД – цилиндр среднего давления; ЦНД – цилиндр низкого давления

Получаемая электроэнергия считается экологически чистой, само использования водорода на месте его получения даже в качестве побочного продукта исключает затраты на транспортировку и хранение, которые в свою очередь являются дорогими и весьма опасным.

Список использованных источников

1. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. - Иркутск: Ирригредмет, 1999. -786 с.
2. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов: В 2 т. Т.2: Золото / Под ред. М.И. Фазлуллина. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2005. – 328 с.
3. Киселев М.Ю. Исследование закономерностей и разработка технологии извлечения золота электрохимической хлоринацией из золотосодержащих продуктов: дисс. ... канд. тех. наук. – Екатеринбург, 2012. – 144 с.
4. Шевченко А.С., Морозов Ю.П., Вальцева А.И. Электрохимическая хлоринация в технологиях комплексной переработки хвостов флотационного обогащения // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения. - Владивосток: ДВФУ, 2022. С. 335-339
5. Малышенко С.П. Исследования и разработки ОИВТ РАН в области технологий водородной энергетики // Альтернативная энергетика и экология, 2011. №3 (95). С. 10 – 34
6. Аминов Р.З., Егоров А.Н. Исследование процессов сгорания водорода в кислородной среде // Физика высоких температур, 2018. - №5(56). С. 775-781.

Improving environmental safety with the integrated use of gases released during electrochemical chlorination

Morozov Yu.P., Valtseva A.I.

The article considers the possibility of useful use of gases released during electrochemical chlorination in order to improve environmental safety and generate electricity for the own needs of the process.

СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ СЫННЫРИТА НА СУЛЬФАТ КАЛИЯ В КАЧЕСТВЕ УДОБРЕНИЯ*

*И.Г. Антропова, А.Д. Будаева, П.А. Гуляшинов, Д.П. Хомоксонова,
А.А. Меринов, П.Л. Палеев*

ФГБУН Байкальский институт природопользования Сибирского отделения Российской академии наук (БИП СО РАН), Улан-Удэ, Российская Федерация, e-mail: inan@binm.ru

Разработан способ получения сульфата калия из сыннырита, основанный на использовании на стадии термохимического активирования исходной руды наряду с сульфатом кальция в качестве сырьевой добавки одного из дешёвых природных щелочноземельных соединений - доломита, магнезита, или известняка, позволяющий извлечь калий из спеков водным выщелачиванием и увеличить выход полезного продукта (K_2SO_4). Кроме того, использование каждой из карбонатных добавок способствует получению спеков рыхлой структуры, а периодическое перетираание - интенсификации процесса термохимии.

В настоящее время основным видом калийных удобрений является хлористый калий. Однако, содержащийся в нем хлор-ион неблагоприятно воздействует на многие виды растений. В связи с этим острой проблемой является обеспечение сельского хозяйства бесхлорными видами удобрений, такими как сульфат калия.

Основное преимущество таких удобрений заключается в возможности их применения для хлорофобных растений (картофель, томаты, цитрусовые, плодово-ягодные культуры, и др.). Кроме того, накопление в почве хлорид-ионов не только снижает урожайность, но и повышает уровень солёности почвы.

Известно, что рациональное использование калийных удобрений оптимизирует минеральное питание растений, повышает положительное действие азота и фосфора, снижает их удельное потребление на создание единицы продукции.

Устойчивый дефицит в стране и за рубежом калиевого бесхлорного сырья и удобрений, высокая их стоимость определяют, в конечном счёте, основное использование сынныритов как источника для получения бесхлорных калиевых удобрений.

Сыннырит представляет собой продукт распада псевдолейцитовой магмы на калиевый полевой шпат (65-80 %) и кальсилит (20-25 %) с тесным проращением этих двух минералов. Это новый нетрадиционный вид минерального сырья для производства бесхлорных калийных удобрений и глинозёма (K_2O 18-23 %, Al_2O_3 22-23 %).

В данной работе впервые исследован процесс совместного спекания сыннырита с сульфатом кальция $CaSO_4$ и при добавке одного из щелочноземельных карбонатных соединений - известняка $CaCO_3$, доломита $CaMg(CO_3)_2$, или магнезита $MgCO_3$.

В процессе спекания сыннырита с сульфатом кальция часть сульфата кальция разлагается на оксид кальция CaO , который затем связывается с оксидом кремния минералов калиево-шпатовой группы с образованием водонерастворимых силикатов кальция.

* Работа выполнена в составе договора № 30/09/2022 с АО «Аммоний» (РТ, г. Менделеевск).

Разложение гипса до оксида кальция требует около 600 кДж/моль энергии, тогда как разложение карбоната кальция по реакции $\text{CaCO}_3 \rightarrow \text{CaO} + \text{CO}_2$ только около 180 кДж/моль энергии.

За счёт введения дополнительной добавки в виде более термически неустойчивых карбонатных соединений - доломита $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$, или магнезита MgCO_3 и или известняка CaCO_3 удаётся избежать энергоёмкой реакции образования оксида кальция из сульфата кальция. Экспериментами установлено, что при температуре 1150°C во всех изученных системах за счёт замещения K^+ на Ca^{2+} происходит образование кальциевого лангбейнита $\text{K}_2\text{Ca}_2(\text{SO}_4)_3$, который в дальнейшем перерабатывается на сульфат калия.

В отличие от известного уровня техники, за счёт использования более богатого по содержанию полезного компонента сырья – сыннырита (K_2O 19,2 %) взамен калиевых полевых шпатов (K_2O 13 %) и уменьшения суммарного количества добавок с 17 до 50 % достигнуто увеличение выхода сульфата калия. Кроме того, использование каждой из карбонатных добавок способствует получению спеков рыхлой структуры, а периодическое перетиравание - интенсификации процесса термохимии.

Установлены оптимальные условия спекания сыннырита с сульфатом кальция и с каждым из щелочноземельных карбонатных соединений - известняком CaCO_3 , доломитом $\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$ и магнезитом MgCO_3 , обеспечивающие максимальный перевод калия в раствор. Показано, что лучший результат по выходу готового продукта (сульфата калия) обеспечивается при добавке известняка в процессе спекания сыннырита с сульфатом кальция.

Сопоставимые результаты по извлечению калия, но с несколько завышенными количественными показателями по разложению сульфата кальция получены с доломитовой добавкой.

Определён химический состав сульфата калия, полученного из активированного сыннырита с щёлочноземельными добавками: массовая доля K_2O 50 %, серы 18 %, массовая доля кальция CaO 1,1 %.

Взамен сульфата кальция может применяться тов.отход в виде фосфогипса $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$.

Использование недорогого отхода в виде фосфогипса позволит снизить затраты на процесс спекания, при этом на основные технологические показатели не будет оказывать влияние. Осадок, образовавшийся после выщелачивания калия, состоит из силикатов и алюмосиликатов кальция, магнезия, которые не представляют угрозу для окружающей среды.

Method of processing synnyrite into potassium sulfate as a fertilizer

*Antropova I.G., Budaeva A.D., Gulyashinov P.A., Khomoksonova D.P.,
Merinov A.A., Paleev P.L.*

A method of obtaining potassium sulfate from synnyrite based on the use of one of the cheap natural alkaline earth compounds - dolomite, magnesite or limestone as a raw material additive at the stage of thermochemical activation of the initial ore along with calcium sulfate, allowing to extract potash from specks by water leaching and increasing the yield of useful product (K_2SO_4) was developed. In addition, the use of each of the carbonate additives contributes to obtain specks of loose structure, and periodic grinding intensify the process of thermochemistry.

**РЕВИТАЛИЗАЦИЯ НАРУШЕННЫХ ГОРНЫМИ РАБОТАМИ ЛАНДШАФТОВ
С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕЛИОРАНТОВ НА ОСНОВЕ ОТХОДОВ
СЕЛИТЕБНОГО КОМПЛЕКСА В АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЕ РФ***

А.В. Лусис¹, Л.А. Иванова²

¹ ООО «Эвобласт», Москва, Российская Федерация, e-mail: adelina.lusis@evoblast.ru

² Полярно-альпийский ботанический сад-институт им. Н.А. Аврорина КНЦ РАН
(ПАБСИ КНЦ РАН), Кировск, Российская Федерация, e-mail: ivanova_la@inbox.ru

Статья посвящена актуальной проблеме – ревитализации отвалов, охране и воспроизводству природных ресурсов, предотвращению и ликвидации последствий отрицательного влияния промышленных технологий на северные природные ландшафты.

Активная эксплуатация месторождений полезных ископаемых в Мурманской области способствовала формированию на ее территории 17 крупнейших техногенных массивов класса хвостовых отвалов с полностью утратившими растительный покров пылящими песчаными поверхностями, 9 из которых размещены на территориях крупнейшего градообразующего производственного предприятия КФ АО «Апатит». Практически все они включены в перечень объектов накопленного экологического ущерба.

При формировании, вводе и эксплуатации хранилищ промышленных отходов происходит изъятие из хозяйственного оборота значительного количества продуктивных земель.

Занимающие большие площади вблизи населённых пунктов, они приводят к запылению и химическому загрязнению атмосферного воздуха, почв, биоты, поверхностных и подземных вод, что отрицательно сказывается на здоровье населения.

Одной из мер восстановления нарушенных горными работами земель являются проведение ревитализации - комплекса работ, направленных на восстановление их биологической продуктивности и хозяйственной ценности, а также на улучшение условий окружающей природной среды. Это дорогостоящий процесс, но значение рекультивации велико и требует поиска и разработки нетрадиционных, научно-обоснованных, адаптированных к экологическим и экономическим особенностям региона, способов.

В этой связи большой интерес представляют широкодоступные и дешёвые, являющихся к тому же, дополнительными источниками питательных веществ, влагоёмкие мелиоранты на основе отходов селитебного комплекса (продукты переработки региональных водоканализационных хозяйств (ВКХ)) – осветлённые коммунальные стоки (ОКСИ) и осадки сточных вод (ОСВ).

Данный метод является разновидностью химической мелиорации, может способствовать решению проблемы низкой продуктивности песчаных техногрунтов и пылеподавлению, позволит вовлечь в хозяйственный оборот большой объем, требующих утилизации, отходов и, тем самым, добиться существенного снижения их негативного воздействия на окружающую среду.

* Исследование проведено при финансовой поддержке РФФИ и Министерства образования и науки Мурманской области. Проект 17-45-510205: «Дефосфотация коммунальных стоков в условиях снижения водопотребления» в 2017-2019 гг.

Однако данные продукты характеризуются непостоянством состава, могут содержать набор вредных химических веществ и пр., поэтому для их успешного применения в качестве мелиорантов малопродуктивных угодьев, к которым относятся и апатитонефелиновые хвосты, актуально изучение каждого из них в конкретных условиях ревитализируемых территорий.

Целью исследований являлось изучение влияния мелиорантов на основе осветлённых коммунальных стоков (ОКСИ) и осадков сточных вод (ОСВ) на биометрические качественные показатели искусственного фитоценоза, формирующегося на нефелиновых песках в контролируемых условиях лабораторных опытов.

Схема опыта включала 4 варианта ($n=5$): 1(О) - полив ОКСИ 1 раз при закладке эксперимента, далее полив дождевой водой, 2(О) - полив ОКСИ при закладке опыта и далее в течение всего эксперимента, 3(О) - 8 фрагментов размещение ОСВ по поверхности, полив дождевой водой, 4(К) - без применения ОКСИ и ОСВ, полив дождевой водой. В ходе эксперимента орошение грунта стоками либо дождевой водой проводилось одинаково для всех вариантов в суммарной норме полива 380 т/га.

Самые дружные всходы отмечены при орошении грунта осветлёнными коммунальными стоками (опытные варианты 1 и 2), что позволяет предполагать об их стимулирующем действии на прорастание семян тимофеевки луговой. Наблюдения за ростом растений в эксперименте выявили слабую вариабельность высоты растений в начале опыта. В дальнейшем отмечено опережение роста растений в случае применения добавок по сравнению с контрольным вариантом.

К завершению опыта средняя высота растений в вариантах с применением осветлённых коммунальных стоков составила 10.5 см, тогда как в контроле она была на 1,0-1,5 см ниже.

Из-за краткосрочности эксперимента (35 дн.) максимально достигнутое проективное покрытие по всем опытам не превысило 74%. Орошение грунта осветлёнными коммунальными стоками имело такой же эффект на проективное покрытие, как и полив дождевой водой, на что указывало недоверие различий между 1 и 4, 2 и 4, а также между 1 и 2 вариантами.

Исследованный техногенный грунт относится к V классу опасности, и отмеченную тенденцию можно признать благоприятной, поскольку осветлённые коммунальные стоки, несмотря на присутствие в нем органического вещества с выраженными комплексообразующими свойствами, не способствовало повышению токсичности (класса опасности) грунта.

Отмечено снижение проективного покрытия при фрагментарном размещении осадков сточных вод на техногенном грунте по сравнению с контролем ($p < 0,01$), обусловленное формированием корки на точках размещения осадков сточных вод. Орошение грунта осветлёнными коммунальными стоками даже при однократном поливе оказало более выраженное стимулирующее действие на расширение площади растительного покрова, чем внесение осадка сточных вод ($p < 0,005$ при сопоставлении вариантов 1 и 3, 2 и 3).

По сравнению с контрольным вариантом прирост надземной биомассы наблюдался во всех вариантах с применением добавок, но на уровне тенденции ($p < 0,05$). При орошении грунта осветлёнными коммунальными стоками отмечено двукратное превышение сырой биомассы по сравнению с контролем.

Внесение осадка сточных вод также стимулировало статистически значимый рост биомассы, но менее выраженный.

Таким образом, исследуемые в эксперименте мелиоранты могут быть признаны пригодными для ревитализации отходов обогащения апатитонелефелинового производства без проведения затратных работ по землеванию.

Способ многократного применения осветлённых коммунальных стоков в отличие от фрагментарного использования осадка сточных вод будет способствовать созданию более качественного противозерозионного растительного покрова.

Сравнительный анализ данных по расчёту стоимости выполнения разных этапов создания посевного противозерозионного фитоценоза на песчаных техногрунтах разными методами показал, что их себестоимость во многом зависит от способа создания и стоимости используемых материалов.

При традиционном способе ревитализации, предусматривающем проведение землевания, и с учётом всех эксплуатационных затрат (выравнивание поверхности грунта, семена и минеральные удобрения), стоимость материалов составляет 42,2 % от их суммарной стоимости.

Оставшиеся 57,8 % приходятся на затраты для проведения таких работ, как выравнивание поверхности техногенного грунта, разнос, транспортировку, планировку и нанесение привозного плодородного грунта, формирование его 10 см слоя, уплотнение и выравнивание, применение минеральных удобрений, посев семян с заделкой граблями и прикатыванием.

При использовании мелиорантов эксплуатационные затраты включают только стоимость семян, в случае использования осветлённых коммунальных стоков они составляют 44,4 % (другие 55,6 % приходятся на посев семян с заделкой граблями и прикатыванием, орошение грунта осветлёнными коммунальными стоками методом дождевания), осадков сточных вод - 57,1 % и 42,9 % от их суммарной стоимости посева семян без заделки граблями и прикатывания и нанесение самого мелиоранта – (под слой осадков сточных вод или поверх влажного осадка).

Согласно проведённым расчётам итоговой стоимости, предлагаемый в работе метод создания посевного фитоценоза с использованием местных мелиорантов на основе осветлённых коммунальных стоков и осадков сточных вод экономически более эффективен по сравнению с традиционным, предусматривающим проведение землевания, при использовании осветлённых коммунальных стоков - в 4,4 раза, осадка сточных вод – в 5,7 раза, так как не требует существенных капитальных вложений. Его достоинствами являются более низкие эксплуатационные расходы и затраты на проведение восстановительных работ.

Revitalization of landscapes disturbed by mining with the use of ameliorants based on residential waste in the arctic zone of the Russian Federation

Lusis A.V., Ivanova L.A.

