



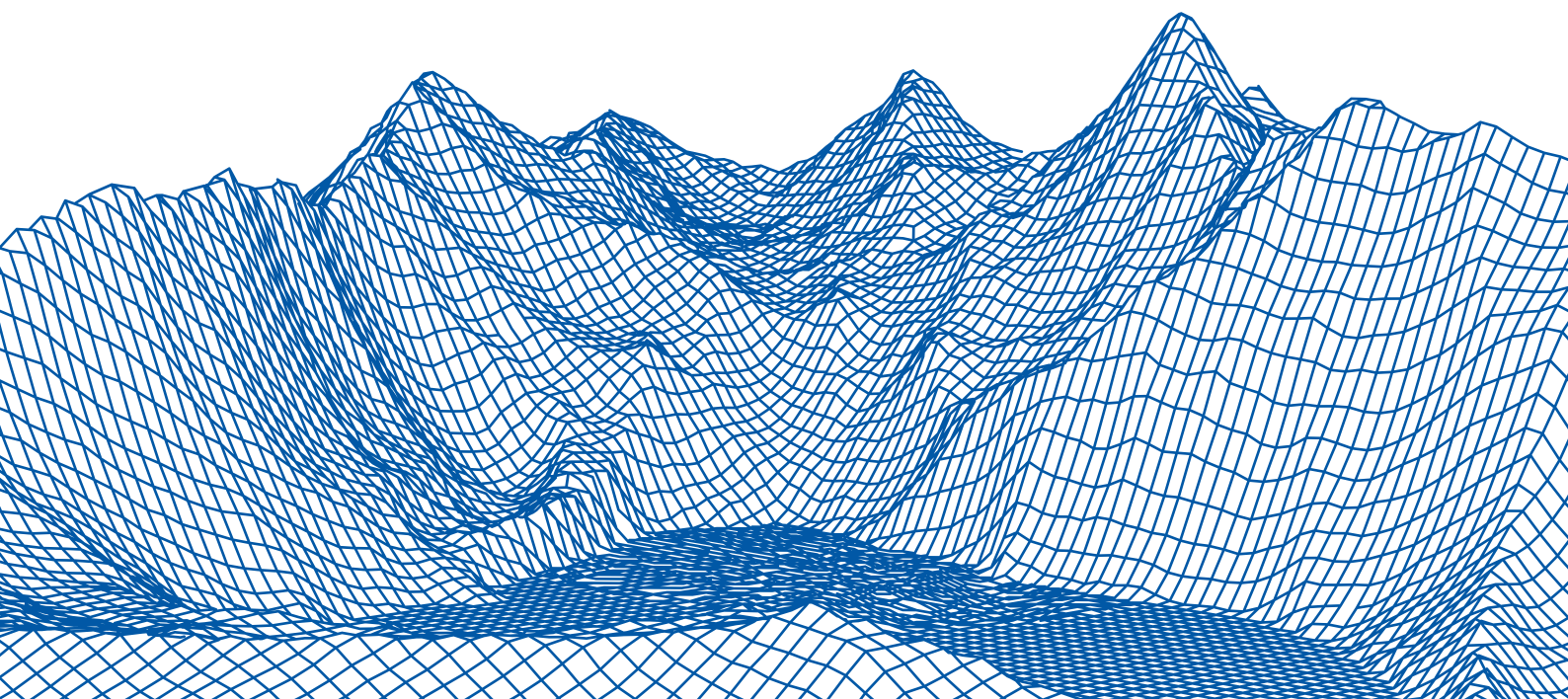
ПЛАКСИНСКИЕ

ЧТЕНИЯ

20  
22

МАТЕРИАЛЫ  
МЕЖДУНАРОДНОЙ  
КОНФЕРЕНЦИИ

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ  
КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ  
ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО  
СЫРЬЯ ПРИРОДНОГО  
И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ



PROCEEDINGS  
OF INTERNATIONAL  
CONFERENCE

MODERN PROBLEMS OF INTEGRATED  
AND DEEP PROCESSING OF NATURAL  
AND TECHNOGENIC MINERAL RAW  
MATERIALS

Plaksinsky Readings – 2022

Научный совет РАН  
по проблемам обогащения  
полезных ископаемых



**ТОМС**

ВЛАДИВОСТОК

Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых  
Федеральное государственное бюджетное учреждение высшего образования  
«Дальневосточный федеральный университет»  
Министерства науки и образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки  
«Институт проблем комплексного освоения недр  
имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук»  
Дальневосточное отделение Российской академии наук

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ  
КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ  
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ПРИРОДНОГО  
И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ  
(Плаксинские чтения – 2022)**

Материалы международной конференции

*Владивосток  
4–7 октября 2022 г.*

**MODERN PROBLEMS OF INTEGRATED  
AND DEEP PROCESSING OF NATURAL  
AND TECHNOGENIC MINERAL RAW MATERIALS  
(Plaksinsky readings – 2022)**

Proceedings of International Conference

*Vladivostok, 4–7 October, 2022*

УДК 66(082)

ББК 30я43 + 35я43

С56

*Спонсоры проведения Международной конференции  
«Плаксинские чтения – 2022»*

**Генеральный спонсор**



**Металлоинвест**

**Титульный спонсор**

**ТОМС®**

*Научные редакторы:*

доктор технических наук, профессор,  
академик РАН В.А. Чантурия;  
Т.Н. Матвеева, д-р техн. наук;  
А.В. Огнев, д-р физ.-мат. наук

*Составитель*

кандидат технических наук, доцент Т.В. Чекушина

**С56** **Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022) = Modern problems of integrated and deep processing of natural and technogenic mineral raw materials (Plaksinsky Readings – 2022) : материалы международной конференции, Владивосток, 4–7 октября 2022 г. = proceedings of international conference, Vladivostok, 4–7 October, 2022 / науч. редакторы: В.А. Чантурия, Т.Н. Матвеева, А.В. Огнев ; сост. Т.В. Чекушина. – Владивосток : Издательство Дальневосточного федерального университета, 2022. – 440 с. : ил.**

ISBN 978-5-7444-5340-4.

DOI <https://doi.org/10.24866/7444-5340-4>.

УДК 66(082)

ББК 30я43 + 35я43

ISBN 978-5-7444-5340-4

© Оформление. ФГАОУ ВО ДВФУ, 2022

## ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ



### РЕСУРСЫ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА РОССИИ: ОЦЕНКА СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВ ИХ ОСВОЕНИЯ

*Горячев Н.А.*

ФГБУН Северо-Восточный комплексный научно-исследовательский институт им. Н.А. Шило ДВО РАН, г. Магадан, Российская Федерация, e-mail: goryachev@neisri.ru

*Охарактеризовано современное состояние минерально-сырьевого комплекса месторождений черных, цветных, редких, редкоземельных и благородных элементов в пределах территории Дальневосточного федерального округа Российской Федерации. Показаны проблемы и рассмотрены перспективы освоения.*

Территория Дальневосточного федерального округа (ДФО) в истории России еще с царских времен служила источником разнообразного минерального сырья и, прежде всего, металлического. Настоящий доклад представляет собой обзор состояния ресурсного потенциала металлов и технологически значимых редких и редкоземельных элементов огромного региона Востока России.

Хотя история горно-геологической отрасли этого региона началась с золотодобычи, уже в 1918 г. была составлена первая сводка состояния дел с другими полезными ископаемыми (Анерт, 1928), согласно которой в пределах региона было известно 68 месторождений и рудопроявлений железных руд, 8 марганцевых, 2 вольфрамовых, 10 молибденовых, 76 свинцово-цинковых с серебром (включая Тетюхинское, которое до сих пор разрабатывается). Количество объектов золотого профиля исчислялось сотнями с оценкой запасов рассматриваемой территории от 3 833 до 9 199 т шлихового золота. С тех пор прошло 100 лет и ситуация стала гораздо более определенной. Согласно имеющимся данным (Госдоклады за 2018 и 2020 гг.; ВСЕГЕИ, 2021 г.) на Дальнем Востоке России сконцентрировано более 50 % запасов России по U, Pb-Zn, Sn, W, Ag, Hg, Sb, Ge, почти 50% Au и около трети редкоземельных элементов. Из его недр только в 2020 году было добыто 100% Sn, W; 80% U; 68.3% Ag; 56.6% Au; 25-10% Sb, Pb, Zn, Ge. Кроме этих элементов из руд месторождений (827 – без Забайкалья и Бурятии (Вологин, Лазарев, 2016)) добывались Fe, Cu, Ni, PGE, Mo, Вi как самостоятельные, так и попутные компоненты. Следует отметить, что за последние десятилетия горнопромышленная отрасль испытывала значительное сокращение (Ломакина, 2018) в связи с уходом от плановой экономики, сменой акцентов экономического развития. И только в последние пять лет начался рост горнопромышленной отрасли, особенно в результате закрепления в регионе крупных компаний, таких как Полюс-Золото, Полиметалл, Норникель. В докладе это иллюстрируется на примере добычи золота, олова и цветных металлов.

Формально, состояние только запасов при уровне добычи 2019 года обеспечивает производство U, Fe, Cu, Pb, Zn, Sn, W на ближайшие 100 лет, в то время как для благородных металлов ситуация сложнее: от 16-22 лет для Au и Ag и до 37 лет для платиноидов. Это обусловлено разным масштабом добывающих предприятий, наиболее



крупных в отрасли добычи благородных металлов и общей востребованностью сырья в экономике.

Анализ ситуации по известным месторождениям разных металлов показывает, что в большинстве источников, включая отмеченные выше, речь идет только о крупных месторождениях, а ситуация со средними и мелкими месторождениями, которые могли бы быть основой малого бизнеса, остается неопределенной (как бы выпадает из поля зрения МПР РФ). В то же время, в каждом регионе округа только разведкой в 2016 году занимались до 13 частных предприятий (исключая крупные), а добычей преимущество благородных металлов - от 5 до 60 (исключая крупные, такие как Полюс-Золото, Полиметалл, Норникель) (Справочник недропользователя, 2016). Вопросы состояния дел со средними и мелкими промышленными месторождениями требуют решения.

Важной проблемой также является то, что большинство перспективных объектов находится на значительном удалении от существующей инфраструктуры и требует значительного участия государства в освоении минерально-сырьевого комплекса, через инфраструктурные объекты (дорожная сеть, линии электропередач и пр.). Вероятно, эта проблема обуславливает то, что многие крупные месторождения золота имеют длительную историю освоения (Goryachev, 2019), а выявленные порфировые объекты долго обсуждаются и как бы закупаются в перспективах вовлечения в эксплуатацию.

Еще одной проблемой следует считать вопрос о так называемых «техногенных месторождениях», к которым относятся отвалы россыпедобычи и переработки крупных предприятий в старопромышленных регионах с погашенными запасами. Эти техногенные объекты следует интенсивно вовлекать в отработку, особенно в условиях санкционного давления (например, только в Магаданской области, согласно экспертным оценкам, в них сконцентрировано от 180 до 1000 т золота). Однако, здесь требуются решения на правительственном уровне, поскольку согласно существующей практике такие объекты надо заново оценивать (разведывать) как новые месторождения, что сразу удорожает переработку таких «хвостов».

Перспективы развития минерально-сырьевого комплекса определяются прежде всего экономической востребованностью со стороны государства и частного бизнеса (иначе говоря, внутреннего и мирового рынков). Существующая практика и состояние рынка указывают на то, что в ближайшее время в рассматриваемом регионе будут востребованы ресурсы урана, благородных металлов, меди, редких и рассеянных элементов и редкоземельного сырья. Поэтому следует обратить внимание на ситуацию с их ресурсами в округе и провести переоценку, прежде всего экспертную, для определения конкретных направлений поисково-оценочных работ силами АО Росгеология или других юниорских структур. В регионе, например, известно большое число мелких не оцененных объектов редкоземельного сырья, с достаточно высокими содержаниями полезных компонентов, проявления урановой минерализации, тантало-ниобатов и бериллия и прочих. В докладе будут рассмотрены некоторые примеры.

Следует обратить внимание и на такой аспект перспектив развития минерально-сырьевого комплекса, как разработка и применение новых технологий по извлечению полезных компонентов из руд. Существование и внедрение таких технологий позволит по-новому взглянуть на известные типы месторождений с точки зрения рентабельности их освоения, а также заставит геологов обратить внимание на новые и нетрадиционные типы

рудной минерализации. Именно развитие технологий обогащения привело к тому, что сменилась парадигма для золоторудных месторождений от локальных рудных тел – к большеобъемному оруденению, что привело к вовлечению в отработку руд с содержаниями золота 1-2 г/т (Албазино, Наталка, Павлик, Маломырское), а в медно-порфировых рудах (Песчанка, Малмыж) подсчитаны запасы в сотни тонн золота с первыми десятками грамма на тонну содержаниями. Именно это требует внимания к известным объектам Приморского края (Глухое), Якутии (Малтан, Мало-Тарынское и пр.) и других территорий. Конечно, необходимо уделять внимание и традиционным типам оруденения, в частности медистым сланцам Ороевского месторождения в Магаданской области; многочисленные дайковые и жильные месторождения золота Якутии, Магаданской и Амурской областей должны стать основой малого (старательского) бизнеса в золотопромышленных районах; возможны находки интересных эпитермальных месторождений золота и серебра в окраинно-континентальных вулканических поясах в Хабаровском крае, Восточной Якутии, Чукотки, где предполагаются находки нового типа high sulfidation золото-серебряного оруденения.

Несмотря на то, что состояние дел в минерально-сырьевом комплексе ДФО представляется вполне благополучным, перспективы его развития и освоения требуют решения ряда вопросов разного уровня и компетенции, что будет способствовать повышению роли ДФО в экономике России.

---

## **MINERAL RESOURCES OF THE RUSSIAN FAR EAST: ASSESSMENT OF THE CURRENT STATE AND PROSPECTS FOR THEIR DEVELOPMENT**

*Goryachev N.A.*

The current state of the mineral resource complex of deposits of ferrous, nonferrous, rare, rare earth and noble elements within the territory of the Far Eastern Federal District of the Russian Federation is characterized. Problems are shown and development prospects are considered.

---

### **ИННОВАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ МАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА DRI-ОКАТЫШЕЙ НА АО «МИХАЙЛОВСКИЙ ГОК ИМЕНИ А.В. ВАРИЧЕВА»**

*Исмагилов Р.И.<sup>1</sup>, Чантурия Е.Л.<sup>2</sup>, Шелепов Е.В.<sup>3</sup>, Шехирев Д.В.<sup>2</sup>, Хромов В.В.<sup>4</sup>,  
Гридасов И.Н.<sup>4</sup>, Юшина Т.И.<sup>2</sup>, Голеньков Д.Н.<sup>3</sup>, Рахимов Х.К.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> УК МЕТАЛЛОИНВЕСТ, Москва, Российская Федерация, *e-mail: r.ismagilov@metalloinvest.com*

<sup>2</sup> ФГАОУ ВО Национальный университет науки и технологий «МИСИС»,  
Москва, Российская Федерация, *e-mail: elenachan@mail.ru*

<sup>3</sup> УК МЕТАЛЛОИНВЕСТ, г. Старый Оскол, Российская Федерация,  
*e-mail: ev.shelepov@metalloinvest.com*

<sup>4</sup> АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева», г. Железногорск, Российская Федерация,  
*e-mail: V.Khromov@mgok.ru*

*Обратной флотацией надрешетного продукта тонкого грохочения рядового магнетитового концентрата магнитной сепарации катионными собирателями-аминами получены магнетитовые концентраты, пригодные для производства на АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» DRI-окатышей, соответствующих самым высоким мировым стандартам.*

Производство железа прямого восстановления (ПВЖ) в виде металлизированных окатышей (DRI) или горячебрикетированного железа (HBI) — это одно из наиболее перспективных направлений эффективного развития мировой черной металлургии [1,2]. Для производства DRI – окатышей или HBI необходимы железные концентраты высокого качества с пониженным содержанием суммы оксидов калия и натрия [3]. В этой связи особенно остро стоит проблема селективного извлечения минералов-концентратов оксидов щелочных металлов и диоксида кремния при обогащении железных руд, в том числе железистых кварцитов.