The article is devoted to the actual problem - the revitalization of mine dumps, protection and reproduction of natural resources, prevention and elimination of the negative impact of industrial technologies on the northern natural landscapes.

**ВЛИЯНИЕ РЕАГЕНТОВ НА КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ
ИСКУССТВЕННОГО ПРОТИВОЭРОЗИОННОГО ФИТОЦЕНОЗА
НА ОТХОДАХ РЕДКОМЕТАЛЛЬНОГО ХВОСТОХРАНИЛИЩА***

*Е.А. Красавцева^{1,2}, В.В. Максимова^{1,2}, Д.В. Макаров¹, И.Р. Елизарова¹,
Л.П. Кудрявцева¹, М.Б. Малышева¹*

¹ ФГБУН Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН,
г. Апатиты, Российская Федерация

² Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики ФИЦ
КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: vandeleur2012@yandex.ru

В работе приведены результаты лабораторных исследований по ремедиации отходов обогащения редкометалльных руд с применением различных реагентов: опоки, брусита, термовермикулита. Выявлено положительное действие предлагаемой комбинации реагентов для снижения содержания экологически опасных элементов в наземной биомассе сеяного фитоценоза.

Развитие горнодобывающей и горноперерабатывающей промышленности неизбежно сопровождается изменением ландшафтов в зоне разработок месторождений полезных ископаемых и в районах складирования отходов. Восстановление нарушенных земель путём создания противоэрозионных сеяных фитоценозов, особенно в сложных климатических условиях, представляет собой важную научно-практическую задачу.

Цель работы – оценка влияния реагентов на качественные показатели искусственного противоэрозионного фитоценоза на отходах редкометалльного хвостохранилища.

Объектами исследования являлись ранее изученные отходы обогащения лопаритовых руд, отобранные на выведенном из эксплуатации хвостохранилище.

В результате проведенной оценки было установлено, что хвосты не пригодны к биологической рекультивации по ряду параметров. В частности, гигроскопическая влажность техногрунта составляет 0,98–1,01 % при значениях, лимитирующих влажность завядания растений на техногенных землях Европейского Севера, равных 0,54–2,85 %, а содержание подвижных форм алюминия в хвостах составляет около 470 мг/кг при нормативе 0–30 мг/кг.

В лабораторных условиях был проведён эксперимент по созданию одновидового сеяного фитоценоза на техногрунте хвостохранилища с применением трёх видов реагентов. В качестве материала, улучшающего гидрофизические свойства техногрунта (повышение влагоёмкости субстрата, разрыхление поверхности за счёт слоистой структуры), использован вспученный вермикулит (500°C) Ковдорского месторождения.

Для снижения содержания биодоступных форм тяжёлых металлов и алюминия использованы брусит и опока. В пластиковые контейнеры (S=0,02 м², высота 5 см) вносили хвосты обогащения лопаритовых руд в количестве 400 г (контроль) и то же количество смеси из хвостов с реагентами согласно схеме эксперимента (опытные варианты) (таблица).

Таблица. Схема лабораторного эксперимента

* Работа выполнена в рамках гранта РНФ №22-27-00159 «Эколого-геохимическая оценка загрязнения компонентов окружающей среды в зоне влияния хранилищ отходов обогащения редкометалльных руд»

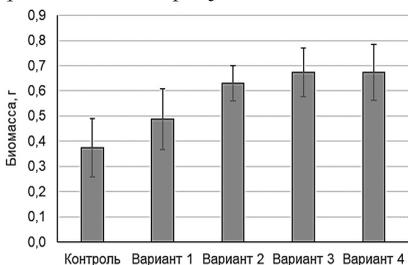
Номер опыта	Реагент	Расход реагента
Контроль	-	-
Вариант 1	вермикулит	хвосты : вермикулит = 3 : 1 по объёму
Вариант 2	вермикулит + опока	хвосты : вермикулит = 3 : 1 по объёму + 10 г опоки на 1 м ²
Вариант 3	вермикулит + брусит	хвосты : вермикулит = 3 : 1 по объёму + 10 г брусита на 1 м ²
Вариант 4	вермикулит+брусит+опока	хвосты : вермикулит = 3 : 1 по объёму + по 5 г брусита и опоки на 1 м ²

Для формирования одновидового сеяного фитоценоза использовали семена овсяницы красной (*Festuca rubra*). В каждый контейнер высевали по 5 г семян (250 г/м²). Норму посева семян увеличивали с тем, чтобы получить биомассу, достаточную для проведения химического анализа.

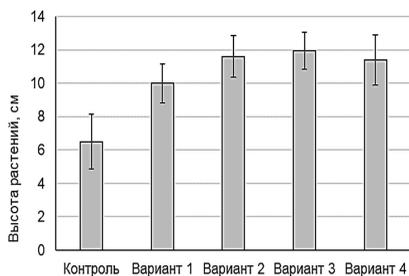
Варианты опыта проводили в 3-х повторностях.

По окончании 28 дней экспозиции измеряли высоту растений (не менее 10 замеров/контейнер) и массу надземной части после высушивания до абсолютно-сухого веса. Затем пробы растений измельчали до пудрообразного состояния и передавали на химический анализ.

Результаты определения биометрических параметров сформированного травостоя представлены на рисунке.



а)



б)

Рисунок. Результаты лабораторного опыта по применению реагентов для ремедиации хвостов обогащения лопаритовых руд: надземная биомасса (а), высота растений (б)

Анализ полученных результатов показал, что добавление вермикулита совместно с реагентами оказало стимулирующее действие на высоту растений и прирост биомассы ($p < 0.05$).

Результаты листовой диагностики выявили значительное снижение содержания алюминия в надземной части растений в вариантах 2, 3 и 4 в сравнении с контролем, на 44, 53,8 и 26,8 % соответственно. Это позволило заключить, что использованные в эксперименте реагенты оказали положительное влияние на качественные показатели искусственного посевного фитоценоза, созданного на отходах редкометалльного хвостохранилища в условиях Арктической зоны РФ.

Для рекомендации данных реагентов в качестве мелиорантов при проведении биорекультивации хвостов обогащения лопаритовых руд требуется верификация полученных результатов в полевых условиях.

Influence of reagents on qualitative indicators of artificial anti-erosion phytocenosis on waste of a rare-metal tailing facility

*Krasavtseva E.A., Maksimova V.V., Makarov D.V., Elizarova I.R.,
Kudryavtseva L.P., Malysheva M.B.*

The paper presents the results of laboratory research on the remediation of rare metal ores enrichment waste using various reagents: flask, brucite, thermovermiculite. The positive effect of the proposed combination of reagents for reducing the content of environmentally hazardous elements in the aboveground biomass of seeded phytocenosis has been revealed.

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ АБИОТИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ
НА ВОССТАНОВЛЕНИЕ ПРИРОДНЫХ ЭКОСИСТЕМ, НАРУШЕННЫХ
ПРИ ОСВОЕНИИ ГЕОРЕСУРСОВ, ПО ДАННЫМ СПУТНИКОВЫХ
НАБЛЮДЕНИЙ**

С.П. Месяц, С.П. Остапенко

Горный институт - Обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук»,
г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: s.mesyats@ksc.ru

По спутниковым данным и наземными исследованиями морфофизиологических показателей выполнена оценка состояния растительного покрова на ограждающей дамбе хвостохранилища, свидетельствующая об устойчивости формирующегося фитоценоза к изменению условий среды и о восстановлении природных экосистем.

Спутниковые наблюдения, обеспечивая широкий охват территории и возможность параметризации объектов наблюдения спектральными индексами, широко используются в современных исследованиях наземных объектов, что обуславливает актуальность разработки методических подходов к обработке и интерпретации данных мониторинга восстановления природных экосистем, нарушенных при освоении георесурсов.

Тестовым объектом изучения восстановления природных экосистем являются складированные отходы обогащения апатит-нефелиновых руд Хибинской группы месторождений площадью ~7,8 км², характеризующиеся наибольшим проявлением факторов, лимитирующих процессы самозарастания.

Целевое назначение исследований - выявление влияния топографии складированных отходов на динамику формирования растительного покрова на откосе ограждающей дамбы по разработанной в Горном институте технологии восстановления нарушенных земель созданием биологически активной среды без нанесения плодородного слоя.

Мониторинг динамики восстановления природных экосистем выполнялся на основании спутниковых данных, характеризующих поглощение растительным покровом фотосинтетически активной части электромагнитного излучения Солнца, и наземных морфофизиологических исследований формирующегося фитоценоза.

Показано, что доминирующим фактором восстановления растительного покрова является влагообеспеченность растений, обуславливаемая высотным положением на ограждающей дамбе хвостохранилища и экспозицией откоса (рисунок).

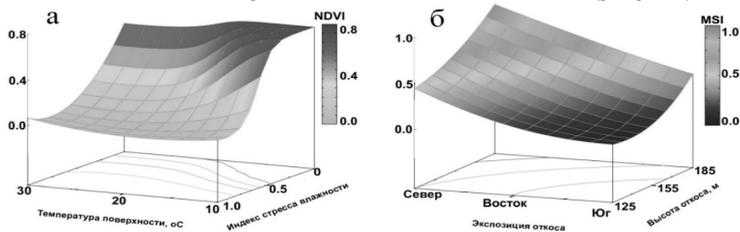


Рисунок. Зависимость вегетационного индекса (а) и индекса стресса влажности (б) от абиотических факторов восстановления растительного покрова: температуры поверхности, высоты и экспозиции откоса

По изменению вегетационного индекса растительного покрова в зависимости от топографических факторов выполнено зонирование ограждающей дамбы хвостохранилища по потенциалу восстановления. При исследовании морфофизиологических характеристик растений на нижнем, наиболее благоприятном для восстановления, ярусе ограждающей дамбы выявлено превышение по сумме хлорофиллов практически у всех видов формирующегося фитоценоза по отношению к фитоценозу окружающего природного ландшафта. На основании спутниковых данных и наземных наблюдений морфофизиологических показателей выполнена оценка текущего состояния растительного покрова.

Общее содержание хлорофиллов вместе с их соотношением отражают две возможности приспособления, соответственно, две альтернативные (активную и пассивную) стратегии адаптаций растительных организмов к изменениям внешних условий и суммарный физиологический возраст фотосинтезирующих органов и всего растительного организма [Жиров В.К. и др. Структурно-функциональные изменения растительности на Крайнем Севере. М.: Наука. 2006. 288 с.].

Показано, что выявленные сочетания морфофизиологических показателей (высокий физиологический возраст - пассивная стратегия адаптации, низкий физиологический возраст - активная стратегия адаптации и соответствующая им площадь ассимилирующих органов) растений-доминантов в формирующемся фитоценозе свидетельствуют о высокой их устойчивости к изменениям условий среды и высокой устойчивостью формирующегося фитоценоза, в целом, что свидетельствует о восстановлении природных экосистем, нарушенных при освоении георесурсов в рамках стратегии «ecological restoration».

Investigation of the influence of abiotic factors on the restoration of natural ecosystems disturbed during the development of georeresources, according to satellite observations

Mesyats S. P., Ostapenko S. P.

Based on satellite data and ground-based studies of morphophysiological indicators, the condition of the vegetation cover on the tailings dam was assessed, which indicates the stability of the emerging phytocenosis to changes in environmental conditions and the restoration of natural ecosystems.

**КРАТКИЙ ОБЗОР УСТАНОВОК ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

Д.А. Самосий

ООО «НПК «СПИРИТ» в г. Москв, Российская Федерация, e-mail: sda@spirit-irk.ru

С каждым годом всё больше недропользователей обращает своё внимание на техногенные минеральные отходы как на легкодоступный источник сырья. Организация их повторной переработки позволяет решить важные задачи: доизвлечение ценных компонентов, увеличение эффективности производства, снижение экологической нагрузки.

Ежегодно мировой горнодобывающей промышленностью перерабатываются миллионы тонн руды и минерального сырья, более 95 % которых впоследствии складывается в виде отвалов пустой породы и хвостов обогащения.

Постоянно возрастающий спрос на металлы в сочетании с истощением запасов высококачественных первичных руд приводит к тому, что техногенные минеральные образования (ТМО) – хвосты обогащения прошлых лет отработки с относительно высокими содержаниями железа, меди, никеля, цинка, а также золота и серебра начинают представлять все больший интерес.

Поскольку хвосты находятся на поверхности и в большинстве случаев они уже измельчены, затраты на извлечение из них остаточных металлов часто экономически более привлекательны, чем разработка глубокозалегающих рудных тел или песков. Кроме того, они могут содержать металлы, доизвлечение которых ранее, при первоначальной переработке минерального сырья, не считалось целесообразным, но на сегодня их ценность и потребность в них выросли.

Для переработки золотосодержащих ТМО применяются те же методы, что и для рудного сырья, большая часть которого перерабатывается с применением гидрометаллургических, а также флотационных и гравитационных методов обогащения, в том числе и их сочетаний. Каждый из этих методов имеет свои преимущества и недостатки.

Гидрометаллургия, к примеру, обеспечивает максимальное извлечение, но при этом требует наиболее высоких капитальных и эксплуатационных затрат.

Гравитационное обогащение, напротив, как правило, наиболее доступное решение с минимумом капитальных и эксплуатационных затрат, однако и минимальной степенью извлечения по сравнению с гидрометаллургическими и флотационными методами.

Выбор применения той или иной технологии в первую очередь зависит от объемов техногенного минерального сырья и запасов золота, находящегося в нем. Запасы в 4-5 т золота и больше позволяют достаточно серьезно рассматривать технологию гидрометаллургической переработки ТМО, особенно, если в районе имеются другие схожие по технологическим свойствам объекты.

Так, на базе 25 миллионов тонн золотосодержащих хвостов, накопившихся за более чем 80-ти летнюю деятельность ГМК «Казахалтын» (Казахстан), в 2017-2018 годах было построено три гидрометаллургических установки по переработке ТМО с применением технологии сорбционного выщелачивания: на ЗИФ «Жолымбет» с производительностью 2,25 млн. тонн хвостов в год; на ЗИФ «Аксу» – 2,25 млн. тонн хвостов в год; на ЗИФ «Бестобе» – 2,5 млн. тонн хвостов в год.

На установках «Жолымбет» и «Аксу» переработка хвостов осуществляется по полной технологической схеме с доизмельчением хвостов, сорбционным цианированием, десорбцией и получением сплава Доре в виде товарного продукта.

Схема установки Бестобе ограничена сорбцией выщелачиваемого золота на активированный уголь. Дальнейшая переработка насыщенного золотом угля осуществляется на ЗИФ «Аксу».

Технологический срок жизни проекта переработки лежалых хвостов рассчитан на 4-5 лет. В планах компании ГМК «Казахалтын» за это время получить из техногенного сырья 13,6 т золота [1]. По окончании переработки хвостов данные обогатительные установки будут переведены на переработку руды.

В отличие от гидрометаллургии технология гравитационного обогащения позволяет экономически эффективно обрабатывать не только крупные хвостохранилища содержащие десятки миллионов тонн материала, но также сверхмелкие объекты объемом которых не превышает 0,5 млн. т – эфельные отвалы, спец.отвалы ШОФ и т.д.

Если отбросить промывочные приборы и установки, работающие на эфельных отвалах россыпной золотодобычи, число которых подсчитать не представляется возможным, то сравнительно небольшие гравитационные обогатительные установки, в том числе для проведения опытно-промышленных работ и изучения возможности переработки ТМО, сегодня работают на отходах кучного выщелачивания ЗИФ месторождения Мезек (Казахстан), на хвостохранилищах золотоизвлекательных фабрик: рудника Мгарт (Концерн «Мульти-груп»), рудника Джульетта (ООО «Северные прииски», Магаданская область), Рудника Ветренский (ООО "Электрум-плюс", Магаданская область), месторождения Школьное (Магаданская область) и др.