Тонкое вибрационное грохочение позволяет повысить качество рядового железорудного концентрата [4], однако, для достижения качества, необходимого для производства DRI – окатышей или HBI требуется его дообогащение. Наиболее эффективным методом дообогащения железорудных концентратов является обратная катионная флотация аминами [5-21], однако в настоящее время в мировой практике нет разработанной эффективной технологии селективного выделения силикатов, содержащих оксиды щелочных металлов из магнетитовых концентратов.

Цель данного исследования — получение обратной флотацией из надрешетного продукта тонкого вибрационного грохочения рядового железорудного концентрата АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» (Российская Федерация) высококачественного магнетитового продукта с пониженным содержанием кремнезема и суммы оксидов калия и натрия для производства DRI-окатышей или HBI.

Исследования проводили на представительной пробе надрешетного продукта грохота Деррик, выделенного из рядового магнетитового концентрата ОФ Михайловского ГОКа имени А. В. Варичева. Средние содержания в пробе, %: Fe общ 61,32; SiO<sub>2</sub> 11,80; K<sub>2</sub>O 0,286; Na<sub>2</sub>O 0,13; K<sub>2</sub>O + Na<sub>2</sub>O 0,416.

Испытана группа катионных флотационных реагентов-собирателей и их сочетания, производимые в промышленных масштабах компаниями Nouryon Surface Chemistry AB Akzo Nobel, Clariant.

Химический состав исходного материала и продуктов его переработки определяли методом РФА (рентгенофлуоресцентный анализ), ввиду его экспрессности и достаточной точности. Заверку основных результатов осуществляла химическая лаборатория АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева».

Гранулометрический состав исходного и измельченного надрешетного продукта грохота Деррик определяли на лазерном анализаторе «Analizette 22» фирмы Fritch, с использованием комплекса MLA, ситового и дисперсионного анализов.

Минеральный состав проб материала изучали с использованием Комплекса автоматизированного анализа раскрытия минералов MLA System Quanta 650 на базе электронного сканирующего микроскопа (SEM Quanta 600) и двух энергодисперсионных детекторов EDAX Silicon Drift Detectors, управляемых программным обеспечением Genesis, интегрированного программного обеспечения MLA Suite, что позволяло идентифицировать минеральные фазы и установить их элементный состав. Диаметр электронного пучка электронного микроскопа (SEM Quanta 600) 0,01 мкм.

Пробы надрешетного продукта массой 294 г измельчали в течение 15 минут до крупности 80 % -30 мкм в лабораторной шаровой мельнице МШЛ-1 (62МЛ) объемом барабана 1000 мл при соотношении Т : Ж : Ш равном 1 : 0,4 : 4,8. В измельчающей среде

массовая доля шаров размером 10 мм составляла 50 %, размером 18 мм – также 50 %. При измельчении использовалась оборотная вода ОФ Михайловского ГОКа им. А.В. Варичева. Измельченную пробу направляли на операцию уплотняющей мокрой магнитной сепарации в трубке Дэвиса для обезвоживания материала после измельчения и создания необходимого соотношения твердого к жидкому в процессе флотации. Уплотняющую магнитную сепарацию осуществляли при силе тока 1,8 А, что соответствует напряженности магнитного поля магнитного анализатора в рабочей зоне  $71 \div 120$  кА/м.

Флотационные эксперименты проводили в пневмомеханической лабораторной флотомашине объемом 0,5 л в открытом цикле по схеме, представленной на рисунке 1.

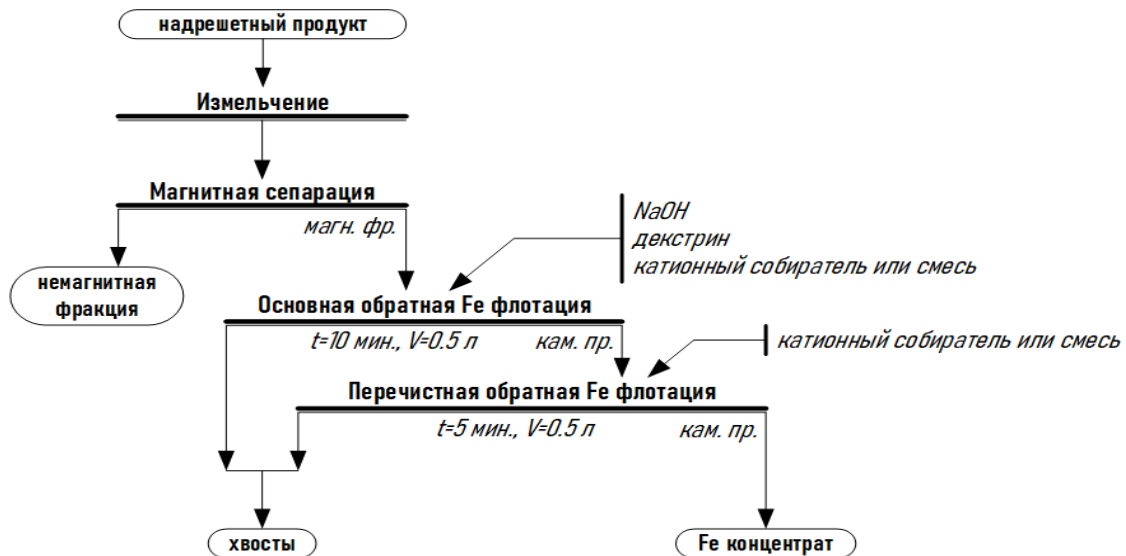


Рисунок 1 - Схема обратной флотации измельченного надрешетного продукта

Для флотации использовали оборотную воду МГОКа (рН 8,34). Содержание твердого во флотационной пульпе 40 %. Время основной обратной флотации составляло 10 минут, время перечистой флотации 5 минут.

В результате статистической обработки и ранжирования по показателю эффективности флотации данных предварительно проведенных экспериментов с использованием ряда катионных собирателей, как оптимальный был принят общий расход собирателей (и их сочетаний в различных соотношениях) 340 г/т, в том числе 240 г/т в основную и 100 г/т в перечистную флотацию. Для регулирования щелочности пульпы (рН флотации  $10 \div 10,5$ ) использовали раствор каустической соды, для депрессии оксидов железа – декстрина при расходе 600 г/т.

Сочетания собирателей выбирали на основании анализа литературных данных, данных о химическом составе и свойствах реагентов (ввиду ограниченной доступности информации, только в тех случаях, где это представлялось возможным), а также результатов предыдущих исследований. При составлении коллекторных смесей учитывали целесообразность использования реагентов-аминов одной фирмы-разработчика. Исходя из опыта обратной флотации на ряде зарубежных фабрик, свидетельствующего о возможности снижения расхода катионного собирателя амина путем замены некоторой его части дизельным топливом без потери качества камерного продукта обратной флотации, этот эффект проверили при обратной флотации надрешетного продукта. Кроме того,

проверили возможность повышения извлечения силикатов в пенный продукт обратной флотации за счет использования малых количеств дизельного топлива без снижения расхода основного реагента.

В ходе экспериментов контролировали pH пульпы, расход реагентов, время флотации, качество камерного продукта (по содержанию в нем железа общего, кремнезема, диоксидов калия и натрия) и на извлечение в него железа общего. С использованием MLA установлено, что основными минералами, содержащими оксиды калия и натрия в надрешетном продукте, являются селадонит (2,38 %) и эгирин (0,85 %). Проба содержит 81,79% Магнетита 1 (без видимых включений других минералов) и 0,9 % Магнетита 2 с микроразмерными нераскрываемыми включениями кварца и селадонита (рисунок 2). В пробе содержится 10,01 % кварца, в том числе в виде включений в Магнетит 2 и в сростках с Магнетитом 1 и Магнетитом 2 (таблица 1).

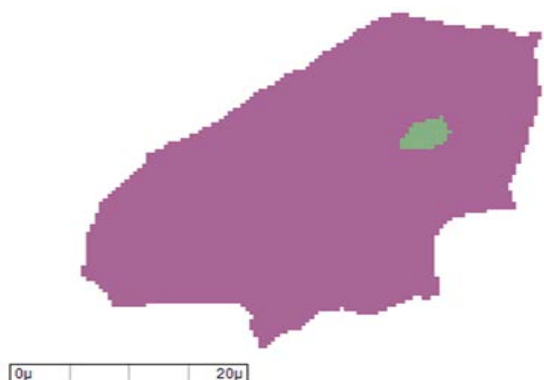


Рисунок 2 - Вкрапление селадонита в магнетит 2 (линейка 20 мкм)

Таблица 1 - Минеральный состав (по минеральным группам) исходного надрешетного продукта по данным MLA

Группа минералов (минералы, входящие в группу)	Массовая доля, %
Магнетит 1 (магнетит)	81,79
Магнетит 2 (магнетит с микроразмерными нераскрываемыми включениями кварца и селадонита)	0,90
Скрап	0,90
Гематит (гематит + гетит)	2,37
Кварц (кварц; кварц + магнетит)	10,01
Сидерит (кальцит, сидерит, анкерит)	1,31
Селадонит (селадонит)	2,38
Эгирин (эгирин)	0,85
Железосодержащие алюмосиликаты (иддингзит-гриналит; шамозит; диопсид; гиперстен)	0,26
Прочие (сульфиды, апатит, ильменит, монацит, мусковит, оливин, ортоклаз, плагиоклаз, барит, альбит, гебсит, каолинит и др.)	0,13
Итого	100,00

Результаты изучения гранулометрического состава методом MLA указывают на закономерное снижение содержания Si, Na, K по мере уменьшения крупности частиц (таблица 2). Выход частиц крупностью +53 мкм составляет 14,45 %, при этом кальций, калий, магний, натрий и кремний преимущественно распределяются именно в материал этой крупности: Ca на 43,86 %, Mg на 40,22 %, K на 38,64 %, Na на 56,65 %, Si – 38,24 %, загрязняя его, из чего следует необходимость доизмельчения материала перед флотацией.



**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки  
минерального сырья природного и техногенного происхождения"**

*Таблица 2 - Гранулометрический состав исходного надрешетного продукта с распределением элементов по классам крупности по данным MLA*

Класс крупности, мкм	Выход, %	Содержание, %					
		Ca	Fe <sub>общ</sub>	K	Mg	Na	Si
-5	11,08	0,05	70,07	0,06	0,07	0,01	1,39
-10+5	13,17	0,06	69,32	0,08	0,07	0,01	1,86
-15+10	9,06	0,07	67,51	0,09	0,09	0,02	2,94
-20+15	7,82	0,10	66,40	0,11	0,09	0,02	3,60
-25+20	7,34	0,12	65,08	0,12	0,13	0,06	4,27
-30+25	7,66	0,20	63,86	0,14	0,18	0,01	4,90
-35+30	7,45	0,20	61,68	0,16	0,18	0,05	6,24
-40+35	6,75	0,26	61,42	0,19	0,20	0,07	6,16
-45+40	6,56	0,29	60,63	0,26	0,25	0,13	6,49
-53+45	8,66	0,24	58,96	0,26	0,20	0,09	7,79
-74+53	9,19	0,81	46,22	0,47	0,56	0,22	14,28
+74	5,26	0,41	40,19	0,59	0,51	0,53	18,54
Всего	100,00	0,22	62,06	0,19	0,19	0,09	5,91
Класс крупности, мкм	Выход, %	Извлечение, %					
		Ca	Fe <sub>общ</sub>	K	Mg	Na	Si
-5	11,08	2,65	12,51	3,49	4,05	1,92	2,62
-10+5	13,17	3,42	14,71	5,49	4,55	2,13	4,14
-15+10	9,06	2,68	9,85	4,29	3,96	2,09	4,51
-20+15	7,82	3,57	8,37	4,27	3,60	1,77	4,77
-25+20	7,34	4,09	7,70	4,64	4,94	4,78	5,31
-30+25	7,66	7,15	7,89	5,46	7,19	0,88	6,36
-35+30	7,45	6,62	7,41	6,37	7,02	4,67	7,88
-40+35	6,75	8,00	6,68	6,75	7,09	5,48	7,04
-45+40	6,56	8,53	6,40	8,74	8,36	10,25	7,21
-53+45	8,66	9,44	8,23	11,87	9,02	9,38	11,43
-74+53	9,19	33,98	6,84	22,53	26,32	24,03	22,22
+74	5,26	9,88	3,41	16,11	13,90	32,62	16,52
Всего	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

*Прогнозируемое качество магнетитового концентрата.* Значительная часть всех минеральных фаз, составляющих исходный надрешетный продукт, находится в сростках между собой (таблица 3). Основная массовая доля кварца, являющегося основным носителем кремнезема, относится к сростаниям с минералами группы «Магнетит 1»: 41,92 % к двойным сросткам и 14,38 % — к сложным. Селадонит, эгирин и железосодержащие алюмосиликаты преимущественно находятся в сростках с минералами, входящими в группу «Магнетит 1» и «Кварц».

Из расчета по данным MLA следует, что при условии полного извлечения в концентрат (камерный продукт обратной флотации) исключительно раскрытых частиц минералов групп «Магнетит 1» и «Магнетит 2», можно ожидать, что выход концентрата составит 53,28 % при содержании Fe<sub>общ</sub> 71,87 %, SiO<sub>2</sub> 1,060%, K<sub>2</sub>O 0,018 % и извлечении Fe<sub>общ</sub> 61,712 % (таблица 3).

Учитывая распределение значительной доли кварца, селадонита, эгирина и алюмосиликатов в сростки с «Магнетитом 1», содержание нежелательных элементов в концентрате флотации неизбежно будет существенно выше. Данные MLA позволяют

оценить изменение качества концентрата и извлечение в него железа по мере «присоединения» к концентрату все более бедных по железу сростков, начиная с самых богатых (таблица 4).

*Таблица 3 - Распределение минералов по сросткам в исходном надрешетном продукте, % (DM – двойные сростки, CM – сложные сростки)*

С какими минералами срастание Группа минералов	Кварц		Селадонит		Эгирин		Алюмосиликаты	
	DM	CM	DM	CM	DM	CM	DM	CM
Магнетит 1	41,92	14,38	23,66	24,41	42,61	7,30	32,97	18,01
Магнетит 2	0,43	0,59	0,42	0,35	0,38	0,42	0,06	0,51
Гематит	0,77	1,64	1,86	1,42			4,07	0,63
Кварц	-	-	11,73	15,28	6,07	6,55	19,25	10,50
Сидерит	0,59	1,62	0,28	1,17	1,23	0,74	0,00	0,47
Селадонит	4,63	4,62	-	-	1,46	1,75	0,00	0,05
Эгирин	1,38	0,67	0,00	0,08	0,10	0,29	-	-
Алюмосиликаты	0,19	0,86	0,31	0,04	0,00	0,11	1,33	0,13
Прочие	0,00	0,22	0,00	0,07	0,03	0,04	0,00	0,00
Сумма	49,91	24,6	38,26	42,82	51,88	17,2	57,68	30,3
Итого в сростках	74,51		81,08		87,98		84,84	
Свободные	25,49		18,92		12,02		15,16	

*Таблица 4 - Теоретически возможные расчетные (по данным MLA) показатели для концентрата из исходного надрешетного продукта в зависимости от степени раскрытия зерен «Магнетита 1» и/или «Магнетита 2» в частицах, формирующих концентрат, %*

Степень раскрытия, %	Массовая доля (выход) фракции, %	Содержание, %				Извлечение Fe общ., %
		Fe общ.	SiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	
только 100	53,28	71,87	1,06	0,02	—	61,71
95 - 100	65,73	71,66	1,30	0,03	0,00	75,91
90 - 100	70,40	71,39	1,62	0,06	0,00	80,98
85 - 100	73,25	71,11	1,96	0,08	0,00	83,93
80 - 100	75,64	70,80	2,33	0,09	0,01	86,29
75 - 100	77,38	70,50	2,70	0,11	0,01	87,91
70 - 100	79,59	70,07	3,18	0,14	0,01	89,86
65 - 100	81,30	69,66	3,67	0,15	0,01	91,27
60 - 100	82,50	69,36	4,03	0,16	0,01	92,20
55 - 100	83,62	69,05	4,42	0,17	0,03	93,04
50 - 100	84,53	68,76	4,78	0,17	0,03	93,66
45 - 100	85,15	68,56	5,02	0,18	0,03	94,07
40 - 100	86,16	68,20	5,43	0,20	0,06	94,68
35 - 100	87,35	67,73	5,98	0,23	0,07	95,32
30 - 100	88,41	67,27	6,53	0,24	0,08	95,84
25 - 100	89,46	66,80	7,10	0,27	0,09	96,30
20 - 100	90,28	66,46	7,54	0,28	0,09	96,68
15 - 100	91,34	66,03	8,05	0,31	0,09	97,18
10 - 100	92,32	65,71	8,41	0,32	0,10	97,75
5 - 100	93,96	64,96	9,15	0,34	0,16	98,36
0 - 100	96,89	63,54	10,79	0,41	0,21	99,20
0 (исходный)	100,00	62,057	12,633	0,463	0,2305	100,00

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки  
минерального сырья природного и техногенного происхождения"**

Присоединение к концентрату, состоящему из раскрытых частиц, лишь очень богатых сростков (с массовой долей «Магнетита 1» и/или «Магнетита 2» не менее 90 %), поднимет извлечение железа на 20% (с 61,71 до 80,98 %). Однако такой концентрат уже будет иметь повышенное содержание кремнезема (1,62 %) и оксида калия (0,06 %).