Товарным продуктом этих обогатительных установок является гравитационный концентрат, который в дальнейшем направляется для переработки либо на собственные установки выщелачивания, либо на медеаффинировочные и аффинажные предприятия.

К примеру: из 7,5 млн. т отходов кучного выщелачивания золота месторождения Мезек по самой простой технологии гравитационного обогащения отсева класса минус 2 мм при сезонной работе (8 месяцев в году) за 5 лет можно получить порядка 1,5 т золота в виде золотосодержащего концентрата качеством не менее 250 г/т; переработка текущих хвостов рудника Ветренский позволяет ежегодно доизвлекать 15 кг золота в виде гравитационного концентрата с содержанием золота не менее 100-150 г/т, отправляемого на дальнейшую переработку в АО «Уралэлектромедь» (УГМК); сезонная переработка лежалых хвостов рудника Джульетта при производительности 21,5 тыс. т хвостов в месяц позволяет дополнительно получить за рабочий сезон длительностью порядка пяти месяцев 125 кг золота (25 кг в месяц) [2].

Предприятием, производившим разработку месторождения «Школьное», являлось ЗАО «Нелькобазолото», по отчётам которого, на момент окончания работ в 2008 году, спецхранилище рудника «Школьный» составляло более 300 тыс.т хвостов с общим количеством золота более 700 кг.

Технология обогатительных установок не ограничивается выбором только между гравитацией и гидрометаллургией, есть примеры различных сочетаний. Гравитационно-флотационная технология переработки ТМО применяется на обогатительной установке «Нордивэс» для переработки лежалых хвостов хвостохранилища №1 и текущих хвостов Норильской обогатительной фабрики (НОФ). Переработка хвостов НОФ, с производительностью порядка 5 млн. тонн в год на этой установке осуществляется с 2004 года [3].

Товарным продуктом обогатительной установки является гравитационно-флотационный медно-никелевый концентрат (75 тыс. т ежегодно), содержащий также золото и металлы платиновой группы, поставляемый обратно на НОФ с целью последующего вовлечения его в оборот ГКМ Норильский Никель.

В среднем переработка лежалых и текущих золотосодержащих хвостов позволяет извлекать не менее 0,2-0,3 г золота с одной тонны материала, используя при этом только гравитационные методы обогащения.

Применение цианирования позволяет поднять количество извлекаемого золота в 1,5-2,0 раза и обеспечить извлечение в среднем не менее 0,3-0,6 г золота с каждой переработанной тонны. Анализ производственных результатов крупнейших производителей золота в России за 2020 год (АО «Полиметалл» [4] и ПАО «Полос» [5]) показывает, что среднее количество извлекаемого золота находится на уровне 0,22 г на тонну горной массы.

Учитывая, что: количество золота, извлекаемого из руды с тонны горной массы, не превышает количество золота, извлекаемого с тонны ТМО; при переработке ТМО нет необходимости использовать в полном объёме наиболее энергозатратный технологический процесс – измельчение материала, вовлечение в отработку золотосодержащего техногенного сырья, особенно сформированного в прошлом столетии, представляет огромный экономический интерес.

Возможность вовлечения в переработку техногенного сырья не ограничивается только золотом. Так, наименее капиталоемкие гравитационные обогатительные установки эффективны при переработке лежалых хвостов ОФ Хинганолово (ООО «Ресурсы Малого Хингана»), шламохранилища дробильно-обогатительной фабрики № 5 (Магнитогорский Metallургический Комбинат), золошлаковых отходов Ангарской ТЭЦ (ПАО «Иркутскэнерго»), хвостов вольфрамовой ОФ рудника Бом-Горхон («Старательская артель «Кварц») и др.

К примеру: из золошлаковых отходов Ангарской ТЭЦ можно получать железный концентрат, подходящий по характеристикам для использования в качестве сырья металлургической промышленности, глинозем – сырье для алюминиевой промышленности, а также кремнезем и редкие металлы – скандий, лантан, иттрий, иттербий; из лежалых хвостов ОФ Хинганолово, содержащих порядка 0,14 % олова, в черновой гравитационный концентрат извлекается не менее 80 % олова.

Товарный концентрат в количестве 1600 т/год после флотационной доводки содержит не менее 65 % олова при суммарном содержании мышьяка, цинка и серы не более 0,5% [6]; из хвостов обогащения месторождения Бом-Горхон содержащих WO_3 0,1–0,35 %, на действующей установке винтовой сепарации производства НПК «СПИРИТ» получают товарный гравитационный концентрат с качеством 50 % WO_3 в количестве до 650 тонн в месяц.

К сожалению, более широкомасштабное вовлечение в переработку техногенного минерального сырья сдерживается следующими факторами: текущей законодательной базой РФ, которая рассматривает техногенные минеральные образования не как отходы производства, а как месторождения, и для их отработки требует геологического изучения, защиты запасов, а также соответствующего оформления и согласования в Министерстве природных ресурсов и экологии Российской Федерации; отсутствие методологии расчёта налога на добычу полезных ископаемых (НДПИ), учитывающей комплексность и повышение эффективности переработки минерального сырья.

Несмотря на проблемы и трудности, которые возникают при организации переработки техногенного минерального сырья, представленные выше примеры показывают, что переработка такого материала возможна уже сегодня, а в недалёком будущем это может стать экономически значимым источником металлов наравне с переработкой первичного минерального сырья.

Список использованных источников

1. <https://kazakhaltyn.kz/about/us.html>
 2. <https://zolotodb.ru/article/12242>
 3. <https://allmineral.ru/stati/oczenka-effektivnosti-ispolzovaniya/>
 4. https://www.polymetalinternational.com/upload/iblock/990/2021_01_29_Q4_Production_rus.pdf
 5. <https://polyus.com/ru/investors/factsheet/>
 6. <https://www.khinganresources.com/>
-

A brief overview of plants for processing technogenic gold mineral raw materials

Samosy D.A.

Every year more and more subsoil users turn their attention to industrial mineral waste as an easily accessible source of raw materials. Organization of waste recycling allows solving important problems: the additional extraction of valuable components, increasing production efficiency, reducing the environmental impact.

**НЕОБХОДИМОСТЬ ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗА В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ
ХВОСТОХРАНИЛИЩ В ЦЕЛЯХ БЕЗОПАСНОСТИ ТЕРРИТОРИИ**

Г.И. Саранулова

Иркутский Национальный Исследовательский технический университет, г. Иркутск,
Российская Федерация, e-mail: *sara131@mail.ru*

На основе пространственно-временного структурирования геоэкологических данных, регрессионного анализа, трёхмерного моделирования выявлена техногенная миграция тяжёлых металлов от подножия дамбы хвостохранилища. Получены техногенные индикаторные признаки дестабилизации природного химического состава воды, почвы и растений.

Актуальность. С техногенных образований горнодобывающей отрасли в окружающую среду поступает более одного миллиона тонн химических веществ, в том числе крайне опасных тяжёлых и редких металлов, что приводит к значительному загрязнению водных источников, почв, растений. Если стоки с отвалов носят рассеянный (диффузный) характер, то хвостохранилища в силу расположения характеризуются направленным негативным воздействием на компоненты ландшафта. Причём, территория охвата экологического вреда может быть значительной.

На хвостохранилищах проводятся обязательные эксплуатационные контрольные наблюдения: за осадкой ограждающих сооружений, основания и береговых склонов; за фильтрацией в ограждающих сооружениях, основании и на примыкающей территории; за температурой и химическим составом фильтрационной воды. В задачу фильтрационных

наблюдений входит оценка эффективности работы дренажных и противодиффузионных устройств в теле и основании дамбы хранилища и их влияние на характер фильтрации. Контроль безопасности хвостохранилищ требует регулярных проверок, проводимых в соответствии с национальными нормами, с учётом международных требований безопасности, а также наилучших доступных технологий (НДТ) и инженерных решений с учётом индекса опасности (ИОХ). ИОХ рассчитывается путём суммирования основных характеристик и параметров хвостохранилища, которые влияют на уровень опасности: объём; токсичность хвостовых материалов; статус управления хвостохранилищем; природные условия (геологические, сейсмологические и гидрологические условия), характерные для участка расположения хвостохранилища; безопасность дамбы.

Однако также актуален и важен мониторинг состояния объектов окружающей среды (почвы, донные осадки, гидросфера, фитомасса) с целью обеспечения устойчивого развития горнотехнических систем при комплексном масштабном и интенсивном освоении месторождений. Особенно это необходимо для северных экосистем с низкой способностью к самовосстановлению, что, в свою очередь, является важной научно-практической задачей геоэкологии и геохимии.

Общее направление проводимых нами исследований заключается в систематических геоэкологических исследованиях миграции и трансформации тяжёлых металлов и сопутствующих веществ в зоне горнорудного техногенеза. Это направление весьма актуально в условиях усиливающихся глобальных изменений геологической среды планеты и необходимо с целью прогнозирования ее состояния для соблюдения устойчивого развития горнотехнических систем. Это согласуется с перечнем Критических технологий РФ, утверждённом Приказом Президента: «Технологии экологически безопасной разработки месторождений и добычи полезных ископаемых».

Цель настоящей работы – комплексная геоэкологическая оценка территории в зоне хвостохранилища на основе анализа геохимических параметров почв, донных осадков, фитомассы, а также гидрохимии поверхностной воды.

Объект и методы исследования. Территория в зоне направленного влияния дамбы хвостохранилища медно-молибденового месторождения на территории с экстремальными природными условиями. Использовались полевые методы, комплекс физико-химических методов анализа воды, почвы, растений, применяемых в аналитических исследованиях для определения тяжёлых металлов в этих субстратах. Пробы почв и донных отложений подвергались кислотному разложению. Содержания тяжёлых металлов определены атомно-абсорбционной спектроскопией. Для обработки полученных результатов применялась статистика в Excel и компьютерное моделирование с помощью программного обеспечения Surfer 8.

Обсуждение результатов. По данным Глобального обзора хвостохранилищ, по всему миру имеется более 12 000 хвостохранилищ. По оценкам Глобального союза IndustriALL, существует не менее 3 500 плотин хвостохранилищ. Ежегодное увеличение площади отчуждаемых земель составляет до 100 км².

Принимая во внимание наличие приблизительно ещё 30 000 промышленных шахт, количество хвостохранилищ, вероятно, намного больше. Совокупный рост добычи полезных ископаемых требует принятия мер для обеспечения безопасности хвостохранилищ и, соответственно, экологической безопасности территории. Поэтому геоэкологический анализ территории в зоне их влияния становится все более значимым.

Так, на основе пространственно-временного структурирования данных, регрессионного анализа, информационных технологий и трёхмерного моделирования выявлена техногенная миграция тяжёлых металлов от подножия дамбы хвостохранилища одного из медно-молибденового месторождения.

В образцах почвы, воды, донных осадках обнаружено превышение валовых и подвижных содержаний ТМ - *особенно Cu, Mo, Fe*, входящих в основной состав руды.

Получена трёхмерная взаимообусловленная динамика распределения ТМ в поверхностной воде реки в зависимости от свойств среды, в частности - pH, по пунктам наблюдения от дамбы хвостохранилища. Изучен химический состава донных отложений, которые рассматриваются как интегральный показатель характера и интенсивности массопереноса в водной среде. Выявлены аномально высокие коэффициенты донной аккумуляции тяжёлых металлов К: для Cu – 4 275, для Mo - 688, для Fe - 20.0, что обусловлено наследованием основного состава добываемой руды. Это свидетельствует о накоплении ТМ на дне реки. Обнаружен дефицит ионов Ca^{2+} в воде, что обуславливает снижение возможного комплексообразования с участием ТМ и неизбежно приведёт к усилению токсических свойств подвижных форм металлов, а значит и водной среды в целом. Следует подчеркнуть, что изучение состояния донных осадков и выявление на этой основе геохимических аномалий может представлять научный интерес в качестве эмпирической модели для изучения процесса формирования осадочных руд, что представляет фундаментальный аспект в геологических науках и для развития теории проектирования освоения недр.

Выявлено повышение концентрации в водной среде сульфатных ионов SO_4^{2-} . С использованием регрессионного анализа исследована реакция сульфатредукции в системе «вода–донные отложения». Получены трёхмерные модели распределения гидрохимических параметров в соответствие с уравнением сульфатредукции, обнаружено нарушение условий стехиометрии реакции. Обнаружено обеднение донных осадков органическим веществом (углерод органический) – $C_{орг}$.

Наблюдаемые эффекты свидетельствуют о снижении интенсивности биохимической трансформации органического вещества с участием химических элементов в поверхностной пресной воде речки, текущей от подножья дамбы. Выявлены также превышения содержания ТМ в золе фитомассы (дикорастущих трав), произрастающей в зоне хвостохранилища. Налицо техногенные индикаторные признаки дестабилизации природного химического состава воды, почвы и растений в зоне дамбы хвостохранилища.

Таким образом, показано, что фильтрация через тело дамбы хвостохранилища тяжёлых металлов и сопутствующих активных соединений обуславливает интенсивное воздействие не только на водную среду, но также способствует непредсказуемым физико-химическим и биохимическим гипогенным процессам в почвенной среде территории и донных осадках. Пространственно-временная динамика и особенности распределения ТМ позволяют прогнозировать развитие экологической ситуации в зоне горнорудного техногенеза. Предлагаемый в работе методологический подход может быть использован при анализе территории, находящейся под воздействием ГОКа и информационно обеспечивать мониторинговые геоэкологические и геохимические исследования.

**The need for geocological analysis in the zone of influence of deposit tailing for the safety of
the territory**

Sarapulova G.I.

Based on spatio-temporal structuring of geocological data, regression analysis, and three-dimensional modeling, technogenic migration of heavy metals from the foot of the tailings dam was revealed. Technogenic indicator signs of destabilization of the natural chemical composition of water, soil and plants have been obtained.

**ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СОВМЕСТНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СТОЧНЫХ
ВОД ХИМИЧЕСКОГО И МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА**

Д.Б. Холикулов, Х.Р. Хайдаралиев, И.И. Шайманов

Алмалыкский филиал Ташкентского государственного технического университета,
г. Алмалык, Республика Узбекистан, e-mail: doniyor_xb@mail.ru

Задачи охраны недр и рационального использования минерального сырья, являются главенствующей ролью в природоохранной деятельности предприятий. В работе исследовано совместное утилизация сточных вод химического и металлургического производства с извлечением ценных компонентов.

Добыча и переработка полезных ископаемых, а также химическая производства останется в перспективе одним из стратегических направлений экономики республики. При этом, задачи охраны недр и рационального использования минерального сырья, являются главенствующей ролью в природоохранной деятельности предприятий. Но наряду с этим все более актуальными становятся проблемы защиты земель, поверхностных и подземных вод, атмосферного воздуха, растительного и животного мира. В настоящее время проводятся ряд исследований по разработке и совершенствованию технологии переработки техногенных отходов металлургических и химического производств и получены определённые результаты.

Для очистки сточных вод производства применяют механические, химические, физико-химические, биологические, электрохимические и другие методы. Большинство из них являются энергоёмкими, сложными в исполнении и ориентируются на импортное оборудование и дефицитные реагенты. Поэтому в современных экономических условиях приоритет должен быть отдан эффективным методам очистки, использование недорогого местного сырья и отходов промышленного производства. При этом, к наиболее опасным загрязнителям окружающей среды, поступающих в поверхностные водоёмы при сбросе промышленных сточных вод, относятся бионеразлагаемые металлосодержащие соединения, оказывающие неблагоприятное воздействие на природу, которое проявляется уже при незначительных концентрациях (таблица 1).

Утилизация отходов нейтрализации позволяет защитить окружающую среду от вредного и опасного воздействия химических веществ. Нейтрализация отходов – физическая, химическая или биологическая обработка отходов с целью снижения или полного устранения их вредного воздействия на человека и окружающую среду.