Для получения высококачественного концентрата с возможно большим извлечением в него железа, необходимо максимально увеличить долю раскрытых частиц железных минералов в питании флотации. Это достижимо только при весьма тонком измельчении. Однако по технико-экономическим соображениям, с учетом возможностей предприятия, тонина помола была ограничена крупностью 80 % класса минус 30 мкм.

Результаты обратной катионной флотации надрешетного продукта представлены в таблица 5.

*Таблица 5 — Технологические характеристики выделенных по трехоперационной схеме обогащения камерных продуктов при флотации различными аминами и их сочетаниями при общем расходе собирателя 340 г/т*

Реагент	Выход, %	Содержание, %					Извлечение Fe общ. %
		Fe <sub>общ.</sub>	SiO <sub>2</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	
Tomamine PA-14	57,2	70,39	1,70	0,04	0,05	0,09	65,04
Tomamine PA-14 + Diesel fuel, 80%+20%	68,0	70,12	1,87	0,05	0,05	0,10	77,26
Lilafлот 811M	55,7	70,48	1,50	0,04	0,05	0,09	63,27
Lilafлот 811M + Diesel fuel, 80%+20%	68,5	69,88	2,19	0,06	0,05	0,11	78,05
Flotigam 3135	49,2	70,49	1,47	0,05	0,05	0,10	56,18
Lilafлот 821M	74,3	68,98	2,85	0,08	0,12	0,20	83,12
Lilafлот D 817M	56,4	70,21	1,50	0,05	0,06	0,11	64,29
Lilafлот 821M+ Lilafлот D 817M, 70%+30%	67,6	69,40	2,27	0,07	0,08	0,15	76,13
Lilafлот 811M+ Lilafлот D 817M, 70%+30%	52,1	70,18	1,60	0,05	0,10	0,15	59,35
Flotigam 2835	62,8	69,80	1,85	0,05	0,10	0,15	71,12
Flotigam EDA	71,0	68,69	3,32	0,09	0,07	0,16	79,34
Flotigam 3135 + Diesel fuel, 80%+20%	59,3	70,08	1,81	0,06	0,05	0,11	67,60
Flotigam 3135+ Flotigam 2835, 70%+30%	51,6	70,05	1,65	0,08	0,05	0,13	58,85
Flotigam 2835+ Flotigam 3135, 70%+30%	54,3	70,23	1,55	0,08	0,06	0,14	61,92
Flotigam EDA+ Flotigam 2835, 70% +30%	70,2	69,47	2,44	0,08	0,05	0,13	78,99
Flotigam EDA+ Flotigam 3135, 70%+30%	65,6	69,55	2,26	0,08	0,08	0,16	74,02
Flotigam 2835-2Л	64,7	69,77	1,79	0,06	0,08	0,14	73,37
Flotigam EDA+ Flotigam 2835-2Л, 70%+30%	61,1	69,64	1,97	0,08	0,09	0,17	69,22

Так, Lilafлот 811М дает возможность получить камерный продукт с выходом 55,7%, содержанием  $Fe_{общ.}$  70,48 %,  $SiO_2$  1,50%,  $K_2O + Na_2O$  0,09 % и извлечением  $Fe_{общ.}$  63,27 %. Близкие показатели дает использование Lilafлот D 817М: концентрат с выходом 56,4 %, содержанием  $Fe_{общ.}$  70,21%,  $SiO_2$  1,50%,  $K_2O + Na_2O$  0,11% и извлечением  $Fe_{общ.}$  64,29 %. Flotigam 3135 работает более селективно и позволяет получить концентрат более высокого качества, но при пониженном извлечении: выход 49,2%, содержание  $Fe_{общ.}$  70,49%,  $SiO_2$  1,47 %,  $K_2O + Na_2O$  0,10%, извлечение  $Fe_{общ.}$  56,18 %.

Tomamine (РА-14) не позволяет получить концентрат, содержащий менее 1,7 %  $SiO_2$ , но с учетом других показателей (выход 57,2%, содержание  $Fe_{общ.}$  70,39 %,  $SiO_2$  1,7 %,  $K_2O + Na_2O$  0,09 %, извлечение  $Fe_{общ.}$  65,04 %), может рассматриваться как перспективный при установленном оптимальном режиме обратной флотации: 40 % твердого в пульпе, pH 10÷10,5, общий расход амина 340 г/т, расход декстрина 600 г/т.

Ожидания, связанные с использованием дизельного топлива в качестве частичной замены амина с целью снижения расхода собирателя без снижения качества концентрата, оправдались только частично. Извлечение железа общего в концентрат существенно повышается (почти на 11–12 %) при флотации сочетанием Tomamine (РА-14) с дизельным топливом, Lilafлот 811М с дизельным топливом и Flotigam 3135 с дизельным топливом, но качество, в основном по кремнезему, снижается во всех случаях. Это объясняется в основном снижением флотуемости кварца и сростков с ним магнетита и косвенно подтверждает тот факт, что установленный общий расход амина 340 г/т является оптимальным.

Замена Tomamine (РА-14) на 20 % дизельным топливом при качестве концентрата 70,12 %  $Fe_{общ.}$ , 1,87 %  $SiO_2$ , 0,10 %  $K_2O + Na_2O$  повышает извлечение  $Fe_{общ.}$  в камерный продукт на 12 % с 65,04 % до 77,26 %. При замене Lilafлот 811М на 20 % дизельным топливом, качество концентрата существенно снижается, как по железу, так и по кремнезему. Замена Flotigam 3135 на 20 % дизельным топливом при качестве концентрата 70,08%  $Fe_{общ.}$  1,81 %  $SiO_2$ , 0,11 %  $K_2O+Na_2O$  повышает извлечение  $Fe_{общ.}$  в камерный продукт на 11,42 % с 56,18 % до 67,60 %.

Смесь аминов Flotigam 2835 (70 %) и Flotigam 3135 (30 %) показывает хорошие результаты по разделению оксидов железа и кремнезема - 70,23 %  $Fe_{общ.}$ , 1,55 %  $SiO_2$ , однако содержание суммы оксидов  $K_2O+Na_2O$  в концентрате повышено и составляет 0,14 %.

Таким образом, для дообогащения надрешетного продукта обратной флотацией с получением концентрата, по качеству пригодного для окомкования и дальнейшего производства DR-окатышей, рекомендованы катионные собиратели — эфиры аминов — Lilafлот 811М, Lilafлот D 817М и Flotigam 3135.

Собиратель Tomamine (РА-14) также может рассматриваться как перспективный при установленном оптимальном режиме обратной флотации надрешетного продукта исследованными аминами: 40 % твердого в пульпе, pH 10÷10,5, общий расход амина 340 г/т, расход декстрина 600 г/т. Общее время флотации 15 минут.

В результате исследований получен магнетитовый концентрат, качество которого соответствует требованиям производства DRI-окатышей:  $Fe_{общ.}$  70,48 %,  $SiO_2$  1,5% и  $K_2O+Na_2O$  0,09 %.

Предлагаемая схема и режимы флотации будут использованы для получения

высококачественного магнетитового концентрата с пониженным содержанием диоксидов кремния и щелочных металлов, пригодного для производства DRI-окатышей на АО «Михайловский ГОК имени А.В. Варичева», соответствующих самым высоким международным стандартам.

#### *Благодарности*

**Авторы выражают признательность руководству компании ООО МЕТАЛЛОИНВЕСТ и АО «Михайловский ГОК имени А.В. Варичева» за финансовую поддержку проекта, а также сотрудникам АО «Михайловский ГОК имени А.В. Варичева» и НИТУ МИСиС, принимавшим участие в исследованиях.**

#### *Список использованных источников*

1. Варичев А.В., Кретов С.И., Кузин В.Ф. Крупномасштабное производство железорудной продукции в Российской Федерации - М.: Изд-во МГГУ. 2010.- 395 с.
2. 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, №5, 2017, 141–153.
3. Малышева Т.Я., Юсфин Ю.С., Плотников С.В. Механизм настылеобразования при металлизации окатышей из концентратов руд железистых кварцитов //Известия высших учебных заведений //Черная металлургия. 2012;55(3):20-24.
4. Ismagilov R.I., Kozub A.V., Gridasov I.N. et al. Case Study: Advanced Solutions Applied by JCS Andrei Varichev Mikhailovsky GOK to Improve Ferroginous Quartzite Concentration Performans. Russian Mining Industry. 2020; (4):98–103.
5. Forsmo S.P.E., Forsmo S.E., Björkman B.M.T. and Samskog P.O. 2008. Studies on the influence of a flotation collector reagent on iron ore green pellet properties. Powder Technology 182:444–52.
6. Houot R. Benefication of iron ore by flotation – review of industrial and potential applications. International Journal of Mineral Processing, 10 (1983), 183–204.
7. Papini, R.M., Brandaño, P.R.G., Peres, A.E.C., 2001. Cationic flotation of iron ores: amine characterisation and performance. Minerals & Metallurgical Processing 17 (2), 1–5.
8. Filippov L.O., Duverger A., Filippova I.V. et al. Selective flotation of silicates and Ca-bearing minerals: The role of non-ionic reagent on cationic flotation October 2012 Minerals Engineering Volumes 36–38, October 2012, Pages 314-323
9. Araujo, A.C., Vianna, P.R.M. and Peres, A.E.C. Reagents in iron ores flotation. Minerals Engineering, 18 (2), 2005, pp.219-224.
10. Vieira Ana M., Peres Antonio E. C. The effect of amine type, pH, and size range in the flotation of quartz. Minerals Engineering. – 20. – 2007. – pp. 1008–1013.
11. K. Fabrice Kapiamba and Merveille Kimpia. The effects of partially replacing amine collectors by a commercial frother in a reverse cationic hematite flotation. Published online 2021. March 2021, Heliyon, Volume 7, Issue 3.
12. Filippov L.O., Filippova I.V., Severov V.V. The use of collector’s mixture in the reverse cationic flotation of magnetite ore: The role of Fe-bearing silicates. Minerals Engineering, 23(2010), 91–98.
13. Filippov L.O., Severov, V.V., and Filippova, I.V. An overview of the benefication of iron ores via reverse cationic flotation. Int. J. Miner. Process. 2014. 127, 62 – 69.
14. Lima Neymayer P., Valadão George E.S., Peres Antonio E. C. Effect of amine and starch dosages on the reverse cationic flotation of an iron ore. May 2013 Minerals Engineering 45:180-184.
15. Ma X., Marques M., Gontijo C. Comparative studies of reverse cationic/anionic flotation of Vale iron ore. International Journal of Mineral Processing. -2011. - 100. – pp.179-183.
16. Ma, M. Froth Flotation of Iron Ores. Int. J. Min. Eng. Miner. Process. 2012, 1, 56–61.
17. Nakhaei F., Irannajad M. Reagent types in flotation of iron oxide minerals: A review. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. An International Journal. 2018, Volume 39, - Issue 2, Pages 89 – 124, Published online:02 Nov. 2017.
18. Guixia Fan, Liguang Wang, Yijun Cao and Chao Li. Collecting Agent–Mineral Interactions in the Reverse Flotation of Iron Ore: A Brief Review. Minerals 2020, 10, 681.



19. Xinyang Yu., Liping Wang, Cheng Liu., Lingqi Hu, Xin'an Wei et al. Utilization of benzyl aminopropyl dimethoxymethylsilane as collector for the reverse flotation of silicate minerals from magnetite. *Minerals Engineering* 129 (2018) 106–111.
  20. Xiaolong Zhang, Xiaotian Gu, Yuexin Han et al. Flotation of Iron Ores: A Review *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*
  21. Suman, S.K., Kumar, S. Reverse flotation studies on iron ore slime by the synergistic effect of cationic collectors. *Sep. Sci. Technol.* 2019, 55, 1–13.
- 

**INNOVATIVE TECHNOLOGY OF PROCESSING MAGNETITE CONCENTRATES  
TO PRODUCE DRI PELLETS AT JSC MIKHAILOVSKY GOK  
NAMED AFTER A.V. VARICHEV**

*Ismagilov R.I., Chanturiya E.L., Shelepov E.V., Shekhirev D.V., Khromov V.V.,  
Gridasov I.N., Yushina T.I., Golenkov D.N., Rakhimov Kh.K.*

By reverse cationic flotation of the oversize product of fine screening of the ordinary magnetite concentrate of magnetic separation at JSC «Andrey Varichev Mikhailovsky GOK» magnetite concentrates suitable to produce DRI pellets that meet the highest international standards were obtained.

---

**ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОСВОЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ  
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В ДАЛЬНЕВОСТОЧНОМ РЕГИОНЕ\***

*Рассказов И.Ю.*

ФГБУН Хабаровский Федеральный Исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: rasskazov@igd.khv.ru

*Ресурсная база Дальневосточного региона характеризуется существенными запасами природных ресурсов. Ведущими предприятиями используются прогрессивные технологии обогащения руд и гидрометаллургической переработки концентратов, причем особое место среди них занимают физико-химические технологии кучного выщелачивания. В ХФИЦ ДВО РАН проводятся комплексные минералого-геохимические и технологические исследования, направленные на решение актуальных проблем переработки полезных ископаемых, получены перспективные результаты.*

В Дальневосточном федеральном округе (ДФО), включая недавно вошедший в состав округа Забайкальский край, сосредоточено 45 % золота, 35 % общероссийских запасов редкоземельных элементов, более 30 % меди, более 25 % вольфрама, 40 % серебра, более 50 % запасов флюорита, 80 % урановых руд, 80 % алмазов, 90 % сурьмы, 95 % олова, значительны также запасы титана и ванадия. Особо важное макроэкономическое значение для округа имеют крупные комплексные месторождения медно-серебряных руд с сопутствующим золотом Удаканское в Забайкальском крае (26 млн. т меди, 12 тыс. т серебра), Малмыжское медно-золоторудное месторождения более 8 млн. т меди и 350 т золота (Хабаровский край). При этом в этих регионах объективно существует значительный потенциал дальнейшего прироста запасов меди, золота и серебра за счет постановки на учет запасов ряда средних по запасам комплексных месторождений.

---

\* 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 (соглашение 075-15-2021-663).

На Удокане завершено строительство первой очереди ГОКа, при этом переработка руды ведется по инновационной технологии, включающей получение на первой стадии коллективного концентрата из смешанных (сульфидных и окисленных) руд с последующим выщелачиванием из него меди и вторичной флотации сульфидных медьсодержащих минералов. На Малмыжском месторождении начало эксплуатационных работ запланировано на 2023 г.

В настоящее время наибольший вклад в экономику Дальневосточного округа вносят золотодобывающие компании Петропавловск и Полиметалл, осуществляющие разработку крупных рудных месторождений золота в Хабаровском крае и Амурской области. При этом используются прогрессивные технологии обогащения руд и гидрометаллургической переработки флотационных концентратов.

В компании «Петропавловск» легкообогатимые окисленные руды перерабатываются по технологии «Смола в пульпе» («RIP»). Неупорные бедные руды перерабатываются методом кучного выщелачивания на всех трех объектах компании, разрабатываемых в настоящий момент. Для упорных руд предусмотрено флотационное обогащение с дальнейшей переработкой концентрата на Покровском автоклавно-гидрометаллургическом комбинате. Технология автоклавного окисления, внедренная на Покровском АГК, является эффективным способом извлечения золота из упорных руд с минимальным воздействием на окружающую среду.

На Покровском АГК окисление концентрата в автоклавах осуществляется кислородом при давлении (35 бар) и температуре (225 °С) – это одни из самых высоких значений среди работающих АГК – что позволяет повысить уровень извлечения золота до 96-97 %, обеспечивает эффективную переработку различных видов сырья, включая концентраты руд двойной упорности, т.е. содержащих химически связанное золото в сульфидных и сульфоарсенидных минералах и углистое вещество. Четыре автоклава обеспечивают высокую степень гибкости, позволяя одновременно перерабатывать обладающие разными характеристиками концентраты месторождений Маломыр и Пионер, а также концентраты руд других месторождений с извлечением золота более 96 %.

Из девяти месторождений Полиметалла, разрабатываемых в настоящий момент, на трех из них (Омолонский хаб: месторождение Биркачан, Светлое, Воронцовское) внедрена технология кучного выщелачивания золота из рядовых и бедных окисленных руд. В частности, технология кучного выщелачивания на месторождении Биркачан реализуется в условиях Магаданской области.

Прогрессивный рост добычи и переработки бедных и рядовых руд, обусловленный изменением структуры минерально-сырьевой базы золота в сторону снижения качества руд, а также относительно низкие показатели извлечения золота при их переработке предопределяет высокую актуальность и динамичность развития физико-химической технологии кучного выщелачивания. Поэтому освоение запасов месторождений золота ДФО, как монометалльных, так и комплексных, в силу усложнения вещественного состава и текстурно-структурных особенностей упорных и бедных руд, объективно требует своевременного проведения комплекса минералого-технологических исследований и тестирования с использованием различных технологических схем и параметров кучного выщелачивания. При этом особое значение приобретает научное обоснование инновационных процессов подготовки руд и техногенного минерального сырья к КВ,

параметров штабелей, реагентного состава рабочих растворов, режимов орошения ими минеральной массы.

В ХФИЦ ДВО РАН проводятся комплексные минералого-геохимические и технологические исследования в этом направлении, в том числе на укрупненных геолого-технологических пробах. При этом получены определенные перспективные результаты, в частности, позволяющие решить проблемы переработки способом кучного выщелачивания бедных смешанных и разубоженных рядовых руд Удоканского месторождения, извлечения золота из бедных руд зоны окисления Малмыжского месторождения кондиционных по содержанию меди с использованием безцианидного КВ.

---

## **PROMISING TECHNOLOGIES FOR THE DEVELOPMENT AND PROCESSING OF MINERAL RAW MATERIALS IN THE FAR EAST REGION**

*Rasskazov I. Yu.*

The Far East region has a rich resource base. Leading enterprises use advanced technologies for mineral processing and hydrometallurgical processing of concentrates including physicochemical technology of heap leaching. KFRC FEB RAS is carrying out mineralogical, geochemical and technological research aimed at solving urgent problems of mineral processing; promising results have been obtained.

---

## **ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ**

*Чантурия В.А.<sup>1</sup>, Двойченкова Г.П.<sup>1,2</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация

<sup>2</sup> Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова» в г. Мирном, Российская Федерация, e-mail: dvojgp@mail.ru

*Представлены результаты исследований по повышению эффективности процессов обогащения алмазосодержащего кимберлитового сырья сложного вещественного состава. Для слабо- и аномально люминесцирующих кристаллов алмазов научно обоснована и экспериментально подтверждена эффективность использования люминофорсодержащих композиций, обеспечивающих модифицирование спектрально-кинетических характеристик алмазов. На основе комплексного изучения фазового состава и микропримесей на поверхности граней алмазов установлена эффективность использования комбинированных ультразвуковых, термических и электрохимических способов очистки алмазов от гидрофильных покрытий для увеличения извлечения алмазов в процессах липкостной и пенной сепараций. Для процесса тяжелосредной сепарации научно обоснован, разработан и апробирован в промышленных условиях способ повышения коррозионной устойчивости ферросилиция за счет создания на его поверхности методом азотирования нитридной оболочки. Азотированный ферросилиций имеет технологические параметры, увеличивающие срок его использования в 2,2 раза. Экспериментально обоснована магнитная сепарация в качестве метода повышения качества черновых концентратов тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала за счет удаления из него до 95.8 % магнитных минералов.*

Основные тенденции перспективного развития современного алмазодобывающего комплекса России определяются необходимостью вовлечения в переработку

труднообогатимых кимберлитовых руд, алмазосодержащего сырья россыпных месторождений и техногенных алмазосодержащих ресурсов, характеризующихся различными минеральными, физико-химическими и физико-механическими свойствами, а также низким содержанием алмазов.

Большой диапазон крупности промышленно извлекаемых алмазов (от 0,2 до 50 мм) и необходимость обеспечения сохранности кристаллов при максимальном их извлечении обуславливают применение стадийных схем переработки алмазосодержащего сырья как природного, так и техногенного происхождения.

Кимберлитовые руды коренных, россыпных и техногенных месторождений АК «АЛРОСА» перерабатываются на современных обогатительных фабриках по технологии, предусматривающей использование в качестве предварительной операции тяжелосредной сепарации (ТС), черновой концентрат которой доводится методами рентгенолюминесцентной (РЛС), липкостной (ЛС) и пенной (ПС) сепарациями. Эффективность вышеуказанных процессов обусловлена свойствами извлекаемых алмазных кристаллов, сопутствующих минералов кимберлита и вещественным составом вмещающих пород и в целом обеспечивается:

- максимальной селективностью разделения алмазов и сопутствующих минералов;
- снижением потерь алмазных кристаллов с хвостовыми продуктами обогащения;
- снижением потерь ферросилиция и стабилизацией свойств ферросилициевой суспензии в процессах тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала;
- высоким качеством черновых концентратов ТСС алмазосодержащего материала, обеспечивающем максимальную селективность разделения алмазов и сопутствующих минералов в последующих доводочных процессах.

Комплексными исследованиями, выполненными институтами ИПКОН РАН и Якутнипроалмаз АК «АЛРОСА», а также на основе данных ОТК обогатительных алмазоизвлекающих фабрик, установлено:

- не извлекаемые в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазные кристаллы обладают аномальными характеристиками природной люминесценции, значения которых не позволяют детектировать их как алмазы в пределах параметров настройки действующих сепараторов. С учетом высокой стоимости кристаллов крупнее 2 мм, составляющей около 75 % от стоимости товарной продукции, задача извлечения алмазов с слабой или аномальной светимостью в технологических схемах алмазоизвлекающих обогатительных фабрик является весьма перспективной;
- не извлекаемые в процессе липкостной и пенной сепарации алмазы характеризуются наличием на их поверхности гидрофильных образований, снижающих природные гидрофобные свойства и, соответственно, эффективность извлечения алмазных кристаллов в соответствующие концентраты. 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;
- эффективность и экономические показатели процесса тяжелосредной сепарации обусловлены в первую очередь коррозионной устойчивостью ферросилиция, используемого в качестве утяжелителя. Потери дорогостоящего ферросилиция

вследствие разрушения окисленных ферросилициевых гранул в условиях контакта с коррозионноактивными элементами водной среды достигают 750 г/т исходного материала, что обуславливает необходимость проведения исследований по разработке методов снижения потерь ферросилиция в технологическом процессе ТСС;

- эффективность процесса доводки алмазосодержащих продуктов ТСС зависит в основном от качества черновых концентратов, поступающих в доводочные операции РЛС, ЛС и ПС, которые являются заключительными в общей технологии переработки исходного сырья; что делает решение задачи по их интенсификации достаточно важной.

Для решения общей поставленной проблемы интенсификации процессов сепарации алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения. выполнен цикл теоретических и экспериментальных исследований по изучению свойств разделяемых минеральных компонентов и гранул ферросилиция, извлеченных из продуктов ТСС.

На основании анализа результатов комплексных исследований научно обоснованы, приняты к разработке и промышленной апробации методы интенсификации рассматриваемых процессов сепарации алмазосодержащего материала, позволяющие в соответствии с требованиями технологических процессов производить:

- корректировку (модифицирование) спектрально-кинетических характеристик алмазных кристаллов до значений, требуемых условиями действующих схем рентгенолюминесцентной сепарации;
- восстановление (модифицирование) гидрофобных свойств алмазных кристаллов в процессах липкостной и пенной сепарации;
- повышение коррозионной устойчивости и механической прочности ферросилициевых гранул в условиях тяжелосредней сепарации алмазосодержащего материала;
- стабилизацию и сокращение выхода безалмазного материала в концентрат ТСС тяжелосредней сепарации алмазосодержащего материала с высоким содержанием в исходном сырье магнитных минералов.

Действующие процессы рентгенолюминесцентной сепарации по данным НИГП АК «АЛРОСА» используются для извлечения алмазов со «средним» содержанием азота (от 50 до 800 ppm). В условиях переработки труднообогатимого алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения выявлена группа кристаллов, не извлекающихся при стандартных параметрах действующих рентгенолюминесцентных сепараторов, что обусловлено или отсутствием в алмазах центров люминесценции, или наличием их аномально высоких значений. соответственно эти кристаллы отнесены к группам «низкоазотных» (менее 50 ppm) и «высокоазотных» (более 800 ppm).

Для решения этой проблемы специалистами ИПКОН РАН, НИГП и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» под научным руководством академика РАН Чантурия В.А. разработан инновационный метод снижения потерь аномально светящихся алмазных кристаллов в процессе РЛС, основанный на применении люминесцирующих веществ, способных избирательно закрепляться на поверхности алмазов и корректировать параметры их светимости в соответствии с требуемыми параметрами регистрации кристаллов в действующих схемах РЛС. Экспериментально обоснованы комбинации органических и неорганических люминофоров, повторяющих кинетические и



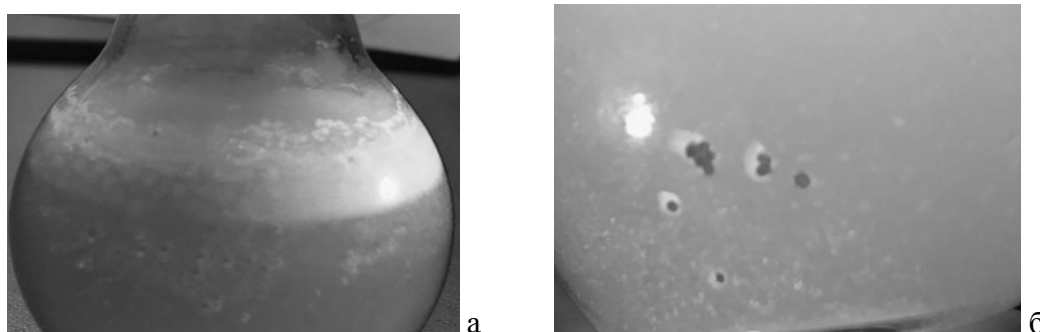
спектральные параметры характеристики рентгенолюминесценции природных алмазов, извлекаемых в процессах РЛС, а также разработан способ приготовления на их основе люминофорсодержащих эмульсий, обладающих избирательной способностью к закреплению на поверхности алмазов. (Эксперименты выполнены при участии Морозова В.В., Подкаменного Ю.А. и Ковальчука О.Е.)

Для исследования характера и эффективности закрепления люминофорсодержащей композиции на поверхности алмазов и минералов использовался метод ультрафиолетовой визиометрии с использованием люминоскопа «Луч-1Ф» и микроскопа Микромед 3 ЛЮМ с фотокамерой.

Лабораторные эксперименты выполнены в условиях обработки люминофор - содержащей эмульсией отдельных кристаллов алмазов (рисунок 1), кристаллов в смеси с породными минералами (рисунок 2) и кристаллов, «подсаженных» в кимберлитовый безалмазный материал концентрата тяжелосредной сепарации (рисунок 3).

На рисунке 1 приведено фото в ультрафиолете люминофорсодержащей эмульсии (а) и отдельных кристаллов алмазов в ней, на поверхности которых отчетливо видна закрепившаяся люминофорсодержащая фаза (б).

На рисунке 2 представлены фотографии аналогичной обработки смеси алмазных кристаллов и отдельных породных минералов кимберлита.



*Рисунок 1 – Люминофорсодержащая эмульсия (а) и алмазы в эмульсии с закрепившейся на них люминофорсодержащей фазой (б)*



*Рисунок 2 – Характер распределения люминофора на алмазах (а) и рудных минералах тяжелосредной сепарации (б — флогопит; в, г — пироп)*

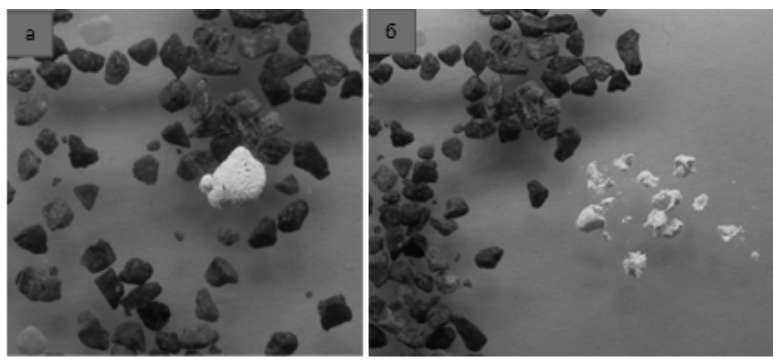


Рисунок 3 – Сформированный (а) и механически разрушенный (б) агрегат кристаллов алмаза с люминофорсодержащей композицией, образовавшийся в процессе обработки смеси кимберлитового материала с «подсаженными» алмазными кристаллами

Обработка фотографий минералов, представленных на рисунке 4, позволила определить долю поверхности, занятой люминофором, и установить, что основная масса люминофорсодержащей эмульсии закрепляется на поверхности алмаза. Фотографии рисунка 3 иллюстрируют эффективность закрепления люминофорсодержащей эмульсии на агломерате алмазных кристаллов, «подсаженных» в смесь зерен безалмазного кимберлитового материала и подтверждают селективность закрепления люминофорсодержащей композиции на поверхности алмазов.