Таблица 1. Сравнительная оценка воздействия различных видов промышленного производства на окружающую среду

Отрасль промышленности	Воздействие отраслей промышленности на элементы биосферы						Флора, фауна	Недра
	Воздушный бассейн	Водный бассейн		Земная поверхность				
		Поверхностные воды	Подземные воды	Почвенный покров	Ландшафт			
Химическая	СВ	СВ	ВСС	ВСС	НВ	ВСС	НВ	
Металлургическая	СВ	СВ	НВ	Ср	НВ	ВСС	ОВ	
Горно-добывающая	ВСС	СВ	СВ	СВ	СВ	ВСС	СВ	

Примечание: ОВ – отсутствует воздействие, НВ – незначительное воздействие, ВСС – воздействие средней силы, СВ – сильное воздействие.

Целью исследования является совместное утилизация сточных вод химического и металлургического производства с извлечением ценных компонентов. Объектом исследования являются металлосодержащие кислые сточные растворы Медаплавильного завода (МПЗ) АО «Алмалыкский ГМК» (г/дм³: Al-42, Ca-670, Mn-14, Fe-270, Ni-20, Cu-22, Zn-23, As-1,4, Sb-63) и промывные растворы производства родонитов АО «Navoiyazot» (г/дм³: Al-55, Ca-200, Mn-0,1, Fe-2,8, Ni-0,32, Cu-18, Zn-12, As-48, Sb-2,6).

Промышленный интерес для извлечения металлов представляют цинк, медь, никель, железо и др. Отходы одного производства может нейтрализовать, обезвреживать или утилизировать отходов другого производства. Правда, за последние годы приходит понимание конечности этого склада природных богатств. Ведь только технологические совместив отходов различных производств, по мере возрождения предприятий в условиях первичности экологических и вторичности технологических требований, удастся в значительной мере решить и проблемы отходов, сведя к минимуму их действие на природу и здоровье самого человека.

Результаты исследований нейтрализация отходов (кислые сточные растворы) МПЗ АО «Алмалыкский ГМК» с промывным раствором производства родонитов АО «Navoiyazot» показывает, что при увеличении расхода отходов АО «Navoiyazot» уменьшается содержание металлов (таблица 2), возможно достичь извлечение до 99 %.

Таблица 2. Результаты лабораторных исследований

Соотношение А:В	Fe	Ni	Cu	Zn	As	Sb
1÷0	270	20	22	23	1,4	63
0÷1	2,8	0,32	18	12	48	2,6
1,5÷1	0,5	0,003	37	0,26	0,078	0,612
1÷1	0,27	0,002	25	0,17	0,056	0,433
1÷1,5	0,21	0,0014	15	0,12	0,046	0,358
1÷2,5	0,15	0,0009	5,6	0,1	0,031	0,272
1÷4	0,0049	0,0006	0,00026	0,006	н/о	0,16
1÷9	0,0031	0,00022	0,000078	0,00056	н/о	0,069

Примечание: А- кислые стоки купоросного цеха МПЗ, В-промывные растворы производства родонитов АО «Navoiyazot».

Увеличение расхода отходов АО «Navoiyazot» приводит к уменьшению значение рН до 5,5. Выход осадка составляет до 14 % от объема раствора. Состав осадка (%): Cu – 35,58, Ni – 2,93, Fe – 0,3, Zn – 0,47, Al – 0,16, As – 0,08, Sb – 0,26.

Использование озонирования в качестве метода повышения эффективности удаления металлов из сточных вод возможно по двум направлениям воздействия на процесс щелочного осаждения - прямое и не прямое.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Под прямым воздействием озона подразумевается его химическое взаимодействие с самими соединениями осаждаемых металлов, в результате которого меняется их химический состав. Такое воздействие может быть названо воздействием на неорганические соединения участвующие в процессе щелочного осаждения металлов. Предварительно очищенный раствор подвергается к процессу озонирования.

Результаты экспериментальных исследований показывают, что остаточные металлы переходят в осадок в значительных количествах за короткое время. Причём количество выделяющегося осадка зависит от соотношения растворов. Чем ниже кислотность, тем быстрее система приходит в стабильное состояние и количество осадков увеличивается.

В ходе исследований изучены зависимости концентрации ионов металлов в растворе от времени обработки, за 1 час обработки концентрации металлов уменьшились до уровня $<0,01$ мг/л, что на порядок ниже ПДК металлов в воде. Отфильтрованная жидкость при времени обработки больше 1 часов была прозрачной и бесцветной. На основании полученных экспериментальных данных, предлагается принципиальная схема очистки сточных растворов (рисунок). Полученный осадок после процесса озонирования, подвергается химическому анализу и по составу осадка отправляется на извлечение металлов по традиционной схеме, на медеплавильном заводе АО "Алмалыкский ГМК". Очищенная вода используется для технологических нужд: парокотельных и бытового использования.



Рисунок 1. Рекомендуемая технологическая схема переработка сточных вод

Разработанная технология позволяет расширить сырьевую базу производства металлов, уменьшить себестоимость извлечения ценных компонентов и предотвратить накопление техногенных отходов.

Список использованных источников

1. Холикулов Д.Б., Нормуротов Р.И., Болтаев О.Н. Новый подход к решению проблемы очистки сточных вод медного производства //Горный вестник Узбекистана. 2019. №3. С. 78.
 2. Kholikulov D.B. et al. Extraction of metals by using ozone from residue solutions of metallurgical production //International conference on «Integrated innovative development of Zarafshan region: achievements, challenges and prospects» Navoi, Uzb. – 2019. – С. 65-68.
 3. Холикулов Д.Б., Нормуротов Р.И. Исследования по очистке сточных вод медного и цинкового производства озоном //Горный вестник Узбекистана. 2020. №1. С. 80.
-

Studying the possibility of joint processing of wastewater from chemical and metallurgical production

Kholikulov D.B., Khaidaraliev H.R., Shaimanov I.I.

The tasks of subsoil protection and rational use of mineral raw materials are the leading role in the environmental activities of enterprises. The paper investigates the joint disposal of wastewater from chemical and metallurgical industries with the extraction of valuable components.

ПОДХОДЫ К ОЧИСТКЕ СТОЧНЫХ ВОД ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ В УСЛОВИЯХ АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РОССИЙСКОЙ ФЕДЕРАЦИИ: ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ*

А.В. Светлов, Е.А. Красавцева, В.А. Мязин, Д.В. Макаров

Институт проблем промышленной экологии Севера - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук» (ИППЭС КНЦ РАН), г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.svetlov@ksc.ru

Приведена краткая характеристика особенности формирования сточных вод в условиях Арктической зоны Российской Федерации на примере Мурманской области. Представлены перспективные направления решения задачи очистки сточных вод.

На значительной части Российской Федерации (РФ) превалирует холодный климат, а 28% территории относится к Арктической зоне, где помимо низких температур и резких границ между климатическими сезонами существенной особенностью является низкая устойчивость экосистем к внешним воздействиям. Мурманская область является регионом с крупнейшими предприятиями минерально-сырьевого комплекса Арктической зоны РФ (АЗРФ) и страны в целом. Она обеспечивает преобладающую часть потребности страны в фосфатных рудах, циркониевом сырье, вермикулите, ниобии, тантале, редкоземельных металлах. Ведётся добыча никеля, меди, кобальта, железных руд и нефелинового сырья. В виду особенностей гидрологического режима в Мурманской области объем требующих очистки сточных вод в 2021 году составил 313,35 млн м³ (по данным Министерства природных ресурсов и экологии региона). Основными загрязняющими веществами (ЗВ), сбрасываемыми в водоёмы, являются взвешенные вещества, фосфаты, азот аммонийный, нефтепродукты, железо, СПАВ,

* Работа выполнена в рамках тем НИР № НИОКТР 122022400112-7.

никель, нефтепродукты. На каждом контролируем выпуске в регионе, для предприятий горнопромышленного комплекса (ГПК), объёмы сточных вод составляют от 1 до 50 млн м³/год. Все воды проходят обязательную предварительную очистку. Однако существующие технологические подходы не всегда позволяют достигать нормативов допустимых сбросов.

Одной из важнейших экологических задач в деятельности предприятий горной промышленности является очистка сточных вод. На примере Мурманской области необходимо отметить, с одной стороны, сложность заключается в работе с большими объёмами вод, что приводит к высоким экономическим и материальным затратам при реализации различных схем очистки. С другой стороны – сточные воды представляют собой сложные многокомпонентные системы, в состав которых, кроме растворённых веществ, входят коллоиды, твёрдые взвешенные вещества неорганического и органического происхождения, которые могут быть крайне нестабильны по содержанию в среднем за год. Например, для некоторых компонентов сточных вод (соединений азота и др.) характерно снижение концентрации в период весеннего паводка в результате разбавления талыми водами, и увеличение концентрации в летний период, особенно в условиях низких объёмов атмосферных осадков. В то же время содержание в воде взвешенных веществ на большинстве предприятий может находиться в крайне низких значениях с конца июля по март (около 5-30 мг/л), но в период половодья происходят залповые повышения до 3-5 г/л.

Формирование такой картины залпового сброса загрязняющих веществ на временном отрезке половодья имеет комплексный характер. В летне-осенний период – это накопление пыли от взрывов при открытой разработке месторождений, транспортировки отвалов и породы, пыления хвостохранилищ и т.п., как на территории предприятия, так и примыкающих природных ландшафтах, сток с которых также формирует нагрузку на очистные системы конкретного объекта ГПК. Стоит отметить, что в условиях дождливого лета вполне вероятны скачки по контролируемым ЗВ при условии формирования паводка, но за короткое северное лето, как правило, серьёзных превышений, которые не могли бы «погасить» существующие схемы очистки, не происходит. Главную же роль в аккумуляции играет именно длительный холодный период, когда формируется высокий снежный покров, надёжно укрывающий в себе все ЗВ, участвующие в локальном воздушном переносе. Вместе с тем, как правило, в холодный сезон снижаются и расходы сточных вод. Именно такой, сложный, не всегда точно повторяющийся из года в год, процесс аккумуляции ЗВ в зимний период, и последующая интенсивная весенне-летняя «отмывка» территорий, при сходе снежного покрова, ставит сложную задачу перед системой очистки сточных вод, которая бы позволяла принимать высокий объём сточных вод и выполнять очистку залповых содержаний загрязняющих веществ. Наиболее распространёнными методами очистки промышленных сточных вод являются: механические (отстаивание, фильтрование) и физико-химические (коагуляция, флокуляция, электрокоагуляция и др.).

Сегодня можно уверенно сказать, что наибольшую эффективность показывают комбинированные технологии очистки сточных вод, обеспечивающие сочетание оптимальных инженерных решений, базирующихся на особенностях конкретного предприятия, в сочетании с современными методами механической, физико-химической и биотехнологической очистки сточных вод:

- повышение доли оборотного водоснабжения // сокращение объёма загрязнённых сточных вод;
- обоснование технологической возможности внедрения отдельной очистки стоков, в зависимости от приоритетных загрязняющих веществ и их концентраций;
- отвод чистого руслового, склонового, подземного стоков мимо промплощадки или транзитом;
- повышение концентрации загрязняющих веществ в сточных водах путём снижения притока в отстойники чистой воды. В результате ожидается увеличение эффективности очистки, снижение расхода реагентов;
- увеличение времени нахождения сточных вод в отстойниках (регулярная очистка дна отстойника, углубление, наращивание объёма, усложнение хода воды внутри отстойника);
- поиск наиболее эффективных режимов уже применяемых реагентов, исследование перспективной реагентки для повышения качества процесса коагуляции;
- применение геохимических барьеров на входе и выходе;
- формирование полей биоплато в частях отстойников, расположенных ближе к зоне выпуска очищенных сточных вод.

Исследовательский опыт ИППЭС КНЦ РАН даёт основание утверждать, что современный опыт проведения опытно-промышленных испытаний (ОПИ), разработки промышленной документации на стадии проектирования систем очистки сточных вод и в рамках процедуры оценки воздействия на окружающую среду не оптимален. Как правило, длительность таких ОПИ не превышает 5-10 рабочих дней. Это не позволяет выполнить исследования, которые в достаточной мере обеспечивали бы формирование набора данных для полноценного расчёта проекта системы очистки сточных вод, которая в дальнейшем должна будет в круглосуточном режиме работать в условиях АЗРФ. Как показывает наш опыт, адекватного результата можно добиться лишь длительными испытаниями, минимум – три месяца, желательно, на стыке зимнего и весеннего сезонов.

На сегодняшний день критически важна работа с государственными надзорными структурами в формате трёхстороннего диалога: власть – предприятие ГПК – наука. Посредством официальных специализированных конференций необходимо искать компромиссные подходы в части решения проблемы очистки сточных вод. Исследовательские работы могут проводиться с частно-государственным финансовым обеспечением.

Научная часть работы должна отвечать за проработку оптимальной технологии и контроля реализации схемы очистки (локальное внедрение, мониторинг качества очистки, оценка воздействия на организмы-индикаторы очищенных вод, срок – 1-2 года). Предприятие финансово обеспечивает реализацию проекта и организует ОПИ. Государство на время испытаний, учитывая затраты, соразмерно снижает фискальную нагрузку на предприятие, и/ или участвует в софинансировании через специализированные грантовые программы.

Реализация подобных масштабных исследовательских работ позволит оценить эффект от применения конкретных современных технологических решений по очистке сточных вод, а также просчитать как экономическую, так и природоохранную целесообразность внедрения с позиций результатов, представленных длинными рядами данных (как минимум за полные 4 климатических сезона) по основным контролируемым

ЗВ. Вместе с тем, будет максимально точно просчитана стоимость строительства и эксплуатации, объем образующихся в результате очистки отходов, необходимость отвода площадей для их размещения и/или возможности реальной переработки, изучение посредством длительного мониторинга действительной опасности для живых организмов очищенной доступными методами сточной воды. При реализации подобных испытаний на действующем производстве, они должны осуществляться параллельно работающей на предприятии системе очистки.

Реализация подобной работы позволит с новых позиций рассмотреть подход с установкой региональных ПДК, который в данный момент опирается только на геохимические особенности слагающих местность горных массивов.

Wastewater treatment approaches of mining enterprises in the Russian Arctic, promising trends

Svetlov A.V., Krasavtseva E.A., Myazin V.A., Makarov D.V.

A brief description of wastewater formation features in the conditions of the Arctic zone of the Russian Federation is given on the Murmansk region example. Promising directions for solving the problem of wastewater treatment are presented.

**ИССЛЕДОВАНИЕ КАЧЕСТВА ОЧИСТКИ КИСЛЫХ СТОКОВ
ФИЛЬТРУЮЩИМИ ЗАГРУЗКАМИ РАЗЛИЧНОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ**

А.П. Самодолов, Д.В. Ульрих, Т.М. Лонзингер

ФГАОУ ВО «Южно-Уральский государственный университет (национальный
исследовательский университет)», Челябинск, Российская Федерация,
e-mail: samodolov@mail.ru

В статье исследована сорбционная способность фильтрующих загрузок различного происхождения при фильтровании кислых стоков, образующихся при выработке медно-колчеданных месторождений, в статических и динамических условиях.

В России, как и во всём мире, при оценке экогеохимического влияния техногенных вод горно-металлургических предприятий на окружающую среду основное внимание уделяется кислым стокам. Это обусловлено тем фактом, что при разработке медно-колчеданных месторождений в результате окисления сульфидов, содержащихся в отходах, образуются кислые сульфатные воды с высоким содержанием солей тяжёлых металлов (Zn, Cd, Cu, Pb, Al и др.).

Такие воды в значительной степени отличаются от природных своим физико-химическим составом, уровнем минерализации, лидирующими макрокомпонентами, содержанием рудных и литофильных элементов [1-3], поэтому наносят значительный вред природным экологическим системам.

Согласно исследованиям (4-8), основными загрязнителями рудничных вод являются хлористые соединения, свободная серная кислота и её растворимые соли, в основном сульфаты тяжёлых металлов.