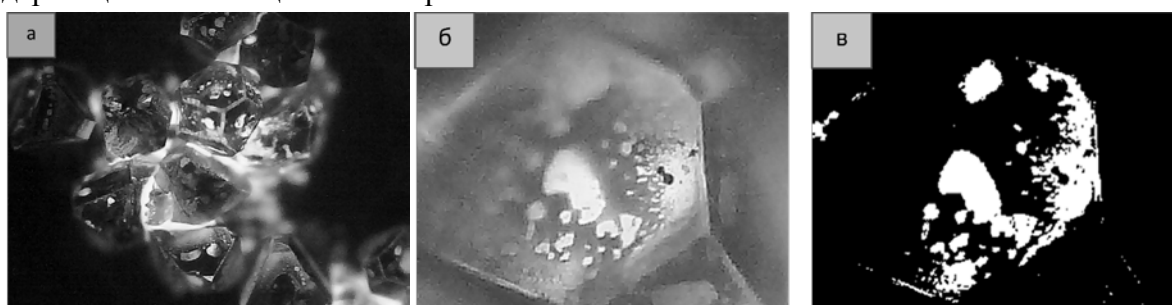


Рисунок 4 – Изображения агломерата алмаза с люминофорсодержащей фазой (а), высушенного кристалла алмаза (б) и распределения люминофора по поверхности кристалла алмаза (в)

Зафиксированный эффект подтверждается отдельными представленными на рисунке 4 изображениями кристалла с люминофорсодержащей фазой (рисунок 4а) и снимком распределения люминофора по его поверхности (рисунок 4б, 4в).

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 от 2 до 6 % от исходного содержания в месторождении. Технология не потребует изменений действующих схем РЛС, отличается применением дешевых отечественных компонентов, простотой и экологической безопасностью их использования.

Способ закрепления люминофорсодержащих композиций на поверхности алмазов защищен патентом №2775307 (в соавторстве с АК «АЛРОСА»). Эффективность процессов липкостной и пенной сепарации, предназначенных для извлечения алмазов класса -5+2 мм, -2+1мм и -1+0,5мм, обусловлена степенью гидрофобности поверхности извлекаемых алмазных кристаллов.

На поверхности исследуемых алмазов хвостовых продуктов обогащения алмазосодержащего сырья как природного, так и техногенного происхождения методом оптической микроскопии, инфракрасной спектроскопии и рентгеноспектрального микроанализа исследованы минеральные образования и примазки, визуально наблюдаемые оптической микроскопией или на JXA-8800R в режиме электронного микроскопа. Методом электронной спектроскопии на поверхности алмазов, не извлекаемых липкостной и пенной сепарацией, диагностированы минеральные образования, характеризующиеся линейными размерами от 0,01 до 5 мкм и толщиной от 5 до 350 нм (рисунок 5).

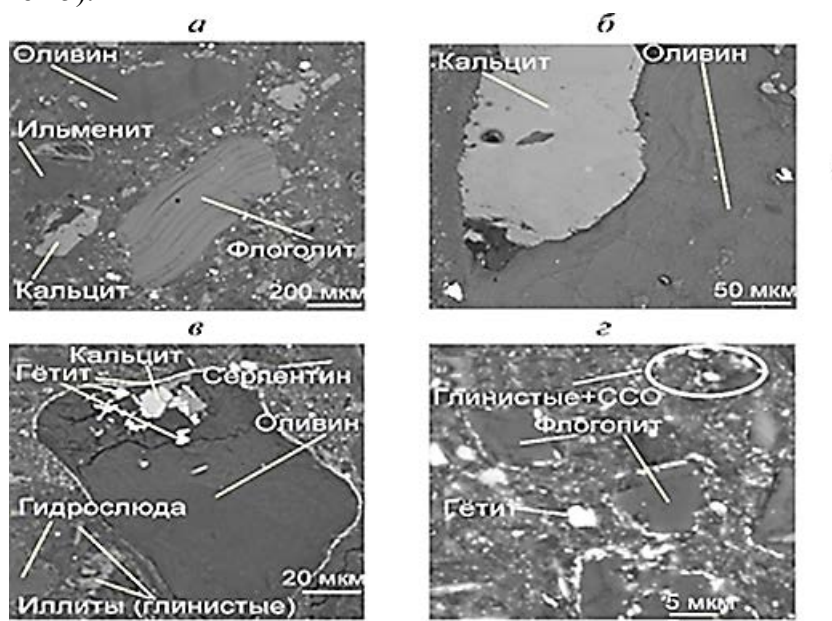


Рисунок 5 – Микро- и нанообразования на алмазах, не извлеченных в процессах липкостной (а, б) и пенной (в, г) сепарациях алмазосодержащего материала

В общем случае на поверхности исследуемых алмазов (рисунок б) зафиксированы редкие единичные зерна (кальцита, кварца, диоксида) или дисперсные массы совместно с силикатными примазками (рисунок б а).

На отдельных кристаллах россыпных и техногенных месторождений выявлено значительное ожелезнение в виде плёнок различной площади и толщины (рисунок б б).

На поверхности отдельных кристаллов идентифицировано вещество вторичных минеральных фаз сконцентрировано в трещинах в виде плотного, реже рыхлого материала (рисунок б в).

На поверхности кристаллов из хвостов обогащения алмазосодержащего сырья как природного, так и техногенного происхождения обнаружены гидрофильные образования в виде рельефных сростков (рисунок б г).

В среднем, в составе примесей установлены следующие элементы: Fe, Si, Al, Na, Mg, P, S, Cl, O, Ca, Ti, Mn, Ba, K. и химические соединения: FeO, SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, MgO.

Линейный размер диагностированных минеральных образований изменяется от 1 до 120 мкм, что отвечает диапазону изменения размеров гидрофилизирующих минеральных образований на поверхности ранее исследованных гидрофильных алмазах из коренных месторождений кимберлитовых руд (16 мкм до 120 мкм).

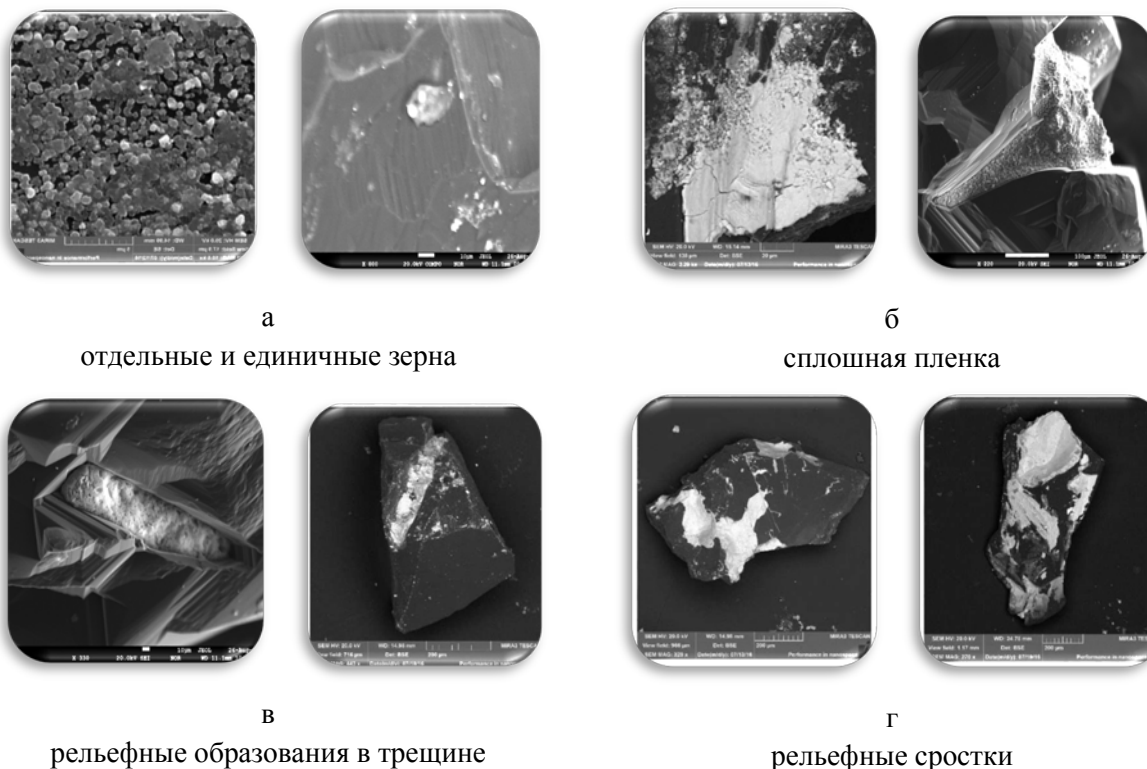


Рисунок 6 – Внешний вид минеральных образований на поверхности алмазов хвостовых продуктов обогащения алмазосодержащего сырья природного и техногенного образования

Сопоставление результатов элементного анализа поверхностных образований на алмазах, извлеченных из хвостов переработки кимберлитовых руд, россыпных и месторождений, и техногенных образований, показал, что в рассматриваемых вариантах обнаруживаются смешанные силикатно – карбонатно – гидроксидные структуры. Однако, поверхностные образования на алмазах россыпных месторождений и, особенно, техногенных образований, в значительно меньшей мере представлены характерными для коренных месторождений силикатами и карбонатами кальция, алюминия и магния, и в значительно большей мере - кремнеземом и соединениями железа.

На основе анализа аналитических исследований установлено, что в процессах переработки алмазосодержащего сырья различного состава поверхность алмазов, не извлекаемых методами липкостной и пенной сепарации, в общем случае, аналогична поверхности ранее изученных гидрофильных алмазов и также характеризуется наличием минеральных образований, представленных магниевыми силикатами, карбонатами кальция, магния и железа.

Полученные данные о составе, строении и свойствах рассматриваемые минеральные образования систематизированы и представлены отдельными группами, для которых обоснованы и экспериментально апробированы в различной последовательности физико-электрохимические методы их разрушения в схемах обогащения алмазосодержащего сырья как природного, так и техногенного происхождения.

**1 тип - минеральные образования обнаруживаются в основном на поверхности алмазов крупностью -5+2 мм** и представляют собой шламовые смешанные силикатно-карбонатные и алюмосиликатные покрытия, содержащие поры, заполненные водой и отличающиеся от алмазных кристаллов меньшей величиной акустического сопротивления.

Присутствуют частично тонкослойные гидрофильные пленки (рисунок 7).

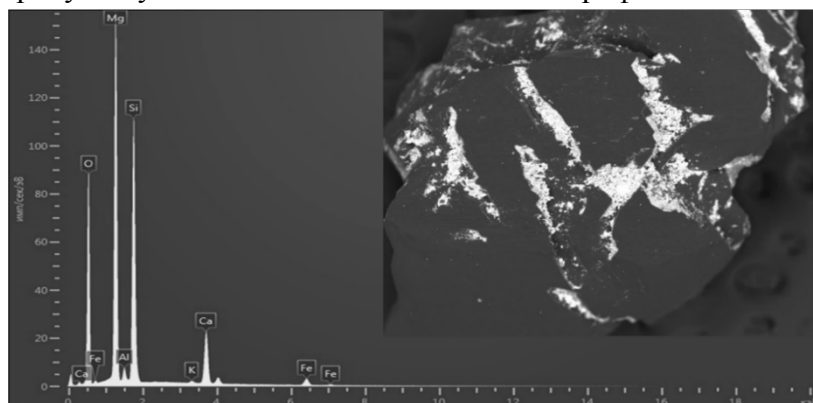


Рисунок 7 – Минеральные образования первого типа

Для частичного разрушения, удаления и предотвращения повторного образования на алмазах поверхностных образований данного типа экспериментально обоснован метод совместного применения ультразвуковой обработки пульпы и электрохимически обработанной технологической воды, обеспечивающий прирост краевого угла смачивания гидрофильных алмазов на 23-27%.

**2 тип минеральных образований обнаруживается в основном на алмазах крупностью -2+1мм,** который прочно связан с поверхностью кристалла и характеризуется кальций-магний- карбонатным составом с высокими показателями коэффициентов термического разрушения, также присутствуют частично тонкослойные гидрофильные пленки (рисунок 8).

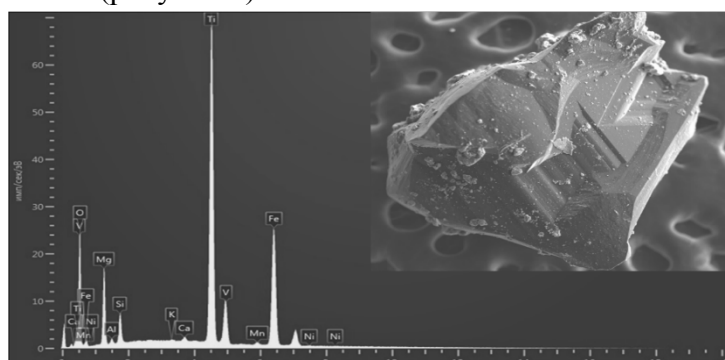


Рисунок 8 – Минеральные образования второго типа

Для частичного разрушения, удаления и предотвращения повторного образования на алмазах поверхностных образований данного типа экспериментально обоснован метод совместного применения тепловой обработки пульпы и электрохимически обработанной технологической воды, обеспечивающий прирост краевого угла смачивания гидрофильных алмазов на 3 %.

**3 тип минеральных образований обнаруживается в основном на поверхности алмазов крупностью -1 мм.** Они представлены тонкослойными пленками техногенной гидрофилизации. В разной степени присутствуют в минеральных образованиях 1 и 2 типов на поверхности кристаллов различной крупности (рисунок 9).

Для частичного разрушения, удаления и предотвращения повторного образования на алмазах поверхностных образований данного типа экспериментально обоснован метод электрохимической обработки оборотной воды, позволяющий модифицировать ее свойства до требуемых параметров и обеспечивающий прирост краевого угла смачивания гидрофильных алмазов на 25-29%.



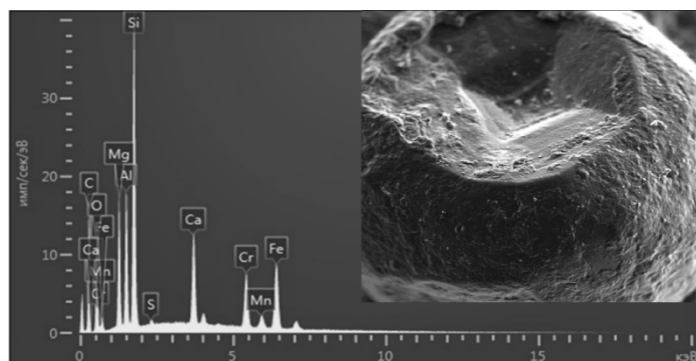


Рисунок 9 – Минеральные образования третьего типа

С учетом результатов НИР предыдущих экспериментов и новых данных минералогических и рентгенографических исследований поверхности алмазов, отобранных из проб хвостовых продуктов обогащения рассматриваемого алмазосодержащего материала, систематизированы результаты экспериментальных исследований по эффективности применения физических, физико-химических и электрохимических воздействий для деструкции и удаления с поверхности алмазов гидрофилизирующих минеральных образований.

На основе выполненной систематизации научно обоснованы высокоэффективные комбинированные методы интенсификации процессов липкостной и пенной сепарации алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения, технологические показатели эффективности которых приведены в таблице 1.

Таблица 1 - Прирост извлечения алмазов за счет модифицирования поверхностных свойств кристаллов и жидкой фазы рудной пульпы, %

Тип минеральных образований	Методы модифицирования технологических свойств минеральных компонентов и оборотной воды						
	ЭХО* оборотной воды	Оттирка	Тепловая обработка	УЗВ** обработка	ЭХО в цикле оттирки	Тепловая и ЭХО	УЗВ и ЭХО
1 тип	8,1	5,4	0	7,3	<b>12,1</b>	<b>9,4</b>	<b>14,7</b>
2 тип	8,1	3,3	6,4	5,2	<b>10,1</b>	<b>12,7</b>	<b>11,8</b>
3 тип	9,5	4,6	4,2	2,1	<b>9,3</b>	<b>10,3</b>	<b>9,9</b>

\* ЭХО-электрохимическая обработка; \*\*УЗВ-ультразвуковая обработка

Основными факторами, обеспечивающими эффективность процессов тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья рассматриваемого вещественного состава и доводки полученных алмазосодержащих продуктов, установлены:

- коррозионная устойчивость ферросилиция в условиях контакта с минерализованными водными системами процессов ТСС;
- стабильность и снижение выхода алмазосодержащих продуктов в черновой концентрат ТСС перед процессами их окончательной доводки.