На медно-колчеданных месторождениях вблизи рудных тел, залегающих среди туфогенных пород кислого состава, под влиянием окисляющихся сульфидов формируются кислые (рН 1,75–4,3) почти исключительно сульфатные воды (до 96% SO_4^{2-}) с минерализацией до 8–12 г/дм³ сложного катионного состава.

Стоки, образующиеся при инфильтрации атмосферных осадков через «тело» отвалов, представляют собой высокоминерализованные рассолы многокомпонентного состава. Для исследования был использован сильноокислый сток (рН=2,38) одного из предприятий горно-металлургической отрасли, образующийся при разработке медно-колчеданных месторождений. Состав стока представлен в таблице 1.

Таблица 1. Химический состав кислого стока

Элемент	Al	Co	Cu	Fe	Pb	Zn
Концентрация элемента, мг/л	216,29	2,43	59,95	614,41	0,98	106,7

Авторами было проведено исследование эффективности очистки отобранной пробы стока от солей тяжёлых металлов фильтрующими нагрузками различного происхождения. В качестве материалов загрузки были выбраны техногенные отходы (шлаки доменного и медеплавильного производства) и природные неорганические материалы (хризотил и керамзит). Исследования взаимодействия в системе фильтрующая нагрузка-кислый сток проводили в лабораторных условиях методом ограниченного объёма при статическом режиме, когда катионы тяжёлых металлов находились в жидкой фазе (кислом стоке) и приводилось в контакт с неподвижным фильтрующим материалом.

Таблица 2. Эффективность очистки кислого стока в статических условиях

Сорбент	Показатель	Степень извлечения поллютантов из стока, при различной t °С, %							
		t=0°C		t=10 C		t=20°C		Итого	
		min	max	min	max	min	max	min	max
Доменный шлак	Al	71	97	73	86	73	91	71	97
	Co	70	78	71	79	72	83	70	83
	Cu	71	84	73	82	73	82	71	84
	Fe	76	90	78	89	77	89	76	90
	Pb	74	90	76	89	73	89	73	90
	Zn	73	81	73	81	72	85	72	85
Хризотил	Al	77	92	84	100	83	100	77	100
	Co	72	79	74	99	73	100	72	100
	Cu	75	89	82	100	81	100	75	100
	Fe	81	90	86	100	85	100	81	100
	Pb	73	85	79	89	77	89	73	89
	Zn	74	88	77	100	78	100	74	100
Керамзит	Al	70	75	74	75	75	76	70	76
	Co	72	73	71	72	70	72	70	73
	Cu	70	74	71	74	70	75	70	75
	Fe	81	85	81	87	80	90	80	90
	Pb	81	82	81	85	80	88	80	88
	Zn	76	79	74	81	73	80	73	81
Медеплавильный шлак	Al	72	74	71	74	71	73	71	74
	Co	68	74	68	72	70	72	68	74
	Cu	65	68	70	73	70	73	65	73
	Fe	69	72	72	74	72	76	69	76
	Pb	67	71	66	68	66	67	66	71
	Zn	74	76	65	74	73	75	65	76

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

При динамическом режиме испытаний фильтрующие материалы помещали в специальную установку, где загрязнители в подвижной жидкой фазе фильтровались через слой загрузки.

Температуру окружающей среды варьировали в пределах 0-20°C.

Изменение состава стока при взаимодействии с фильтрующими загрузками определяли методом атомно-эмиссионной спектроскопии на приборе OPTIMA 2100DV.

Эффективность очистки кислого стока выбранными фильтрующими загрузками в статических условиях представлен в таблице 2.

Наиболее высокие результаты по качеству очистки кислого стока от поллютантов в статических условиях показали доменный шлак и хризотил. Керамзит и медеплавильный шлак очистили исходный сток от тяжёлых металлов, но показатели степени извлечения поллютантов у них значительно ниже.

При динамическом режиме сорбции расход кислого стока при фильтрации через загрузки составлял 0,3; 0,6; 1,2; 15 л/час. Результат очистки кислого стока выбранными фильтрующими загрузками представлен в таблице 3.

Таблица 3. Эффективность очистки кислого стока в динамических условиях

Сорбент	Показатель	Степень извлечения поллютантов из стока, при скорости фильтрования, %		
		0,3 л/час	0,6 л/час	1,2 л/час
Доменный шлак	Al	26	21	11
	Co	8	9	5
	Cu	73	29	20
	Fe	100	100	99
	Pb	100	100	100
Хризотил	Zn	15	10	9
	Al	95	97	99
	Co	39	47	70
	Cu	77	77	96
	Fe	98	98	100
Керамзит	Pb	79	87	97
	Zn	53	57	78
	Al	34	30	13
	Co	3	2	0
	Cu	12	11	10
Медеплавильный шлак	Fe	85	85	79
	Pb	79	78	73
	Zn	3	3	0
	Al	11	12	14
	Co	6	4	3
Медеплавильный шлак	Cu	0	0	0
	Fe	47	44	38
	Pb	0	14	13
	Zn	0	1	3

В динамических условиях хорошие результаты по качеству очистки кислого стока от поллютантов показали доменный шлак и хризотил, причём, хризотил значительно лучше очистил исходный сток от Al, Co, Cu и Zn. Керамзит и медеплавильный шлак хуже очищают исходный сток. При использовании в качестве фильтрующей загрузки медеплавильного шлака снижения концентрации тяжёлых металлов (Cu, Co, Zn, Pb) практически не наблюдается. Проведённые исследования показали, что для очистки от

катионов тяжёлых металлов кислых стоков, образующихся при разработке медно-колчеданных месторождений, наиболее эффективно использование фильтрующих загрузок из доменного шлака и хризотила в статических и динамических условиях.

При повышении температуры от 0 до 20°C степень удаления загрязнителей возрастает.

Список использованных источников

1. Елпатьевская В.П. Взаимодействие подотвальных вод полиметаллических месторождений с водами местного речного стока: На примере юга Дальнего Востока // География и природные ресурсы. 1997. – № 2. – С. 57–62.
 2. Елпатьевский П.В. Гидрохимические потоки, продуцируемые сульфидизированными техногенными литоаккумуляциями // География и природные ресурсы. 2003. № 2. С 47–53.
 3. Корнеева Т.В. Геохимическая характеристика механизма взаимодействия нейтрального техногенного потока с природными водами Салаирского рудного поля //Химия в интересах устойчивого развития. 2010. – № 2. – Т. 18. – С. 197–208.
 4. Олизаренко В.В., Мингажев М.М. Рудничный водоотлив при обработке медно-колчеданных месторождений Южного Урала // Магнитогорск: МГТУ, 2010. – 252с.
 5. Шадрюнова И.В. Самойлова А.С., Глухова А.Ю. Гидроминеральные медьсодержащие георесурсы Урала. - Магнитогорск: Минитип, 2006. – 156 с.
 6. Малышев Ю.Н., Айруни А.Т. и др. Физико-химические процессы при добыче полезных ископаемых и их влияние на состояние окружающей среды. Москва: Изд-во АГН, 2002.
 7. Абдрахманов Р.Ф. Гидрогеоэкология Башкортостана. Уфа: Информреклама, 2005. –344 с.
 8. Абдрахманов Р.Ф., Ахметов Р.М. Влияние техногенеза на поверхностные и подземные воды башкирского зауралья и их охрана от загрязнения и истощения //Геологический сборник. 2007. №6. – С. 266–269.
-

Study of acid wastewater treatment with filter loadings of various origins

Samodolov A.P., Utrikh D.V., Lonzinger T.M.

The article reviews the sorption capacity of filter loadings of various origins in the filtration of acid wastewater generated during the depletion of copper and pyrite deposits under static and dynamic conditions.

**ЭКОЛОГО-ПРАВОВЫЕ ПРОБЛЕМЫ РЕКУЛЬТИВАЦИИ НАРУШЕННЫХ
ЗЕМЕЛЬ**

В.Ю. Старостина, Е.В. Зелинская, Н.А. Толмачева

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация

e-mail: vladastarostina@yandex.ru, zelinskaelena@mail.ru, tolmachova@yandex.ru

Рекультивация нарушенных земель сталкивается со значительными проблемами из-за несовершенства существующего экологического законодательства. В данной статье критически рассматриваются недостатки и ограничения правовой базы, регулирующей деятельность по восстановлению и рекультивации земель.

"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья"

Одной из основных целей современной экологической деятельности на всех уровнях является восстановление нарушенных природных систем, которые ранее претерпели негативное воздействие от человека и технологий в результате предыдущей хозяйственной деятельности.

В период с 2014 года по настоящее время только 6,98 % общей площади земель, пострадавших от экологического ущерба, было рекультивировано и восстановлено с экологической точки зрения.

Большинство территорий, где ранее осуществлялась деятельность в области добычи и обогащения полезных ископаемых, загрязнены либо нарушена их целостность, рельеф поверхности или на них присутствуют брошенные, зачастую полуразрушенные, здания и сооружения. Земельные участки с отвалами и хвостохранилищами иногда не имеют владельцев или находятся в государственной или муниципальной собственности.

Рекультивация нарушенных земель в России регулируется нормативно-правовыми актами, которые устанавливают правила и требования для восстановления природной среды.

- Федеральный закон «Об охране окружающей среды» от 10 января 2002 года № 7-ФЗ устанавливает основные принципы охраны окружающей среды и включает положения о необходимости восстановления нарушенных природных объектов и территорий.
- Федеральный закон «О недрах» от 21 февраля 1992 года № 2395-1 регулирует отношения, связанные с использованием недр, и включает положения о необходимости проведения рекультивации нарушенных земель после горных работ.
- Постановление Правительства Российской Федерации от 15 февраля 2008 года № 87 «Об утверждении Правил рекультивации земель, на которых проводились работы в области горного дела» устанавливает конкретные требования и нормы для рекультивации земель, нарушенных в результате горных работ.
- Постановление Правительства Российской Федерации от 25 ноября 2004 года № 697 «Об утверждении Правил рекультивации нарушенных земель» определяет общие правила и требования для рекультивации нарушенных земель независимо от причины нарушения.
- Постановление Правительства Российской Федерации от 10 июля 2018 года № 800 «О проведении рекультивации и консервации земель» устанавливает нормативные требования и правила для проведения рекультивации и консервации нарушенных земель» определяет порядок проведения рекультивационных работ, включая требования к изысканиям, планированию и оценке состояния земель, а также устанавливает меры контроля за проведением рекультивации и ответственность за несоблюдение требований.
- Постановление Правительства РФ от 4 мая 2018 г. № 542 «Об утверждении Правил организации работ по ликвидации накопленного вреда окружающей среде» устанавливает порядок организации работ по ликвидации накопленного вреда окружающей среде, в том числе требования к проектам, в котором должно быть, в том числе, выполнено обоснование достижения норм и правил состояния земель по окончании работ по ликвидации накопленного вреда.

Существенным недостатком действующих требований является неопределённость в отношении объёма и полноты исследований территории, подвергающейся рекультивации.

В соответствии с п.13 постановления Правительства Российской Федерации от 10 июля 2018 года № 800 «разработка проекта рекультивации земель... осуществляется с учётом: а) площади нарушенных земель, степени и характера их деградации, выявленных в результате проведённого обследования земель». При этом единственным документом, регламентирующим показатели деградации земель, является Методика определения размеров ущерба от деградации почв и земель, утверждённая приказом Роскомзема и Минприроды России от 17.07.1994.

При этом данная методика предназначена для использования органами системы Минприроды России и Роскомзема при определении размеров ущерба от деградации почв и земель, а не для разработки проектов рекультивации.

Далее в соответствии с требованиями п.14 ПП 800 проект содержит «...состав работ по рекультивации земель..., определяемый на основе результатов обследования земель, которое проводится в объёме, необходимом для обоснования состава работ по рекультивации, включая почвенные и иные полевые обследования, лабораторные исследования, в том числе физические, химические и биологические показатели состояния почв, а также результатов инженерно-геологических изысканий».

На настоящий момент не существует ни одного документа, который бы определял объём и виды необходимых исследований, перечисленных выше. Кроме того, все действующие на настоящее время документы, регламентирующие проведение инженерно-геологических изысканий (например, СТО 71.12.12 Организация и проведение инженерно-геологических изысканий; СП 446.1325800.2019 Инженерно-геологические изыскания для строительства. Общие правила производства работ; СП 47.13330.2016 Инженерные изыскания для строительства. Основные положения имеют другую область применения, а именно изыскания для проектирования объектов капитального строительства.

В итоге складывается ситуация, когда при разработке проекта рекультивации земель, нарушенных горными работами, заказчик вынужден делать весь комплекс инженерных изысканий для строительства, включая инженерно-геодезические, инженерно-гидрометеорологические и инженерно-экологические изыскания, так как только в сводах правил на их выполнение есть определённые требования по обследованию территории. Это в разы увеличивает затраты на проектирование, зачастую, финансируемое из бюджетов различного уровня, совершенно необоснованно, что может квалифицироваться при детальном рассмотрении, как нецелевое использование бюджетных средств. При этом данная ситуация длится в течение пяти лет с 2018 года и нет никаких предпосылок к ее изменению.

Одной из основных проблем, связанных с несовершенством законодательного регулирования, является рекультивация земель, на которых ранее располагались отходы, а такими являются практически все земли, нарушенные горными работами.

Согласно постановлению Правительства Российской Федерации от 10 июля 2018 года № 800 «О проведении рекультивации и консервации земель», проведение государственной экологической экспертизы (ГЭЭ) является обязательным этапом, направленным на оценку возможных воздействий на окружающую среду и разработку мер по минимизации негативных последствий. Однако в постановлении Правительства РФ от 4 мая 2018 года № 542 «Об утверждении Правил организации работ по ликвидации

накопленного вреда окружающей среде» обязательная ГЭЭ отсутствует, а также не указана обязательность проведения рекультивации после ликвидации. Это приводит к двойственному пониманию необходимости проведения ГЭЭ и создаёт проблемы в практической реализации данной процедуры.

Анализ существующих нормативно-правовых актов в сфере рекультивации земель показал наличие основных недостатков, которые влияют на эффективность и успешность процесса восстановления нарушенных территорий.

1. Недостаточная жёсткость и невысокая санкционная ответственность: существующие законы не предусматривают достаточно строгих норм и мер ответственности за несоблюдение требований рекультивации. Это может привести к низкой мотивации компаний и организаций выполнять рекультивацию или пренебрегать ею.

2. Отсутствие нормативной документации, конкретных стандартов и методологий для проведения рекультивации. Это может создавать неопределённость и разнообразие подходов к восстановлению, что затрудняет сравнение результатов и контроль качества выполненных работ.

3. Ограниченное финансирование и ресурсы. В существующих законах не предусматриваются гарантии достаточного финансирования или механизмы обеспечения ресурсами для эффективного проведения рекультивации. Это может стать препятствием для полноценного восстановления нарушенных земель.

4. Недостаточная координация и сотрудничество между заинтересованными сторонами: Рекультивация часто требует сотрудничества и координации между государственными органами, предприятиями, экологическими организациями и другими заинтересованными сторонами.

Отсутствие эффективных механизмов сотрудничества и координации затрудняет реализацию рекультивационных проектов.

5. Существенным недостатком является недостаточное внимание к мониторингу и оценке результатов рекультивации.

Отсутствие системы мониторинга и оценки может затруднить определение эффективности проведённых мероприятий.

6. Недостаточный учёт различных типов нарушенных земель: не предусматриваются специфические требования и рекомендации для различных типов нарушенных земель. Каждый тип земель требует индивидуального подхода к рекультивации, учитывающего их особенности.

Несовершенство в законодательстве приводят к двусмысленности и противоречиям, что затрудняет практическую реализацию рекультивации и ликвидации накопленного вреда. Например, отсутствие обязательной государственной экологической экспертизы при ликвидации ущерба или неясность по поводу проведения рекультивации после ликвидации создают проблемы и вызывают разногласия в понимании процесса.

Для эффективной реализации рекультивации и ликвидации накопленного ущерба необходимо принять соответствующие меры по совершенствованию нормативной базы. Это включает устранение противоречий и неоднозначностей в законодательстве, введение чётких требований к проведению государственной экологической экспертизы и обязательной рекультивации после ликвидации, а также установление ответственности за нарушение требований и неправильную реализацию процесса.

Совершенствование нормативной и законодательной базы в сфере рекультивации нарушенных земель и ликвидации накопленного ущерба будет способствовать более эффективному восстановлению нарушенных территорий, минимизации негативного воздействия на окружающую среду и обеспечению устойчивого развития.

Environmental and legal issues in the remediation of disturbed land

Starostina V. Yu, Zelinskaya E. V., Tolmacheva N. A.

The reclamation of disturbed land faces significant challenges due to the inadequacies of existing environmental legislation. This article critically examines the shortcomings and limitations of the legal framework governing land remediation and reclamation activities.

ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МОДЕЛИ ЭКОНОМИКИ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА В РОССИИ

Ю.В. Перфильева

ФГБОУ ВО ИРНИТУ, г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: Perf-yuliya@yandex.ru*

В статье рассматриваются модель экономики замкнутого цикла, основанные на восстановлении природного капитала и снижении экологических рисков. Исследуются принципы функционирования циркулярной экономики, демонстрируются преимущества перехода на данную модель экономики.

Развитие промышленности и масштабного производства, ведёт к чрезмерному потреблению природных ресурсов, и как факт к загрязнению окружающей среды. Кроме того, если мы будем продолжать полагаться на ископаемое топливо в той же мере, в какой делаем это сейчас, то будущим поколениям достанется сильно травмированная планета.

Надо отметить, что ещё с XVIII века, учёные предупреждали человечество о возможных негативных последствиях воздействия человека на природу и рассматривали природные ограничения как один из основных факторов развития экономической системы. В первой половине XX столетия В.И. Вернадский пришёл к выводу, что деятельность человека, преобразующего поверхность Земли, по своим масштабам соизмерима с геологическими процессами на планете и как результат – использование природных ресурсов происходит без учёта закономерностей и механизмов функционирования биосферы, что неизбежно приведёт к экологической катастрофе.

Негативное влияние традиционной линейной модели экономики («произвести, использовать, уничтожить») приводит к ее переосмыслению, и все больше внимания уделяется модели - «произвести, использовать, переработать». Сегодня переход к циркулярной экономике является актуальным трендом во всём мире. Одни страны рассматривают ее как свою стратегию развития, другие, в качестве элемента, позволяющего дополнить существующую модель экономического роста. В любом случае, циркулярная экономика направлена на экологически эффективное взаимодействие производства и потребления. Подобный подход в экономике может

принести выгоду и окружающей среде, и бизнесу. Но внедрение данной модели – это не только создание отраслей вторичного использования отходов первичного производства, а это изменение образа мышления людей.

Главная задача модели экономики замкнутого цикла – это уйти от экономики, которая предполагает максимизацию производства и потребления, зависящие от первичных природных ресурсов, превращающихся в отходы. Данный тип производства характеризуется расходом невозобновляемых природных ресурсов и поступлением огромного количества отходов, которое оказывает негативное воздействие на экологическое состояние территорий. Отходы должны стать новыми ресурсами для создания замкнутого цикла.

Многие компании мира осознали важность концепции замкнутого цикла и пытаются найти свой подход к этой проблеме. Особых успехов в данном вопросе достиг Китай. Долгие годы правительство страны уделяет вопросам экологии, выделяя охрану окружающей среды как жизненно важную долгосрочную стратегию для модернизации страны.

За основу циркулярной экономики в Китае приняли концепцию «Зелёное золото», используя принципы сохранения ресурсов и охраны окружающей среды, с опорой на естественное восстановление экосистем; принцип низкого содержания углерода; принцип использования реформ и инноваций для воспитания экологической культуры. В стране активно реализуется идея эко-цивилизации. В первую очередь это связано с экологизацией энергоснабжения. Увеличение доли ветровой и солнечной энергии внесло существенный вклад в сокращение выбросов. Во-вторых, активное использование солнечной горячей воды. Китай добился беспрецедентных достижений в области солнечного нагрева воды. В-третьих, солнечная фотоэлектрическая обрабатывающая промышленность. Страна стала крупнейшим производителем PV во всём мире. В-четвертых, трансформация транспортного сектора. В-пятых, управление лесными экосистемами, с созданием рекреационных зон, природных заповедников, лесных парков и ботанических садов. Этот план развития уже привёл к значительному увеличению рабочих мест.

В 2015 г. Европейская комиссия опубликовала комплексный пакет и план мероприятий по переходу к экономике замкнутого цикла. Цель этих мероприятий – стимулировать переход к циркулярной экономике, повысить мировую конкуренцию, обеспечить устойчивый экономический рост и создать новые рабочие места. Более пятидесяти мероприятий по реализации производства, потребления и утилизации отходов продукции на всех стадиях жизненного цикла. В качестве примера можно привести «Пластиковую стратегию», согласно которой все виды пластика упаковки должны будут подлежать вторичному использованию. Возврат в обращение должен стать прибыльным для предпринимателей, так как инновации получают государственную поддержку.

Россия тоже начала переход к циклической экономике. В 2018 г. была утверждена Стратегия развития промышленности по обработке, утилизации и обезвреживанию отходов производства и потребления. В стране создаётся новая отрасль промышленности, которая позволит вовлечь во вторичный оборот дополнительные ресурсы и снизить объёмы захоронений промышленных и коммунальных отходов, и как следствие – уменьшить экологические вредные последствия.

Поскольку потребность энергии во всех сферах нашей жизни неуклонно увеличивается, каждое государство испытывает ее возрастающий дефицит и прилагает усилия по ее эффективному использованию и сбережению. Основная задача состоит в том, чтобы свести к минимуму зависимость экономического роста от увеличения объёма использования невозобновляемых природных ресурсов. В этих целях прилагаются большие усилия перехода на экономику с низким содержанием углерода, увеличением источников возобновляемой энергии, модернизации транспортного сектора, по повышению энергоэффективности.

В основе реализации циркулярной экономики лежат четыре основных концепции:

1. В 70-х годах прошлого столетия появилось направление, которое отражало попытку гармонизации отношений в системе «человек-природа», получившее название «зелёного» или экологического дизайна. Экологический подход в дизайне стал одним из направлений всемирного экологического движения, в задачи которого входит охрана и восстановление окружающей среды.

Концепция экологически безопасного дизайна касается не только окружающей среды, но и всей экосистемы. Она предусматривает рациональное использование природных ресурсов в целях создания гармоничной окружающей среды, а также выбор оптимального места проживания, при том, что воздействие на окружающую среду будет сведено к минимуму.

Благодаря внедрению инновационных и экологически чистых технологий, применению прочных материалов с высоким содержанием перерабатываемых компонентов, экологически безопасное строительство способно сократить потребление энергетических и водных ресурсов более чем на 50% по сравнению с обычными зданиями и, следовательно, значительно повысить ценность недвижимости. Хотя экологически безопасные здания позволяют сокращать расходы вследствие уменьшения потребности в освещении, вентиляции, отоплении и охлаждении, они, как правило, требуют несколько более значительных капитальных затрат из-за встроенных в эти здания дополнительных функций и систем, таких как, например, самостоятельная выработка энергии, сбор дождевой воды или переработка сточных вод. Тем не менее дополнительный объем начальных инвестиций гарантирует многократное сбережение ресурсов на протяжении всего жизненного цикла здания.

Среди других преимуществ можно назвать повышенный тепловой, визуальный и акустический комфорт, улучшение качества воздуха и, что немаловажно, сохранение здоровья людей.

Рациональное озеленение и учёт существующих биоклиматических особенностей способствуют улучшению городского микроклимата, в частности качества воздуха. С точки зрения охраны окружающей среды экологически безопасные здания имеют значительные потенциальные преимущества для их владельцев, жильцов и общества в целом.

2. Функциональная экономика – необходимо создать максимальное использование минимальным количеством материальных ресурсов и энергии. В качестве примера можно рассмотреть возможность использования биоразлагаемых отходов, которые могут использоваться в виде сырья для производства удобрений.

3. Оптимизация производственных издержек, путём использования отходов одних предприятий в качестве сырья для других. Организации могут объединяться, с целью уменьшения управленческих расходов.

4. «Зелёная» экономика – эффективное использование природных ресурсов за счёт экономного использования ресурсов подверженных истощению и рационального использования неисчерпаемых ресурсов.

Используя современные технологии, мы можем заменить ископаемые виды топлива, которые сегодня используются в зданиях на возобновляемые ресурсы, такие как – энергия солнца, тепла земли, ветра, естественного движения водных потоков и т.п. Хотя, эффективность преобразования энергии из природных форм в электрическую энергию остаётся довольно низкой, перспективы ее использования, по мере ухудшения человеческой среды обитания, становятся все более привлекательными.

Список использованных источников

1. Федеральный закон от 23.11.2009 №261-ФЗ «Об энергосбережении и повышении энергетической активности». URL:<http://www.consultant.ru>
 2. Указ Президента РФ от 01.04.1996 №440 «О концепции перехода Российской Федерации к устойчивому развитию». URL:<http://www.consultant.ru>
 3. Распоряжение Правительства РФ от 25.01.18 №84-р «Стратегия развития промышленности по обработке, утилизации и обезвреживанию отходов производства и потребления на период до 2030 года». URL:<http://www.consultant.ru>
 4. Батова Н, Сачек П., Точицкая И. На пути к зеленому росту: окно возможностей циркулярной экономики/BEROCGreenEcnjmyPolicyPaperSeries, PPGE, №5, 2018
 5. Валько Д.В. Циркулярная экономика: теоретическая модель и эффекты реализации// Национальные интересы: приоритеты и безопасность 2018. №8(14). С.1415-1429.
-

Features of application of the closed-cycle economy model in Russia

Perfileva Y.V.

The article considers a closed-cycle economy model based on the restoration of natural capital and the reduction of environmental risks. The principles of functioning of the circular economy are investigated, the advantages of switching to this model of economy are demonstrated.

НОВЫЙ СПОСОБ ПЕРЕРАБОТКИ АЛЮМОКАЛИЕВЫХ КВАСЦОВ, ВЫДЕЛЕННЫХ ИЗ ВЫСОКОКАЛИЕВОГО АЛЮМОСИЛИКАТНОГО СЫРЬЯ - СЫННЫРИТА

И.Г. Антропова, А.Д. Будаева

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Байкальский институт природопользования Сибирского отделения Российской академии наук (БИП СО РАН),
г. Улан-Удэ, Россия, e-mail: inan@binm.ru

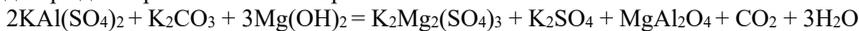
Приводятся результаты исследований по изучению процесса спекания алюмокалиевых квасцов, выделенных из сыннырита, с поташом K_2CO_3 и бруситом $Mg(OH)_2$ (или MgO) для получения алюмомagneзиевой шпинели $MgAl_2O_4$ и калимагнезита $K_2Mg(SO_4)_2$. Показано, что алюмомagneзиевая шпинель, полученная при спекании алюмокалиевых квасцов с поташом и оксидом магния, является наиболее чистой (98,9 wt %), а калимагнезита образуется с небольшой примесью сульфата калия.

Одним из вариантов комплексной и глубокой переработки уникальных по содержанию калия алюмосиликатных пород – сынныритов (K_2O 18-23 %, Al_2O_3 22-23 %) может явиться комбинированная технология на основе сернокислотного выщелачивания термохимически активированной исходной руды с магнезитом или доломитом. Данный подход позволяет удешевить процесс спекания за счет снижения температуры термообработки калишпатового сырья с образованием кислоторастворимых соединений на 100-200°C относительно известных аналогов: спекание с карбонатом кальция – 1250-1300°C (Константинова и др. 1988); термическое активирование без добавки – 1300-1350°C (Сафрыгин и др. 1992). Кроме того, это позволяет рекуперировать затрачиваемую магнийсодержащую добавку в виде дополнительной готовой продукции – гексагидрата сульфата магния $MgSO_4 \cdot 6H_2O$ и исключить образование твердого отхода – гипса при использовании магнезита.

В этой работе впервые исследован процесс спекания алюмокалиевых квасцов, выделенных из сыннырита, с поташом K_2CO_3 и бруситом $Mg(OH)_2$ (или MgO) для получения алюмомагнезиевой шпинели $MgAl_2O_4$ и калимагнезии $K_2Mg(SO_4)_2$. Сульфат калия-магния (калимагнезия) является дефицитным, хорошо растворимым, слабо гигроскопичным удобрением.

Методы получения калимагнезии основаны на переработке природного полиминерального сырья – полигалитовых и лангбейнитовых пород, но их ресурсы небольшие. Аллюминат магния или алюмомагнезиевая шпинель – двойной оксид магния и алюминия, характеризующийся высокой температурой плавления (2135 °C), хорошей термостойкостью, механической прочностью, высокой химической и радиационной устойчивостью, низкой плотностью, низкой электропроводностью. Традиционным способом получения алюмомагнезиевой шпинели является метод твердофазного синтеза из MgO и Al_2O_3 при высокой температуре (1300-1500°C).

Изучение твердофазного взаимодействия алюмокалиевых квасцов, поташа и MgO /брусита осуществлялось с помощью термического анализа и спеканием смеси реагентов в муфельной печи с последующим анализом спеков методом РФА. Спекание смеси квасцов с карбонатом калия и MgO /бруситом при мольном соотношении 2:1:3 проводилось в интервале температур 500-650 °C в течение 1 ч. На основании комплекса инструментальных и аналитических исследований данного процесса установлено, что итоговая твердофазная реакция в смеси протекает без выделения сернистого газа, что подтверждает правильность выбора мольного соотношения компонентов 2:1:3:



Спеки, полученные при 650 °C, обрабатывали дистиллированной водой с образованием раствора сульфата калия-магния и осадка, состоящего из MgO и $\gamma-Al_2O_3$. При выпаривании сульфатного раствора был выделен калий-магнезиевый сульфат $K_2Mg(SO_4)_2 \cdot 4H_2O$ с небольшим содержанием K_2SO_4 (12 wt %). $K_2Mg(SO_4)_2 \cdot 4H_2O$ – синтетический аналог минерала леонита, который встречается в качестве вторичного минерала на месторождениях калийной соли. Безводный сульфат $K_2Mg(SO_4)_2$ представляет собой калимагнезию и получен при нагревании данного кристаллогидрата при 250 °C в течение 1 ч.

Для получения кислотостойкой шпинели $MgAl_2O_4$ высушенные осадки спекали при 700, 900, 1000, 1100 и 1200 °C в течение 2 ч. В результате солянокислотной обработки установлено, что осадки, полученные при обжиге при 700 °C, имеют максимальные потери магния и алюминия. Дальнейшее спекание при более высоких

температурах способствует уменьшению извлечения Mg и Al в кислый раствор, которые достигают наименьших значений при 1100-1200 °С. Это свидетельствует о взаимодействии между MgO и γ -Al₂O₃ с образованием кислотостойкой шпинели. Как известно, γ -Al₂O₃, образованный при разложении квасцов, является стабильным до 1200 °С и более реакционноспособным по сравнению с α -модификацией. Поэтому взаимодействие MgO и γ -Al₂O₃ протекает при более низких температурах в отличие от реакции MgO и α -Al₂O₃, которая начинается свыше 1300°С:



Установлено, что алюмомагниева шпинель, полученная при спекании алюмомагневых квасцов с поташом и оксидом магния, является наиболее чистой (98,9 wt %), а калимагнезия образуется с небольшой примесью сульфата калия. Количественный фазовый анализ полученных шпинелей при 1200 °С показал, что шпинель, полученная из системы с бруситом, загрязнена форстеритом Mg₂SiO₄ (13,9 wt %), который образовался за счет кремнезема в брусите.