Исследованиями, выполненными в институтах ИПКОН РАН и «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА», установлено, что основной проблемой для сохранения технологических свойств ферросилиция с целью снижения его потерь в процессах тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья (устойчивость к коррозионному разрушению и истиранию) является предотвращение окисления ферросилициевых гранул при взаимодействии с коррозионно активными элементами окружающей водно-воздушной среды.

Окисление и разложение гранулированного ферросилиция приводит к увеличению

безвозвратных потерь его в процессе регенерации в 2,5-2,8 раза за счет снижения магнитной восприимчивости частиц в 2-3 раза.

Для решения поставленной проблемы результатами предыдущих исследований установлена необходимость

- либо модифицировать свойства жидкой фазы ферросилициевой суспензии до значений, обеспечивающих снижение ее коррозионной активности по отношению к ферросилицию;
- либо создать защитную оболочку на поверхности ферросилициевых гранул, предупреждающую их разрушение при контакте с активной коррозионной водной средой.

Результаты анализа возможности использования наиболее эффективных методов обеспечения коррозионной устойчивости ферросилиция, предложенных и апробированных институтами ИПКОН РАН, Якутнипроалмаз и НИГП АК «АЛРОСА» в условиях ТСС алмазосодержащего сырья на обогатительных алмазоизвлекающих фабриках, показали:

- невозможность применения химических реагентов для модифицирования свойств используемых водных систем вследствие сложности их доставки, хранения и последующего дополнительного загрязнения технологической оборотной воды компонентами раствора;
- повышенный расход электроэнергии в случае использования электрохимических методов кондиционирования водных систем вследствие большого объема оборотной воды в технологическом процессе ТСС;
- ограниченность возможности использования химически инертного газа азота вместо воздуха с целью предупреждения окисления гранул ферросилиция при контакте с кислородом.

*В качестве наиболее приемлемого для использования в промышленных условиях тяжелосредней сепарации на алмазоизвлекающих фабриках АК «АЛРОСА» был обоснован и апробирован в стендовых условиях метод модифицирования свойств ферросилиция за счет его азотирования с целью создания на поверхности ферросилициевых гранул защитной оболочки, предупреждающей их разрушение при контакте с коррозионно-активными компонентами водно-воздушной среды.*

*На первых стадиях исследований был создан экспериментальный образец ферросилиция – сплав железа с кремнием при содержании кремния 15 %, отличающийся высокими антикоррозионными свойствами и повышенной износостойкостью за счет покрытия его поверхности азотированным слоем.*

На основе анализа выполненных экспериментов с использованием минерализованных оборотных вод процессов ТСС обогатительных фабрик №3 Мирнинского ГОКа (рисунок 10 а) и № 12 Удачинского ГОКа (рисунок 10 б) было установлено снижение скорости коррозии образцов азотированных сплавов ферросилиция в 5-6 раз по сравнению с исходными образцами. На последующих стадиях экспериментальных исследований использован порошковый ферросилиций, применяемый в процессах ТСС обогатительных алмазоизвлекающих фабрик.

С целью оценки технологической эффективности азотированного ферросилиция различного компонентного состава для условий использования в процессах тяжелосредней

сепарации на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» были выполнены комплексные исследования, включающие:

- изучение состава водных систем пяти образцов минерализованных водных систем, отобранных из процессов ТСС на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» (№3 МГОКа, №8 АГОКа, №14 АГОКа, №12 УГОКа, №16 НГОКа);
- 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.

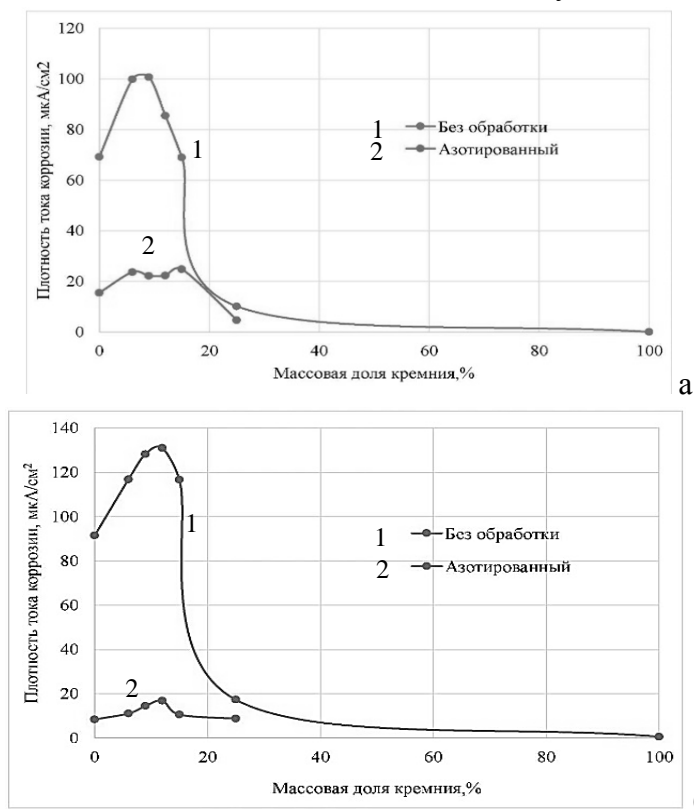


Рисунок 10 – Снижение скорости коррозии (плотности тока) образцов ферросилиция различных марок (различное содержание кремния) в оборотных водах процессов ТСС ОФ№3 МГОКа (а) и ОФ№12 УГОКа (б)

В результате выполненных исследований установлено, что в условиях контакта с наиболее коррозионноактивными минерализованными оборотными водами ОФ №3 и №12 азотированные гранулы ферросилиция теряют свои магнитные свойства медленнее, чем исходные в среднем на 50,25 % и на 52,55 % соответственно. Полученные данные обобщены и приведены в виде диаграмм на рисунке 11.

В результате проведенных 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 минерального сырья природного и техногенного происхождения"

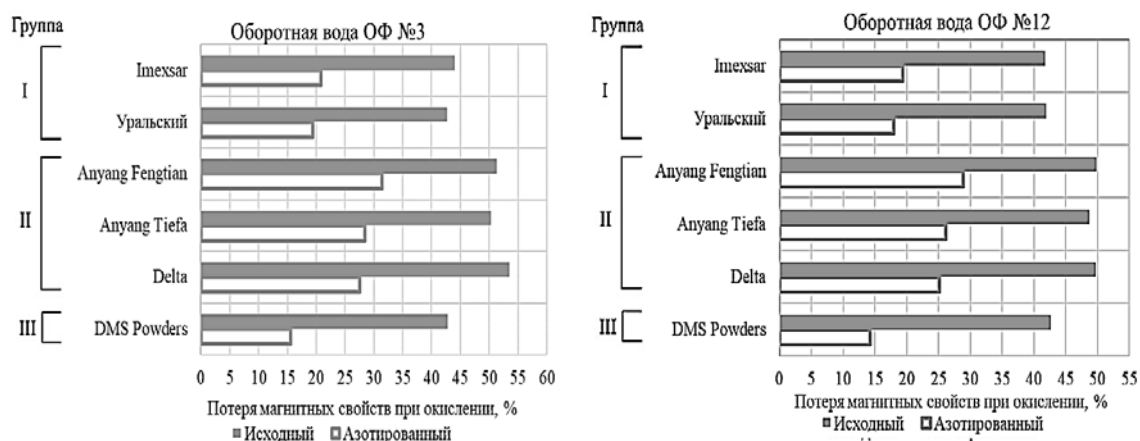


Рисунок 11 – Диаграммы обобщенных данных изменения магнитных свойств ферросилициевых суспензий в исследуемых условиях

Математическая обработка количественных и качественных показателей процесса опытно-промышленных испытаний позволила установить, что ферросилициевые суспензия на основе исходного (необработанного) ферросилиция теряет свои технологические свойства на 14 сутки взаимодействия с минерализованной водной системой процесса ТСС, а суспензия на основе азотированного ферросилиция – только на 31 сутки (рисунок 12).

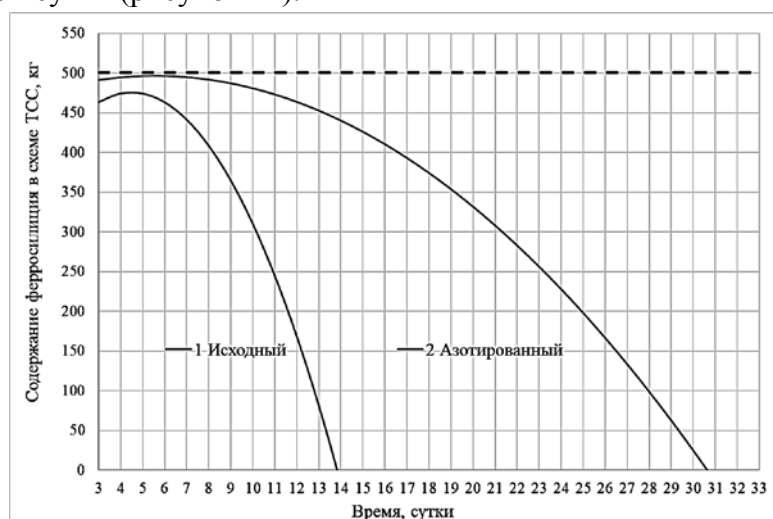


Рисунок 12 – Прогноз содержания ферросилиция в исследуемых суспензиях схемы ТСС

Таким образом, азотированный ферросилиций имеет технические параметры, позволяющие увеличить срок его полезного использования не менее, чем в 2,2 раза. Результаты опытно-промышленных испытаний подтверждены соответствующим актом.

Разработка защищена совместным с АК «АЛРОСА» патентом RU 2757298 от 13.10.2021 г. «Способ подготовки гранулированного ферросилиция к тяжелосредной сепарации».

Одним из факторов, влияющим на эффективность процессов доводки алмазосодержащих продуктов ТСС кимберлитового материала природного и техногенного происхождения является выход (объем) черновых концентратов. Экспериментальные исследования проведены на пробах безалмазного кимберлитового сырья для условий обогатительных фабрик №15 и №16 НГОКа АК «АЛРОСА» (Эксперименты выполнены с участием к.т.н. Тимофеева А.С. и аспиранта Никитиной Ю.Н.).

Высокое содержание рудных фракций с различными минеральными, физико-химическими и физико-механическими свойствами в исходном кимберлитовом материале, поступающем в переработку на ОФ№15, обуславливает достаточно нестабильный выход черного концентрата ТСС, полученного в схеме ОФ№15, и поступающего в схему доводки ОФ №16, что приводит к снижению в нем содержания алмазов, перегрузке технологического оборудования и, в целом, ограничивает общую производительность обогатительного комплекса.

Данные минералогического анализа (таблица 2) в исследуемых пробах кимберлитового материала позволили установить высокое содержание слабомагнитного минерала - сидерита (82,2 %) в присутствии сильномагнитного минерала - магнетита и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами (до 3,3 %).

Таблица 2 – Результаты минералогического анализа кимберлитового материала

Табличная плотность минерала, г/см <sup>3</sup>	2,6-2,65	2,71	2,76	2,84	3,96	5	5,0-5,2	Прочие	Итого
Проба	Кварц	Кальцит	Анортит	Доломит	Сидерит	Пирит	Магнетит		
-6+3 мм	14,52	0,16	7,03	0,38	<b>70,96</b>	1,79	0,03	5,13	100,0
-3+1 мм	11,99	0,09	0,05	0,09	<b>85,06</b>	0,31	0,003	2,41	100,0
-6+1 мм	12,50	0,10	1,46	0,15	<b>82,22</b>	0,61	0,01	2,95	100,0

Для сокращения объема черного концентрата ТСС в схеме ОФ№15, перерабатывающей алмазосодержащие пески и россыпи, обоснована и экспериментально апробирована двухстадийная магнитная сепарация, включающая последовательное выделение: магнетита (и его сростков) в слабых (до 2000 Э) магнитных полях; сидерита в сильных (до 14000 Э) магнитных полях. Реализация разработанной схемы обеспечит сокращение выхода концентрата ТСС класса крупности -6+1 мм на 95.8 % (рисунок 13).

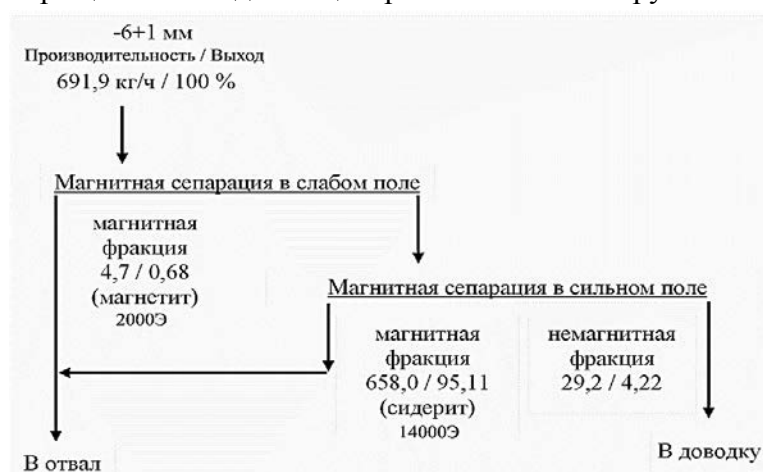


Рисунок 13 – Разработанная схема сокращения концентрата ТСС

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

Основная цель представленных выше отечественных разработок в отличие от зарубежного опыта предусматривает совместное решение двух задач: обеспечение экономических показателей основных процессов сепарации алмазосодержащего материала и обеспечение дополнительного извлечения алмазов из хвостов основного обогащения на

основе инновационных методов модифицирования свойств разделяющих сред и минеральных компонентов с обеспечением полноценного дополнительного извлечения алмазных кристаллов по классу крупности +0,2 мм.

Таким образом, проведенные теоретические и экспериментальные исследования взаимосвязи поверхностных свойств алмазов с их технологическими свойствами для основных процессов обогащения алмазосодержащих кимберлитов позволили решить основную поставленную цель – разработать инновационные процессы интенсификации сепарации алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения, обеспечивающие эффективное природопользование с обеспечением экологической безопасности технологических процессов.

---

## **INNOVATIVE PROCESSES FOR THE SEPARATION OF DIAMOND-CONTAINING RAW MATERIALS OF NATURAL AND TECHNOGENIC ORIGIN**

*Chanturia V.A., Dvoychenkova G.P.<sup>2</sup>*

The paper presents the results of studies on improving the efficiency of enrichment processes for diamond-bearing kimberlite raw materials of complex material composition. For weakly and abnormally luminescent diamond crystals, in order to efficiently extract them by X-ray luminescent separation, the efficiency of using luminophore-containing compositions that modify the spectral and kinetic characteristics of diamonds has been scientifically substantiated and experimentally confirmed. Based on a comprehensive study of the phase composition and microimpurities on the surface of diamond faces, the effectiveness of using combined ultrasonic, thermal, and electrochemical methods for cleaning diamonds from hydrophilic coatings to increase the extraction of diamonds in the processes of sticky and foam separations has been established. For the dense media separation process, a method for increasing the corrosion resistance of ferrosilicon by creating a nitride shell on its surface by nitriding is scientifically substantiated, developed and tested under industrial conditions. Nitrided ferrosilicon has technological parameters that increase its service life by 2.2 times. Magnetic separation is experimentally substantiated as a method for improving the quality of rough concentrates of dense media separation of diamond-bearing material by removing up to 95.8 % of magnetic minerals from it.