A NEW METHOD FOR THE PROCESSING OF POTASSIUM ALUMS PRODUCED FROM HIGH POTASSIUM ALUMINOSILICATE RAW MATERIAL – SYNNYRITE

Antropova I.G., Budaeva A.D.

The results of the studies on the sintering of potassium alum isolated from synnyrite with K₂CO₃ potash and Mg(OH)₂ (or MgO) brucite to obtain magnesium aluminum spinel MgAl₂O₄ and potassium magnesia K₂Mg(SO₄)₂ are presented. It is shown that aluminum-magnesium spinel obtained by sintering aluminum-potassium alum with potash and magnesium oxide is the purest (98.9 wt %), and potassium-magnesium sulfate is formed with a small admixture of potassium sulfate.

СОДЕРЖАНИЕ



ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ	3
<i>Чантурия В.А.</i> Роль инновационных технологий обогащения и глубокой переработки минерального сырья в развитии минерально-сырьевой базы России	3
<i>Исмагилов Р.И., Голеньков Д.Н., Шелепов Э.В., Мезенцева Е.В.</i> Инновационная технология производства железорудных суперконцентратов для производства DRI окатышей	6
<i>Александрова Т.Н.</i> Переработка упорных золотосодержащих руд: проблемы и пути их решения	21
<i>Чантурия В.А., Двойченкова Г.П.</i> Современные проблемы и перспективы интенсификации процессов глубокой переработки алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения	26
<i>Рассказов И.Ю., Алексеев В.С., Киенко Л.А., Рассказова А.В.</i> Основные разработки ХФИЦ ДВО РАН в области переработки минерального сырья Дальневосточного Федерального округа	40
<i>Юшина Т.И., Петров И.М.</i> История создания и развития научно-педагогической школы обогащателей в стенах Московской горной академии — НИТУ «МИСиС»	43
<i>Котова О.Б., Ожогина Е.Г.</i> Комплексирование современных методов минералогического анализа труднообогатимых руд и горнопромышленных отходов	49
<i>Курков А.В., Ануфриева С.И., Лихникевич Е.Г., Авдонин Г.И.</i> Развитие гидromеталлургических технологий на основе применения многоатомных спиртов и аминокислот	52
<i>Матвеева Т.Н.</i> Новые хелатообразующие реагенты для флотационного извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых руд	64
<i>Прокопьев С.А.</i> Состояние и развитие технологий обогащения золотосодержащих россыпных месторождений	69
<i>Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н.</i> Решение критических задач ресурсообеспечения за счет глубокой и комплексной переработки горнопромышленных отходов	72
Секция "СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ"	80
<i>Федотов К.В., Кононенко Р.В.</i> Цифровой двойник процесса глубокой переработки минерального сырья	80
<i>Ключникова Е.М., Макаров Д.В., Маслобоев В.А.</i> Технологий переработки минерального сырья в условиях арктики	81
<i>Опалев А.С.</i> Научно-методические основы создания эффективной технологии получения высококачественного железорудного сырья для DRI–процессов металлургии	84

<i>Уткин Н.Н., Любезных В.А., Лесникова Л.С., Дациев М.С., Дзанолов И.В.</i> Оптимизация конфигурации обогатительно-металлургического комплекса Норильского дивизиона	89
<i>Титков С.Н., Афонина Е.И., Конобеевских А.В., Алиферова С.Н., Тупицин И.Ю., Мосунов А.Л.</i> Развитие технологии флотационного обогащения калийных руд	93
<i>Никитин Р.М., Бирюков В.В., Пильгаев С.В.</i> Подходы к разработке адаптивных моделей технологических схем переработки полезных ископаемых	97
<i>Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Подкаменный Ю.А.</i> Разработка и апробация технологии извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов с применением люминофорсодержащих реагентов-модификаторов	99
<i>Афанасова А.В., Люблянова В.А.</i> Разработка комбинированной технологии переработки комплексных медных руд	105
<i>Ольберг Е.П., Петров С.В., Непомнящих М.П., Бывальцев А.В., Чикин А.Ю.</i> Экологические и экономические аспекты современных технологий, применяемых для детоксикации цианидсодержащих отходов золотодобывающей промышленности	107
<i>Никитина Ю.Н., Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С.</i> Современные проблемы процессов доводки концентратов тяжелосредной сепарации и направления их решения в условиях переработки труднообогатимой алмазосодержащей россыпи Нюрбинского месторождения	111
<i>Тюрин А.М., Масанов А.Ю., Двойченкова Г.П.</i> Современные проблемы организации замкнутого водооборота при обогащении сапонитсодержащих алмазоносных кимберлитов и направления их решения в условиях ОФ АО «Севералмаз»	114
<i>Груба С.В., Панченко Г.М., Тимофеева С.С.</i> Вовлечение в переработку лежалых отвалов – эффективный способ восполнения сырьевой базы предприятий золотодобывающей отрасли	118
<i>Кожонов А.К., Ногаева К.А., Молдобаев Э.С., Турарбек кызы А.</i> Технология переработки окисленных руд месторождения Куранды в Кыргызской Республике флотационными способами	120
<i>Власова В.В., Фомина Е.Ю.</i> Технологические решения экологических проблем теплоэнергетики	123
<i>Иванов А.В., Макалин И.А.</i> Внедрение в производство модернизированных рентгенолюминесцентных сепараторов для извлечения алмазов типа Па	126
<i>Александрова Т.Н., Абурова В.А.</i> Применение энергетических методов воздействия при переработке руд	129
<i>Подрезова Н.А., Бывальцев А.В., Коблов А.Ю., Винокурова М.А.</i> Возможности переработки сорбционно-активных золотосодержащих руд	131
<i>Медков М.А., Крысенко Г.Ф., Эпов Д.Г., Дмитриева Е.Э.</i> Новый метод комплексной переработки титансодержащего сырья	133
<i>Кожевников Г.А.</i> Современное состояние флотационного обогащения перовскитового и эвдиалитового минерального сырья	137

<i>Верхозина В.А., Шкетова Л.Е., Верхозина Е.В.</i> Поиск инновационных экологически чистых технологий при переработке сульфидной золотосодержащей руды	141
<i>Ромашев А.О., Яковлева Т.А.</i> Повышение эффективности процессов сепарации комплексных руд с использованием метода прямой потенциометрии	144
<i>Ветюгов Д.А., Матвеева Т.Н.</i> Применение новых составов бентополимерных композиций для производства высококачественных железорудных окатышей	146
<i>Шibaева Д.Н., Асанович Д.А., Терещенко С.В.</i> Поиск путей повышения эффективности сухой магнитной сепарации	150
Секция "ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ"	153
<i>Лихникевич Е.Г. Пермякова Н.А., Рогожин А.А.</i> Отечественное каолиновое сырье: технологические перспективы	153
<i>Соленикова Е.О., Левченко Е.Н.</i> Состав и строение гранатов, определяющие технологию обогащения гранатосодержащих песков	155
<i>Левченко Е.Н.</i> Нетрадиционные источники редких металлов: состав и технологические свойства асфальтита	158
<i>Астахова Ю.М., Жукова В.Е., Лихникевич Е.Г., Ожогина Е.Г., Рассулов В.А., Сычева Н.А., Шувалова Ю.Н., Якушина О.А.</i> Методические подходы к минералогическому изучению литиевых руд при оценке их качества	162
<i>Щипцов В.В., Бубнова Т.П., Фролов П.В.</i> Технологическая минералогия графитовых руд Ихальского месторождения (Западное Приладожье)	165
<i>Мамонов С.В., Дресвянкина Т.П., Зиятдинов С.В., Горайчук П.К.</i> Особенности состава пирротин-содержащих медно-цинковых руд Тарньерского месторождения	168
<i>Чикишева Т.А., Турецкая Н.Ю., Комарова А.Г., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С.</i> Минералого-технологическая оценка отходов флотации углеобогатительной фабрики "Краснобродская-Коксовая"(Кемеровская область)	172
<i>Комарова А.Г., Чикишева Т.А., Карпушкина В.И., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Янцен А.А.</i> Формы нахождения радиоактивных элементов в вольфрамовом концентрате обогатительной фабрики АО "Закаменск"	174
<i>Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н., Горшенков И.Н.</i> Угольный метан и железосодержащие минералы	176
<i>Детков Д.Г., Жуков С.В., Быстрицкий А.О., Смыслов С.А., Каюков А.Е.</i> Месторождение сынныритов «Калюмное» как сырье для производства глинозема и калийных удобрений	179
<i>Усманова Н.Ф., Меркулова Е.Н., Лобастов Б.М.</i> Формы обнаружения золота в хвостохранилище сульфидных руд	183
<i>Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Колодежная Е.В., Ефимова Ю.Ю.</i> Особенности вещественного состава графитовых пылей различных участков металлургического производства	186

<i>Николаева Н.В., Каллаев И.Т.</i> Исследование физико-механических свойств полиметаллического минерального сырья	189
<i>Киенко Л.А., Воронова О.В.</i> Исследование технологических особенностей техногенного сырья Ярославской горнорудной компании	192
<i>Лабудин В.С., Храмов А.Н.</i> Исследование раскрываемости минералов при дроблении высококарбонатной флюоритовой руды с целью применения предварительного обогащения	195
<i>Размыслов И.Н., Котова О.Б.</i> Средний Тиман: минералого-технологические особенности бокситов и глин	199
<i>Докучаева А.И., Малинникова О.Н., Долгова М.О.</i> Особенности термического разложения образцов углей Печорского и Кузнецкого бассейнов	202
<i>Кононенко Р.В., Попов М.А.</i> Цифровое моделирование технологии глубокой переработки минерального сырья	205
<i>Дмитрак Ю.В.</i> Совершенствование математических методов моделирования процесса измельчения горных пород в мельницах различных типов	206
<i>Куликов Ю.В., Сенченко А.Е., Феодотов П.К.</i> Современные представления о способах тестирования и расчёте мельниц само- и полусамоизмельчения	213
<i>Зиятдинов С.В., Ефремова Т.А., Овчинникова Т.Ю.</i> Сопоставление рентгеноабсорбционного и рентгенофлуоресцентного метода сортировки руд цветных металлов	218
<i>Асанович Д.А., Шибяева Д.Н.</i> Совершенствование конструкции рентгенлюминисцентного сепаратора с целью эффективного использования различий в минералого-технологических свойствах руд и пород	221
<i>Жабоедов А.П., Непомнящих А.И., Жерлицын А.А.</i> Электроимпульсная дезинтеграция минерального кварцевого сырья	224
<i>Салчак А.К., Ростовцев В.И.</i> Интенсификация рудоподготовки и обогащения полиметаллических руд путем сочетания рентгенорадиометрической сепарации и флотации	225
<i>Мязин В.П., Соколова Е., Арданаева С.А.</i> Разработка концепции по совершенствованию технологических схем подготовки техногенного сырья к кучному выщелачиванию	229
<i>Морозов Ю.П., Интогарова Т.И., Ковальчук О.Е.</i> Моделирование процесса флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения	232
<i>Круглов А.В., Голиков С.А.</i> Обоснование критериев применения фильтровальных аппаратов эффективного обезвоживания для широкого диапазона характеристик суспензий горно-обогатительных комплексов на основе анализа массива данных	235
<i>Матвеев А.И., Филиппов В.Е., Григорьев А.Н., Лебедев И.Ф., Винокуров В.Р., Львов Е.С.</i> Междисциплинарный подход к разработке актуальных технологий сухого обогащения руд	237
<i>Паливода А.А., Опалев А.С.</i> Исследование кинетики шарового и стержневого измельчения на примере железных руд	239
<i>Савицкий Л.В.</i> Опыт применения «сухой» дезинтеграции в схемах добычи и последующего обогащения алмазосодержащего сырья	242
<i>Соложенкин П.М.</i> Физико-химические исследования сплава золотой сурьмы с целью установления ее технологических свойств	244

Секция "ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРО-МАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ"	248
<i>Кондратьев С.А.</i> Критерий выбора собирателей с целью получения синергетического эффекта	248
<i>Исмаилов Р.И., Чантурия Е.Л., Шехирев Д.В., Рахимов Х.К.</i> Экспериментальная оценка эффективности катионных собирателей при обратной флотации надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата Михайловского ГОКа имени А. В. Варичева	251
<i>Рязанцева М.В., Бунин И.Ж.</i> Применение диэлектрического барьерного разряда для повышения показателей флотационного обогащения железистых кварцитов	255
<i>Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Ковальчук О.Е., Тимофеев А.С., Лезова С.П.</i> Выбор и обоснование режимов селективного закрепления реагентов модификаторов на поверхности алмазов	258
<i>Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.</i> Исследование водорастворимого полимера в процессе флотационного извлечения золота	262
<i>Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.</i> Твердофазная модификация термочувствительных полимеров на примере поливинилкапролактама	264
<i>Александрова Т.Н., Кузнецов В.В.</i> Установление флотуемости золотоносных сульфидных руд для повышения эффективности их переработки	268
<i>Каменова Ю.С., Черноусенко Е.В., Митрофанова Г.В.</i> Изучение взаимодействия реагента-комплексобразователя Tecflote с минералами меди и никеля	272
<i>Базарова Е.А., Митрофанова Г.В.</i> Синергизм сульфгидрильных и комплексобразующих собирателей в процессе флотации медно-никелевых руд	275
<i>Евдокимов С.И., Герасименко Т.Е., Максимов Р.Н., Клыкова К.Ю.</i> Теория и практика флотации микродисперсий золота минералами-носителями	278
<i>Подкаменный Ю.А., Самусев А.Л., Кожевников Г.А.</i> Анализ спектрально-кинетических характеристик люминофоров и органических компонентов люминофорсодержащих композиций	281
<i>Игнаткина В.А., Каюмов А.А., Ергешева Н., Чернова П.А.</i> Влияние качественно-количественного состава сульфгидрильных собирателей на контрастность флотуемости сульфидов в контролируемых окислительно-восстановительных условиях	284
<i>Николаев А.А.</i> О методе оценки кинетики минерализации газодисперсной фазы во флотации	286
<i>Лавриненко А.А., Гольберг Г.Ю., Кузнецова И.Н.</i> Влияние различных депрессоров на флотацию оталькованной медно-никелевой руды	288
<i>Елисеева Р.А., Юшина Т.И., Никитин А.Ю.</i> Моделирование процесса флотации в колонной флотационной машине	291
<i>Матвеева Т.Н., Минаев В.А., Громова Н.К.</i> Применение методов оптической, сканирующей электронной и лазерной микроскопии для исследования адсорбционного слоя реагента МДТК на минералах, входящих в состав комплексной руды	295
<i>Ланцова Л.Б., Гладышева О.И.</i> Исследование гидрофобности и флотуемости золотосодержащих сульфидных минералов при использовании диалкилдитиокарбамата	298