---

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ: СОВРЕМЕННЫЕ ВЫЗОВЫ КОМПЛЕКСНОЙ ОЦЕНКИ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ\***

*Ожогина Е.Г.<sup>1</sup>, Котова О.Б.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация, *e-mail: vims-ozhogina@mail.ru*

<sup>2</sup> ФГБУН Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина ФИЦ Коми НЦ УрО РАН, г. Сыктывкар, Российская Федерация, *e-mail: kotova@geo.komisc.ru*

*Представлены методы и подходы технологической минералогии (ТМ) в комплексной оценке твердых полезных ископаемых для решения задач национальной безопасности Российской Федерации. Основной целью ТМ в свете современных вызовов является получение новых минералогических знаний и создание новых возможностей для выработки единой стратегии и потенциала сотрудничества ученых всех направлений горного дела.*

---

**\* Работа выполняется в рамках темы НИР «Развитие минерально-сырьевого комплекса Тимано-Североуральско-Баренцевоморского региона на основе эффективного прогноза, геологического моделирования, геолого-экономической оценки ресурсного потенциала и новых технологий переработки полезных ископаемых» (ЕГИСУ НИОКТР – 1021051101666-2-1.5.1; FUUU-2022-0059)**

В мировом масштабе обостряется конкуренция за доступ к ресурсам недр, включая твердые полезные ископаемые (ТПИ), поскольку они являются основой успешной стратегии сырьевого обеспечения индустриального и постиндустриального развития современных стран.

Ресурсы недр стали инструментом геополитики и объектом национальной безопасности мировых сообществ и стран.

Рассмотрены основные позиции технологической минералогии (ТМ) в свете современных вызовов комплексной оценки ТПИ. Следует отметить, что ТМ традиционно акцентирует проблемы минералогии труднообогатимых руд и их отходов, рассматривая их в рамках “Стратегии развития промышленности России ...” (от 25 января 2018 г. № 84-р), где в частности отмечено, что “социально-экономический потенциал Российской Федерации будет развиваться по оптимальному сценарию преодоления рисков и угроз с учетом решения задач национальной безопасности”, а “наличие минеральных ресурсов в недрах останется одним из важнейших конкурентных преимуществ российской экономики, определяющим место и роль страны на международной арене”.

Основная цель ТМ в свете современных вызовов – получение новых знаний в области комплексной оценки ТПИ и создание новых возможностей для развития единой стратегии и потенциала сотрудничества между учеными, исследователями, инженерами, профессионалами отраслей всех областей горного дела, а также обсуждение научно-технических вопросов, продвижение перспективных технологий.

Для восполнения дефицита определенных ТПИ, включая стратегические, актуальным становится реализация международных проектов по освоению месторождений как в России, так и за рубежом, обновления приборной базы в рамках сотрудничества со странами, ориентированных на сотрудничество с РФ (БРИКС и другие страны).

ТМ является значимым разделом в концепции комплексного освоения твердых полезных ископаемых.

Для успешного освоения ТПИ необходимо их глубокое изучение с мобилизацией современных преимущественно количественных методов минералогических исследований, вовлечение в переработку всего минерального вещества, расширение перечня извлекаемых полезных компонентов и продуктов с новыми свойствами, утилизация отходов, оптимизация схем переработки сырья [1, 2].

Как показывает опыт, необходимо метрологическое обеспечение всех минералогических работ, позволяющее обеспечивать достоверность и сопоставимость результатов анализов.

Бокситы Среднего Тимана (месторождения Вежаю-Ворыквинское, Верхне-Щугорское и Восточное) являются комплексными рудами, отличаются повышенным содержанием редкоземельных элементов.

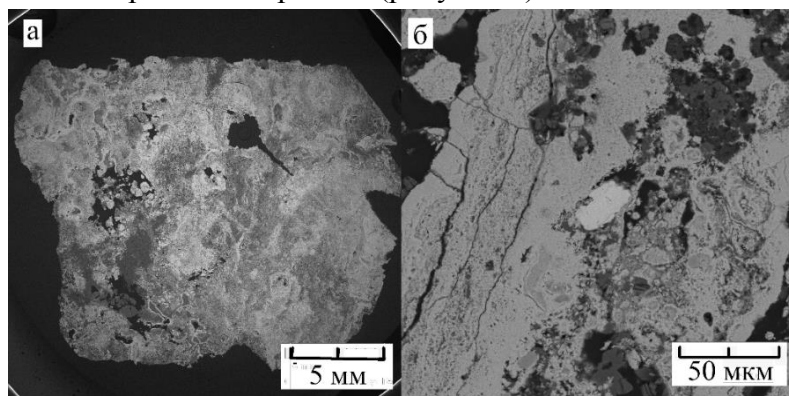
Степень изученности среднетиманских бокситов кор выветривания недостаточная. В первую очередь речь идет о межфазных граничных взаимодействиях, которые являются результатом процессов сорбции в оксидах и гидроксидах алюминия, железа, титана – значимых объектах технологической минералогии, необходимых для решения задач в технической и медицинской областях, материаловедении [2–6].

Отсутствие полной и достоверной информации по составу, характеру распределения элементов-примесей сдерживает комплексную утилизацию продуктов переработки

бокситов, разработку эффективных технологий их извлечения.

Отдельно стоит проблема отходов, где теряется значительное количество металлов [2-7].

Комплекс разумно сочетающихся методов минералогического анализа (оптическая и электронная микроскопия, рентгенографический фазовый анализ), дополненный методом индуктивно связанной плазменной масс-спектрометрии позволил 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 (рисунок 1).



*Рисунок 1 - Полиминеральные агрегаты:*

а) бемит-гетитового состава, б) бемит-гематитового состава. Черное - бемит, серое - гидроксиды, оксиды железа. SEM

В качестве обсуждения перспектив и направлений технологий переработки бокситового сырья Верхне-Щугорского месторождения в связи с его минералогическими особенностями отметим, что в контексте проведенных исследований:

- рассматривать, в первую очередь, следует извлечение минералов алюминия, возможно, железа (гематит – до 40–50 %; гетит – до 10 %) и титана (до 4 %);
- бокситы отличается значительным содержанием редких металлов, что повышает перспективную значимость руды как комплексной.

Следует отметить, что для более достоверного определения формы нахождения редких металлов, необходимы более глубокие исследования. Наиболее вероятно, что они присутствуют в сорбированном виде в тонкодисперсном гематит-гетит-диаспор-бемитовом материале. В этом случае наиболее перспективными могут оказаться сорбционные технологии извлечения металлов [1].

Вовлечение в переработку нетрадиционного минерального сырья (известные полезные ископаемые, которые по разным причинам ранее не использовались в народном хозяйстве или новое, ранее неизвестное сырье) основывается на максимально возможной минералогической информации, которая позволяет прогнозировать его поведение в технологических процессах и нередко качество ожидаемых продуктов. При этом специфические особенности нетрадиционных полезных ископаемых всегда вносят коррективы в процедуру их минералого-технологической оценки. Поэтому одной из главных задач ТМ сегодня является получение объективной информации о таком сырье, позволяющей наметить не только тактику, но и стратегию его использования. Например, сынныриты (псевдолейцитовые сиениты) забайкальских месторождений, сегодня рассматриваются в качестве сырья для калийных удобрений, а в перспективе могут быть использованы при изготовлении жаропрочного кирпича, огнеупоров и цемента.

Кристаллическизернистое строение пород и достаточно простой минеральный состав



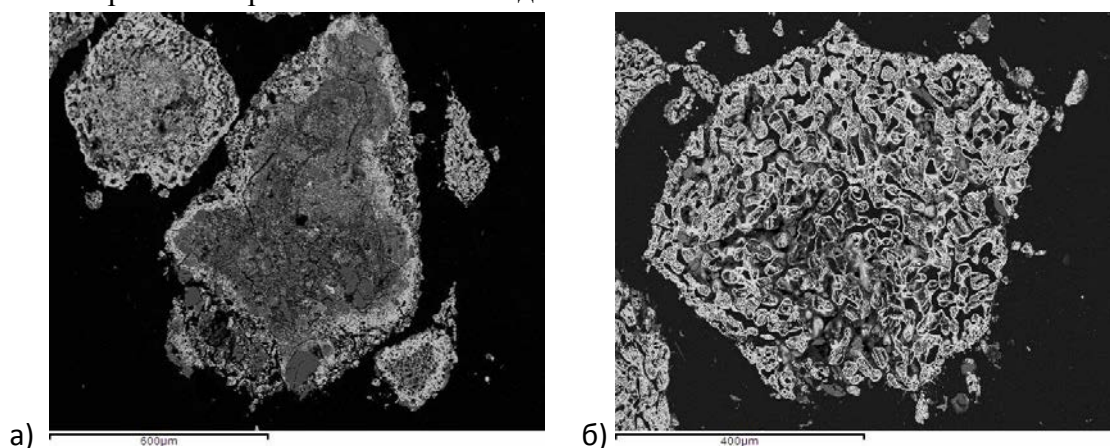
– калиевый полевой шпат, калисилит, лейцит – псевдолейцит, являющиеся обычно главными породообразующими минералами и присутствующие в переменных количествах и не повсеместно нефелин, пироксен, гранат, биотит, магнетит позволяют говорить о возможности получения требуемых продуктов посредством дробления и ситового анализа с привлечением при необходимости магнитной сепарации.

Основным недостатком природного сырья является наличие примесей, которые влияют на ход технологических процессов и качество целевого продукта. Например, ильменит-лейкоксеновые руды Пижемского месторождения отличаются сложным полиминеральным составом; наряду с рудными компонентами присутствуют другие металлы, форма нахождения которых различная (изоморфная примесь, самостоятельные минеральные фазы) [8].

Концентрат титановой руды Пижемского месторождения представлял собой смесь двух фаз высокой кристалличности: рутила и кварца. Присутствуют слабые рефлексы глинистых минералов, ильменита и анатаза. В небольших количествах присутствуют оксиды железа, алюминия и др. Фазовый состав синтезированного образца представлен кварцем и низкокристаллической фазой, соответствующей образованным одномерным наноструктурам оксидов титана, идентифицированной как натрий содержащий гидратированный трититанат ( $H_2Ti_3O_7$ ).

Изоморфная примесь железа является естественным лигандом (модификатором), благодаря которому появляется дополнительный разрешенный уровень внутри запрещенной зоны синтезированного продукта - фотокаталитического микрореактора на основе нанотрубок диоксида титана, который активен в более расширенном диапазоне электромагнитного излучения по сравнению с макроаналогами.

В качестве нетрадиционного сырья рассматриваются горнопромышленные отходы, вовлечение их во вторичную переработку может в значительной степени способствовать снижению экологической нагрузки на окружающую среду. В связи с этим также резко усиливается роль минералогических исследований.



*Рисунок 2 - Искусственные полированные шлифы:*

а – неоднородное строение магнетита; б – эвтектические колонии в магнетите. Изображение в обратно рассеянных электронах.

Проведено минералогическое изучение пиритовых огарков одного из подмосковных заводов, образовавшихся в результате химического производства и пролежавших более

десяти лет на открытом воздухе.

Огарки сформированы материалом псаммитовой размерности; 97,6 % минеральных агрегатов имеет крупность более 1,0 мм. Содержание железа в них 54,2 %, кремния 10,0 %, в ничтожно малых количествах присутствуют титан, кобальт, медь, цинк. Содержание вредных элементов (S, As, P, Pb) также весьма незначительно, ниже значений ПДК. Главными рудными минералами являются магнетит (40 %) и гематит (27 %), второстепенные минералы представлены гетитом, ярозитом, баритом. Главный породообразующий минерал – кварц (13 %).

Полиминеральные рудные агрегаты практически всегда отличаются неоднородным строением, которое нередко отмечается и у магнетита (рисунок 2 а). Также для магнетита типично развитие эвтектических колоний (рисунок 2 б).

Интенсивное вторичное минералообразование, в первую очередь, образование магнетита, связанное с восстановлением пирита под действием атмосферных осадков, и концентрация в нем железа, а также отсутствие минеральных и техногенных фаз, в которых присутствуют вредные и токсичные элементы, позволяют говорить о возможности вторичной переработки пиритовых огарков.

#### *Список использованных источников*

1. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Шиенг САН, Размыслов И.Н. Технологическая минералогия как основа комплексного освоения полезных ископаемых. Бокситы Верхне-Щугорского месторождения // Горный журнал. 2021. № 11. С. 21-27.
2. Ozhogina E.G., Kotova O.B., Yakushina O.A. et al. On the possibility of secondary use of mining wastes // Geocology. Engineering geology hydrogeology geocryology. 2020. № 2. P. 58–63.
3. Harja M., Kotova O., Sun S. et al. Efficiency evaluation for titanium dioxide-based advanced materials in water treatment. In: Glagolev S. (Ed.): ICAM 2019, SPEES, p. 255–258.
4. Kotova Olga B., Razmyslov Ilia N., Kurovics Emese et al. Effect of Bauxite Grain Size Distribution on Beneficiation and Improvement of Materials *Építőanyag* //Journal of Silicate Based and Composite Materials Vol. 72 No. 4 (2020), p.140–143.
5. Kotova O.B., Razmyslov I.N., Ibrahim J.E.F.M. et al. Mineral composition of bauxite residue and their surface for innovation materials. *Építőanyag* //Journal of Silicate Based and Composite Materials Vol. 72 No. 4 (2020), p. 135–139.
6. Razmyslov I.N., Kotova O.B., Silaev V.I. et al. Microphase heterogenization of ferrous bauxites as a result of radiation and heat treatment //J. Min. Sci. 2019, vol. 54, №. 5, p. 138–153.
7. Gamaletos P. N, et.al. The Rare Earth Elements Potential of Greek Bauxite Active Mines in the Light of a Sustainable REE Demand. – Journal of Sustainable Metallurgy, Vol. 5. (2018).
8. Котова О.Б., Понарядов А.В., Гёмзе Л.А. Гидротермический синтез нанотрубок диоксида титана из концентрата титановой руды Пижемского месторождения (Россия) // Вестник института геологии. 2016. 1 (253). С. 34-36.

---

## **MINERAL PROCESSING: MODERN CHALLENGES OF SOLID MINERALS COMPREHENSIVE ASSESSMENT**

*Ozhogina E.G., Kotova O.B.*

The methods and approaches of Mineral Processing (MP) in the complex assessment of solid minerals for solving the problems of national security of the Russian Federation are presented. The main goal of MP in the light of modern challenges is to obtain new mineralogical knowledge and create new opportunities for the development of a unified strategy and potential for cooperation between scientists from all areas of mining.

---

## СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ КАДРОВОГО ПОТЕНЦИАЛА МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ ОТРАСЛИ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО ФЕДЕРАЛЬНОГО ОКРУГА

*Белов А.В.<sup>1</sup>, Фаткулин А.А.<sup>1</sup>, Петров В.Л.<sup>2</sup>, Гасанбалаев Г.Д.<sup>3</sup>, Андреев А.В.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> Дальневосточный федеральный университет, Дальневосточный региональный учебно-методический центр высшего образования Минобрнауки РФ, г. Владивосток, Российская Федерация, *e-mail: poraen@mail.ru*

<sup>2</sup> Федеральное учебно-методическое объединение в сфере высшего образования по УГСН 21.00.00 Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое дело и геодезия, Москва, Российская Федерация *e-mail: petrovv@misis.ru*

<sup>3</sup> АО «Корпорация развития Дальнего Востока и Арктики», г. Владивосток, Российская Федерация: *e-mail: g.gasanbalaev@erdc.ru*

*Выполнен анализ кадровых потребностей предприятий горной отрасли Дальневосточного федерального округа, приведены потребности в специалистах по группам специализаций, проанализированы объемы набора и подготовки горных инженеров в вузах ДФО. На основе полученной информации выработаны предложения по разработке мер для кадрового обеспечения минерально-сырьевой отрасли региона.*

В соответствии со Стратегией пространственного развития Российской Федерации на период до 2025 года добыча полезных ископаемых заявлена первым перспективным направлением экономической специализации всех субъектов Дальневосточного федерального округа (ДФО) [1]. Особое значение развитию минерально-сырьевой отрасли уделено в Национальной программе социально-экономического развития Дальнего Востока на период до 2024 года и на перспективу до 2035 года [2].