<i>Гаврилова Т.Г.</i> Роль осадков сульфгидрильных собирателей в элементарном акте флотации	301
<i>Кожевников Г.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</i> Экспериментальное обоснование эффективных режимов флотации для повышения качества эвдиалитового концентрата	304
<i>Коновалов И.А.</i> Влияние рН на активность продуктов взаимодействия ксантогената с ионами свинца	306
<i>Пье Чжо, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е.</i> Исследование действия композиции металлосодержащих модификаторов поверхности сульфидных минералов цветных тяжелых металлов при флотации медно-цинковых руд	310
<i>Хтет Зо У., Зай Яа Чжо, Горячев Б.Е.</i> Исследование влияния композиций металлосодержащих модификаторов с сернистым натрием на флотацию медно-цинковых колчеданных руд	311
<i>Саппарова Э.Р., Абдуразаков У.М., Исмаев О.Ю., Шакаров Т.И.</i> Исследование возможности снижения содержания флотоактивной пустой породы в пенном продукте перемешивающей флотации медно-молибденового концентрата	315
<i>Хамзина Т.А.</i> Корреляционная связь скорости растекания реагентов по поверхности воды с извлечением горючей массы в угольный флотоконцентрат	321
<i>Цицилина Д.М.</i> Исследование сочетаний реагентов собирателей при флотации апатитовой руды	324
<i>Сенченко А.Е., Федотов К.В.</i> Центробежная сепарация с пульсирующим давлением флюидизационной воды и воздуха	326
<i>Топычанова Е.И., Дементьева Н.А., Чикин А.Ю.</i> Депрессия углеродистого вещества при флотации золота из упорных руд	330
<i>Федотов Е.Н., Тиунов М.Ю.</i> Извлечение литийсодержащих минералов из бедных руд комбинированным методом	333
<i>Афанасова А.В., Прохорова Е.О.</i> Повышение качества угольной продукции на примере тонких классов коксующихся углей	335
<i>Алексеев А.С., Гребенюкова О.В., Коблов А.Ю.</i> Электромагнитная доводка черновых оловянных гравиконоцентратов	337
<i>Сюзева С. Н., Шакаров Т.И.</i> Исследования влияния флокулянтов на процесс сгущения шламистого флотоконцентрата	340
<i>Ксенофонтов Б.С., Якушкин В.П.</i> Использование активного ила в качестве флокулянта для очистки сточных вод	343
<i>Соколова А.А.</i> Оптимизация работы участков сгущения углеобогажительных фабрик	347
<i>Чылбак-оол Е.Д., Самолетов П.В.</i> Обоснование критериев эффективного обезвоживания для труднофильтруемых суспензий горно-обогажительных комплексов с применением пресс-фильтров различного типа	350
<i>Зимбовский И.Г., Погосян Э.С.</i> Влияние поверхностно-активных веществ на остаточную влажность продуктов фильтрования	353
<i>Турецкая Н.Ю., Емельянова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Чикишева Т.А.</i> Обогащение отвальных хвостов флотации угля методом винтовой сепарации	355

<i>Сыса П.А., Лавриненко А.А.</i> Обоснование применения магнитных гидроциклонов в схеме обогащения магнетитовых кварцитов	357
<i>Калюжная Р.В.</i> Управление процессом магнитно-гравитационного разделения на основе использования принципов формирования магнитно-стабилизированного ожеженного слоя ферросуспензии	359
<i>Коваленко Е.Г., Бабушкина А.Л., Чуть-Ды В.А.</i> Совершенствование режимов флотации и пенной сепарации мелких классов алмазов из кимберлитов	363
<i>Тимофеев А.С., Никитина Ю.Н.</i> О засорении ферросилициевой суспензии породной фракцией в процессе тяжелосредной сепарации кимберлитовых руд	366
<i>Петрова С.А., Ширкин А.С., Головизина А.А., Данилова С.П., Полякова Т.Р.</i> Оптимизация липкостного состава с применением вязкостных присадок различной модификации для условий липкостной сепарации алмазосодержащего сырья на предприятиях АК «АЛРОСА» (ПАО)	369
Секция "КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ"	372
<i>Бунин И.Ж.</i> Теория и практика применения разрядно-импульсных технологий (Pulsed Power Technologies) в процессах комплексной переработки минерального сырья	372
<i>Чантурия В.А., Рязанцева М.В.</i> Об использовании сорбентов на основе сверхширокого полистирола для извлечения РЗМ и циркония из азотнокислых растворов	375
<i>Мамонов С.В., Дресвянкина Т.П., Волкова С.В., Чинова М.И., Синьков И.С.</i> Комплексная технология переработки обеднённых по цинку медноколчеданных руд с получением медного и цинкового концентрата	379
<i>Муравьев М.И., Фомченко Н.В., Панюшкина А.Е., Меламуд В.С.</i> Биовыщелачивание никель-медной руды термотолерантным микробным сообществом	383
<i>Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М.</i> Тиоцианат, как наиболее перспективный заменитель цианида в металлургии золота	386
<i>Аканова Г.Ж., Исмаилова А.Г., Злобина Е.В., Камысбаев Д.Х.</i> Экстракционное выделение Nd, Pr и Dy с бинарным экстрагентом	389
<i>Чантурия В.А., Самусев А.Л., Кожевников Г.А.</i> Экспериментальное исследование влияния энергетических воздействий на кинетику выщелачивания РЗЭ из нетрадиционного минерального сырья	390
<i>Непомнящих М.П., Войлошников Г.И., Петров С.В., Хмельницкая О.Д., Бывальцев А.В.</i> Применение биотехнологии для решения проблем при переработке сорбционно-активного углистого золотосодержащего сырья	394
<i>Смирнова А.В., Медяник Н.Л.</i> Выбор эффективного вскрывающего реагента при химической переработке титаномagnetитов	397
<i>Алтынбек А.Д., Юшина Т.И., Бектай Е.К., Турсыбекова Г.С., Муканов Е.Ж.</i> Промышленное применение бактериального окисления железа при подземном скважинном выщелачивании урана	400
<i>Григорьева В.А.</i> Особенности переработки пирротинсодержащих руд и концентратов	403
<i>Конарева Т.Г.</i> Исследование процесса выщелачивания золота из сульфидных кеков Дарасунского рудника электроактивированными растворами	407

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки
природного и нетрадиционного минерального сырья"**

<i>Орлов С.С., Ковалев С.В., Каширин Д.М., Чекушин М.В., Миних С.С.</i> Способ переработки некондиционного золотосодержащего угольного сорбента	409
<i>Максимова В.В., Маслобоев В.А.</i> О возможности комплексного использования хвостов обогатительной фабрики рудника "Умбозеро"	412
<i>Корекина М.А., Рыжков В.М., Савичев А.Н., Артемьев Д.А.</i> Кварцевое стекло из молочно-белого кварца проявления песчаное (Южный Урал)	415
<i>Соложенкин П.М., Кушакова Ш.Т.</i> Совершенствование схемы переработки золотосодержащего сурьмяного флотационного концентрата	419
<i>Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Крытов И.О., Хамзина Т.А.</i> Способы повышения эффективности выщелачивания золы Рефтинской ГРЭС	422
<i>Мазухина С.И., Максимова В.В., Дрогобужская С.В., Красавица Е.А.</i> Термодинамическое моделирование процесса сернокислотного выщелачивания РЗМ-содержащих хвостов обогащения	425
<i>Найманбаев М.А., Лохова Н.Г., Садыков Н.М., Тойшибек А.М.</i> Извлечение редкоземельных металлов из цирконового промпродукта месторождения Обуховское	428
<i>Рассказова А.В.</i> Активационное выщелачивание первичных меднопорфировых руд	432
<i>Хайнак Л.М., Астафьев А.В., Ибраева К.Т., Димитрюк И.Д.</i> Пиролитическая переработка смесевых композиций на основе органического сырья с различной степенью минерализации	436
Секция "ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ"	439
<i>Чантурия В.А., Миненко В.Г.</i> Современные методы модифицирования сапонита для получения различных нанокомпозитов и сорбентов тяжелых металлов	439
<i>Миненко В.Г., Самусев А.Л., Кожевников Г.А., Макаров Д.В.</i> Экспериментальное исследование процессов химической, электрохимической и термической модификации сапонитов для получения эффективных сорбентов тяжелых металлов	443
<i>Калинкин И.А., Шульгина М.Е., Чикишева Т.А., Комарова А.Г., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С.</i> Результаты исследований по получению вольфрамового концентрата из техногенных отвалов рудника Челябинской области	445
<i>Зелинская Е.В., Бархатенко В.В.</i> Технология переработки пластовых рассолов газоконденсатного месторождения Иркутской области	448
<i>Толмачева Н.А., Зелинская Е.В., Филатова Е.Г., Бархатенко В.В., Каненкин Е.И.</i> Обоснование методов переработки рассолов	451
<i>Размахнин К.К., Хатькова А.Н., Шумилова Л.В.</i> Природные цеолиты в наилучших доступных технологиях снижения негативного влияния горнопромышленных отходов на окружающую среду	454
<i>Дмитракова У.В., Черкашин В.Е.</i> Интенсификация технологии обезвоживания на керамических дисковых вакуумных фильтрах отвальных хвостов обогащения оловянной руды с целью последующего сухого складирования	458
<i>Вольфсон И.Ф., Левченко Е.Н.</i> Медико-экологические аспекты обращения с техногенным минеральным сырьем	462
<i>Шумилова Л.В., Хатькова А.Н., Размахнин К.К., Простакишин М.Ф.</i> Экологоадаптирующие технологии переработки золотосодержащего техногенного сырья	465

<i>Миненко В.Г.</i> Научное обоснование процесса электрохимической сепарации и конструкции аппаратов для эффективного извлечения сапонитсодержащего продукта и обесшламливания техногенных вод ОФ АО «Севералмаз».	467
<i>Тихонов В.В., Тихонов Н.В., Пасечников Ю.В.</i> Способ обезвреживания опасных технологических отходов	471
<i>Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Крысенко Г.Ф., Медков М.А.</i> Импортозамещающие технологии комплексной переработки отходов Дальневосточного региона РФ	473
<i>Орехова Н.Н., Фадеева Н.В., Исаева Л.С.</i> Получение сорбентов для очистки воды от нефтепродуктов при переработке металлургических графитизированных пылей	477
<i>Амосов П.В., Бакланов А.А.</i> Исследование влияния параметра фоновой стратификации на интенсивность пыления и уровень загрязнения атмосферы	480
<i>Артемьев А.В., Митрофанова Г.В.</i> Совершенствование технологии водоподготовки на основе изучения ионообменных процессов на поверхности апатита	483
<i>Горлова О.Е., Синянская О.М., Тусупбекова Т.Ш.</i> Повышение технологической эффективности и экологической безопасности утилизации шлаков медеплавильного производства за счет интенсификации их селективной дезинтеграции и флотационного обогащения	486
<i>Колодежная Е.В., Шадрунова И.В., Гаркави М.С., Горлова О.Е., Колкова М.С.</i> Закономерности центробежно-ударного дробления металлургического шлака при подготовке к обогащению	490
<i>Скакова Т.Ю.</i> Утилизация алюминиево-литиевых отходов с получением сырья для алюмооксидных керамик	494
<i>Шевко В.М., Байкова А.Д., Синельников И.П.</i> Переработка пылей марганцевых ферросплавов	496
<i>Шайманов И.И., Холикулов Д.Б.</i> Изучение возможности получения аморфного диоксида кремния из пылевых отходов производства ферросилиция	500
<i>Арешина Н.С., Касиков А.Г., Ерошенко Н.В.</i> Выведение свинца из основной технологии катодного никеля как один из путей повышения экологической безопасности производства	502
<i>Димитрюк И.Д., Табакаев Р.Б.</i> Получение гранулированного топлива из отходов: варианты технологических решений	505
<i>Дюсенбеков К.Б.</i> Исследование технологии извлечения благородных металлов из пыли рукавных фильтров аффинажного производства	508
<i>Домрачева В.А., Трусова В.В.</i> Экологические и экономические аспекты переработки ртутьсодержащих отходов	510
<i>Цыбульская О.Н., Ксеник Т.В., Юдаков А.А., Павлов В.Ф.</i> Экологически ориентированное использование гранулированного пеносиликата, полученного в результате переработки техногенных отходов	512
<i>Якубов М.М., Худояров С.Р., Мухамеджанова Ш.А., Умаралиев И.С.</i> Переработка конвертерных шлаков в однозонной печи Ванюкова при плавке сульфидных медных концентратов на АО «Алматынский ГК»	516
<i>Морозов Ю.П., Вальцева А.И.</i> Повышение экологической безопасности при комплексном использовании выделяющихся при электрохимической хлоринации газов	519

-
- Антропова И.Г., Будаева А.Д., Гуляшинов П.А., Хомоксонова Д.П., Меринов А.А., Палеев П.Л.* Способ переработки сыннырита на сульфат калия в качестве удобрения 523
- Лусис А.В., Иванова Л.А.* Ревитализация нарушенных горными работами ландшафтов с применением мелиорантов на основе отходов селитяного комплекса в арктической зоне РФ 525
- Красавцева Е.А., Максимова В.В., Макаров Д.В., Елизарова И.Р., Кудрявцева Л.П., Малышева М.Б.* Влияние реагентов на качественные показатели искусственного противозерозионного фитоценоза на отходах редкометалльного хвостохранилища 528
- Месяц С.П., Остапенко С.П.* Исследование влияния абиотических факторов на восстановление природных экосистем по данным спутниковых наблюдений складированных отходов обогащения руд 530
- Самосий Д.В.* Краткий обзор установок переработки техногенного золотосодержащего минерального сырья 532
- Сарапулова Г.И.* Необходимость геоэкологического анализа в зоне влияния хвостохранилищ в целях безопасности территории 535
- Холикулов Д.Б., Хайдаралиев Х.Р., Шайманов И.И.* Изучение возможности совместной переработки сточных вод химического и металлургического производства 538
- Светлов А.В., Красавцева Е.А., Мязин В.А., Макаров Д.В.* Подходы к очистке сточных вод горнопромышленных предприятий в условиях Арктической зоны Российской Федерации: перспективные направления 541
- Самодолов А.П., Ульрих Д.В., Лонзингер Т.М.* Исследование качества очистки кислых стоков фильтрующими загрузками различного происхождения 544
- Старостина В.Ю., Зелинская Е.В., Толмачева Н.А.* Эколого-правовые проблемы рекультивации нарушенных земель 547
- Перфильева Ю.В.* Особенности применения модели экономики замкнутого цикла в России 551
- Антропова И.Г., Будаева А.Д.* Новый способ переработки алюмокалиевых квасцов, выделенных из высококалиевого алюмосиликатного сырья – сыннырита 554

Уважаемые читатели!



**Старейшее российское
издательство «Спутник+»
(работает с 1999 года)
предлагает:**

- 📖 **ИЗДАНИЕ И ПЕЧАТЬ КНИГ** любыми тиражами (от 50 экз.) и любой тематики.
 - ✓ Срок – от 3-х дней в полноцветной и простой обложке или твердом переплете.
 - ✓ Присвоение ISBN, рассылка по библиотекам и регистрация в Книжной палате.
 - ✓ Реализация книжной продукции.
- 📖 **ПУБЛИКАЦИЯ НАУЧНЫХ СТАТЕЙ** для защиты диссертаций в журналах по гуманитарным, естественным и техническим наукам.
 - ✓ Журнал «Естественные и технические науки» входит в перечень ВАК.
 - ✓ Включение в РИНЦ и присвоение DOI
- 📖 **ПУБЛИКАЦИЯ СТИХОВ И ПРОЗЫ** в журналах «Российская литература» и «Литературный альманах «Спутник».
- 📖 **НАБОР, ВЕРСТКА, КОРРЕКТУРА И РЕДАКТУРА ТЕКСТОВ, ДИЗАЙН.**

Наш адрес: Москва, 109248, Рязанский проспект, д. 8 А
тел. (495) 730-47-74, 778-45-60, 730-48-71 с 9 до 18 (обед с 14 до 15)
<http://www.sputnikplus.ru> e-mail: print@sputnikplus.ru

Научное издание

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ (Плаксинские чтения – 2023)

Материалы международной конференции

**Компьютерная верстка и подготовка оригинал-макета:
Чекушина Т.В.**

Издание подготовлено в авторской редакции

Издательство «Спутник +»
109428, Москва, Рязанский проспект, д. 8А.
Тел.: (495) 730-47-74, 778-45-60 (с 9.00 до 18.00)
<http://www.sputnikplus.ru> E-mail: print@sputnikplus.ru
Подписано в печать 22.08.2023. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная. Усл. печ. л. 35,25. Тираж 300 экз. Заказ 234.
Отпечатано в ООО «Издательство «Спутник +»