ДФО занимает доминирующую позицию по запасам и добыче основных видов полезных ископаемых среди других регионов РФ. В регионе сосредоточены крупные запасы углеводородного сырья, 49,1 % запасов углей, 73,85 % запасов урана, практически все запасы олова (100 % от добычи РФ), 65,8% запасов вольфрама (100 % от добычи РФ), 34,6 % запасов меди, 54,3 % запасов свинца, 57,4 % запасов цинка, 61,06 % запасов молибдена, 64,8 % запасов ртути, 97 % запасов мышьяка (100% добычи в РФ), 87 % запасов сурьмы, 62,7 % запасов висмута, 59,8 % запасов германия, 76,45 % запасов алмазов, 73,2 % запасов железа, 99,68 % запасов бора, 91,5 % запасов нефрита, 97 % запасов перлита, что формирует значительный промышленный и экспортный потенциал территории. Значительный рост количества горных предприятий ожидается в сегменте общераспространенных полезных ископаемых, связанный с развитием региональной строительной индустрии и производством местных стройматериалов.

В настоящий момент в регионе расположены более 400 горнодобывающих и горноперерабатывающих предприятий, в том числе Алроса, СУЭК, Полюс, Колмар, Мечел, и другие крупные компании. Инициировано развитие новых инвестиционных проектов и расширение объемов добычи полезных ископаемых по широкому спектру видов полезных ископаемых. Для развития высокотехнологичных сегментов промышленности Правительством РФ созданы такие преференциальные механизмы, как территории опережающего развития (ТОР), Инновационно-технологический центр «Русский» (ИНТЦ Русский) и специальный административный район о. Русский (САР).

В самой ближайшей перспективе, учитывая новые экономические стратегии

технологического и производственного суверенитета России, предполагающего развитие собственных производств, требующих больших объемов сырья по всем категориям, многократно возрастет роль и значимость минерально-сырьевой отрасли Дальнего Востока для развития промышленности и обеспечения национальной безопасности государства.

Дополнительным триггером и вызовом развития горной отрасли региона становится Восточный вектор геополитики России и переориентация внешней торговли на азиатские экспортные рынки.

Несмотря на доминирование отрасли в экономике Дальнего Востока, в минерально-сырьевом секторе региона в последние годы отмечается высокий дефицит инженерных кадров, подтверждающийся опросами кадровых служб предприятий.

Это связано с рядом причин:

1. Старение инженерного и квалифицированного линейного персонала в горной отрасли.
2. Девальвация престижа профессии горняка.
3. Дисбаланс между планированием опережающей подготовки специалистов в субъектах ДФО и локальными потребностями горных производств на фоне слабой профессиональной мобильности и низкой внутрирегиональной миграции.
4. Уход молодых специалистов в другие секторы экономики в связи с низкой материальной и социальной мотивацией по сравнению с другими отраслями.
5. Продолжающийся миграционный отток населения с Дальнего Востока (за 27 лет численность населения сократилась в 1,3 раза: на 2 млн. 400 тыс. чел. - с 10,5 млн. чел. в 1991 году до 8,1 млн. чел. в 2021 году).
6. Слабая профориентационная работа со школьниками и абитуриентами.

При формировании планов развития территории институтами развития Дальнего Востока проводилась различная оценка и планирование потребностей регионального рынка труда для всех ключевых отраслей промышленности.

Для расчета кадровых потребностей горной отрасли в последнее время использовались несколько подходов:

- опрос предприятий;
- анализ доступной информации о планируемых инвестиционных проектах ДФО в разрезе экономических комплексов и отраслей;
- анализ информации предприятий ДФО о потребности в персонале на 2022-2027 гг. через запросы работодателей в адрес Корпорации развития Дальнего Востока и Арктики;
- официальная статистика о планировании трудовых ресурсов;
- прогнозы социально-экономического развития Российской Федерации и отдельных секторов экономики (данные Минэкономразвития России).

По результатам проведенных работ были подготовлены следующие основные документы, являющиеся индикаторами отраслевых потребностей при планировании развития территории, в том числе в части подготовки и привлечения кадров для горной промышленности:

- Программа мероприятий по подготовке кадров для ключевых отраслей экономики Дальневосточного федерального округа и поддержке молодежи на рынке труда на период до 2025 г. (Утверждена распоряжением Правительства РФ от 18.08.2018 г

№1727 р).

- План замещения новых рабочих мест, созданных в ключевых отраслях экономики Дальневосточного федерального округа, выпускниками образовательных организаций высшего образования, расположенных на территории Дальневосточного федерального округа (в рамках Программы мероприятий по подготовке кадров для ключевых отраслей экономики Дальневосточного федерального округа и поддержке молодежи на рынке труда на период до 2025 года).
- Аналитическая записка Минвостокразвития «Расчет кадровой потребности ключевых отраслей экономики Дальневосточного федерального округа с распределением по регионам с учетом требований к уровню образования на 2020-2025 годы и предложения по объему и структуре подготовке кадров с высшим образованием и средним профессиональным образованием на 2020-2025 годы» от 30.03.2020 г., Исх. 03-14/3481.
- Навигатор востребованных профессий на Дальнем Востоке на 2022-2027 г. (составитель - АО «Корпорация развития Дальнего Востока и Арктики», 2021 г.).

В соответствии с Планом замещения новых рабочих мест, созданных в ключевых отраслях экономики Дальневосточного федерального округа, выпускниками образовательных организаций высшего образования, расположенных на территории Дальневосточного федерального округа по укрупнённой группе специальностей 21.00.00 Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое дело и геодезия на период с 2019 по 2025 г. запланирована подготовка 253 специалистов, при этом в рамках этой цифры предполагается подготовка 40 бакалавров и магистров, не имеющих допуска к управлению горными работами, в соответствии с действующим законодательством.

Основное количество горных инженеров-специалистов предполагалось подготовить в Северо-восточном федеральном университете имени М.К. Аммосова (г. Якутск) и Тихоокеанском государственном университете (г. Хабаровск).

Часть специалистов по горному делу – бакалавров и горных инженеров в соответствии с Распоряжением Правительства РФ предполагалось подготовить в Дальневосточном государственном аграрном университете, г. Благовещенск, не имеющем аккредитации и преподавательского состава по данному направлению, при этом в перечень вузов, участвующих в подготовке горных инженеров для предприятий ДФО не был включен Дальневосточный федеральный университет, имеющий старейшую в регионе научно-педагогическую школу подготовки кадров для горной отрасли.

В соответствии с Аналитической запиской Минвостокразвития «Расчет кадровой потребности ключевых отраслей экономики Дальневосточного федерального округа с распределением по регионам с учетом требований к уровню образования на 2020-2025 годы и предложения по объему и структуре подготовке кадров с высшим образованием и средним профессиональным образованием на 2020-2025 годы» наибольшая кадровая потребность наблюдается в отраслях добычи угля, руд и алмазов, строительства и производства строительных материалов, сельском хозяйстве и пищевой промышленности, машиностроении, рыболовстве и аквакультуре – 77 % заявленной кадровой потребности. Потребность в специалистах с высшим образованием составила 17%. При этом, по данным Аналитической записки потребность в специалистах с высшим образованием и опытом работы для сферы добыча угля, металлических руд и алмазов на 2020-2025 годы составила

1876 чел.

В Аналитической записке Корпорации развития Дальнего Востока и Арктики (КРДВ) о кадровой потребности в ключевых отраслях экономики Дальнего Востока указывается, что на 01.01. 2021 г. в отрасли добычи угля, металлических руд и алмазов среднесписочная численность персонала составила 114112 чел. Прирост занятости в отрасли ожидается самым большим и составит 20-25% к 2027 году. При этом дополнительная потребность составит от 22800 до 28528 сотрудников.

Учитывая методологию и охват респондентов, аналитическая записка КРДВ на данный момент может являться одним из самых объективных аналитических материалов по оценке отраслевых кадровых потребностей. Тем не менее, в части горной отрасли оценка КРДВ проведена по группе специалистов среднего звена и рабочих специальностей, так называемого линейного персонала, входящего в промышленно-производственный персонал, что не дает судить о потребностях в инженерных кадрах.

С учетом сложившихся подходов и экспертных решений к оценке соотношения ИТР к общей численности промышленно-производственного персонала нами рассчитана возможная прогнозная цифра перспективных потребностей в инженерных кадрах на базе данных КРДВ. Учитывая, что исходя из производственной практики, в горной промышленности принято соотношение горных инженеров к общему промышленно-производственному персоналу в диапазоне от 10-12%, можно говорить о перспективных прогнозных потребностях в горных инженерах в диапазоне 2280-2852 чел. к 2027 г.

При этом нужно принять во внимание, что данные Минвостокразвития и КРДВ основаны на опросе 109 компаний из сферы добычи угля, металлических руд и алмазов, которые не представляют полный перечень компаний горной отрасли региона и не дают судить о консолидированной кадровой потребности.

В марте 2022 г Советом по Горно-геологическому образованию Дальневосточного регионального учебно-методического центра высшего образования Минобрнауки РФ проведен запрос потребностей в горных специалистах среди компаний горной отрасли, являющихся недропользователями на территориях субъектов Дальневосточного федерального округа.

Было опрошено 23 ведущих горнодобывающих компании региона, осуществляющих добычу твердых полезных ископаемых. От опрошенных 23 компаний была заявлена перспективная потребность в 1702 выпускниках-горных инженерах до 2030 г. с официальными запросами на выделение контрольных цифр приема по специализации «Горное дело» для обучения в Дальневосточном федеральном университете. При этом следует учесть, что также была опрошена меньшая часть компаний, осуществляющих деятельность в ДФО, что говорит о значительных прогнозных цифрах горных инженеров, в которых отрасль будет испытывать нехватку в ближайшие 10 лет.

Учитывая специфику отрасли, общее количество горных предприятий в регионе является изменяющейся величиной и имеет различные показатели в различных источниках.

В качестве одного из методов оценки количества предприятий минерально-сырьевой отрасли можно считать количество «технических единиц», находящихся в ведении военизированных горноспасательных отрядов, курирующих действующие горные предприятия в качестве опасных объектов. Так, по данным Дальневосточного, Якутского

и Северо-восточного ВГСО МЧС РФ в Дальневосточном федеральном округе функционирует 497 горных предприятий, где обязательно присутствие горных инженеров и квалифицированных отраслевых специалистов.

Также необходимо принять во внимание, что при расчете официальных кадровых потребностей в горных инженерах в настоящее время практически не принимаются во внимание потребности малых компаний – пользователей общераспространённых полезных ископаемых (ОПИ). При этом только в Приморском крае в настоящий момент перечень действующих лицензий на право пользования участками недр местного значения, содержащих ОПИ, составляет 340 объектов.

В настоящее время разработка ОПИ ведется преимущественно способом открытых горных работ, являющимися опасными производствами, со специальными требованиями к безопасности и кадровому обеспечению в виде инженеров по открытым горным работам и специалистов маркшейдеров.

В 2021 г. решением Совета при полномочном Представителе Президента РФ в ДФО принят ряд мер по восстановлению и опережающему развитию строительного комплекса, предполагающих локализации и расширение производств местных строительных материалов на Дальнем Востоке. В этой связи прогнозируется рост предприятий по добыче ОПИ, при этом данная отрасль будет существенным потребителем горных инженеров-специалистов, что также необходимо учитывать при перспективном кадровом планировании.

Кроме шахт, рудников, разрезов, и карьеров, потребителями инженерных кадров по направлению «Горное дело» в Дальневосточном регионе являются обогатительные фабрики, проектные, научные и образовательные организации, структуры Ростехнадзора, МЧС (военизированные горноспасательные отряды), морские терминалы, организации, занимающиеся строительством подземных сооружений, структуры органов власти субъектов ДФО и др.

Существенный импульс к росту дополнительных кадровых потребностей также дадут работы по развитию Морской горной отрасли, которые сейчас иницируются рядом вузов и институтов ДВО РАН. Объективную оценку о кадровых потребностях отрасли можно получить лишь исходя из данных, полученных от всех компаний, являющихся недропользователями, а также компаний, деятельность которых осуществляется с участием горных инженеров-специалистов. Тем не менее, на основе существующих данных можно прогнозировать общие потребности в горных инженерах-специалистах порядка 6000-8000 чел. до 2030 г.

Также в результате обработки запросов горных предприятий был получен срез и процентное соотношение по требуемым специализациям подготовки специалистов, требующихся в отрасли, представленный на рисунке.

Наиболее острый дефицит кадров наблюдается в сфере специалистов по автоматизации и электрификации горных производств и также среди специалистов по горным машинам и оборудованию. Это связано как с тем, что выросло количество новых типов современного оборудования, принятого на баланс горными предприятиями, так и с тем, что во многих вузах региона не ведется подготовка специалистов по данному направлению, а ряд научно-педагогических школ в области горной механики и электротехники утерян.



*Рисунок - Процентное соотношение специализаций горных инженеров-специалистов по направлению 21.05.04 «Горное дело», требуемых в горной отрасли ДФО*

При этом следует принять во внимание, что в связи с санкционным давлением, ряд иностранных компаний-поставщиков оборудования либо прекратили сервисное обслуживание, либо находятся в зоне экономических и политических рисков, ставящих под угрозу устойчивую работу отрасли. Данное обстоятельство следует принять во внимание с целью возобновления и расширения подготовки горных инженеров-механиков, как одного из важных направлений достижения технологического суверенитета в горной отрасли.

Традиционно высокий спрос наблюдается на специалистов области подземных горных работ, открытых горных работ и маркшейдерского дела. Причем по последним двум специализациям, как уже было указано выше, прогнозируется рост в связи с активизацией добычи общераспространенных полезных ископаемых (материалов для строительной отрасли). Также в связи с повышающимися требованиями к качеству продукции и ростом конкуренции на внутреннем и зарубежном сырьевых рынках наблюдается значительный спрос на специалистов по обогащению и комплексной переработке полезных ископаемых. В этом сегменте также ожидается продолжение роста спроса на специалистов в связи с развитием отечественной производственной базы и высокими требованиями к номенклатуре и качеству промышленного сырья.

Относительно низкий спрос у предприятий минерально-сырьевого комплекса наблюдается на специалистов по подземному и шахтному строительству, это связано с тем, что на имеющихся горных производствах функционал данных выпускников может быть обеспечен специализацией «подземные горные работы», при этом потребности шахтостроительных и строительных компаний по возведению подземных сооружений и специальных объектов в запросах учтены не были, поэтому говорить о низких кадровых потребностях по этой специализации необъективно и необходимо проведение отдельных исследований в данном направлении.

Значительный спрос в ближайшее время ожидается на горных инженеров-специалистов, владеющих цифровыми компетенциями, при этом ряд цифровых компетенций может быть включен в существующие специализации, но по некоторым направлениям, таким как инженер по обслуживанию беспилотной горной техники, возможно потребуется разработка отдельных образовательных программ и создание новых специализаций с дополнительным набором абитуриентов.



В соответствии с действующим законодательством [5] подготовка горных инженеров специалистов регламентируется федеральным образовательным стандартом высшего образования – специалитетом по специальности 21.05.04 «Горное дело». Специализации, по которым могут готовиться выпускники, освоившие программу специалитета, представлены следующей номенклатурой: специализации «Подземная разработка пластовых месторождений»; «Подземная разработка рудных месторождений»; «Открытые горные работы»; «Маркшейдерское дело»; «Шахтное и подземное строительство»; «Обогащение полезных ископаемых»; «Взрывное дело»; «Горнопромышленная экология»; «Горные машины и оборудование»; «Электрификация и автоматизация горного производства»; «Транспортные системы горного производства»; «Технологическая безопасность и горноспасательное дело». При этом следует учесть, что кроме представленных в перечне традиционных специализаций, в соответствии с действующим на данный момент законодательством, вуз в праве определять дополнительные специализации в соответствии с запросами работодателей.

Специальности горно-геологического профиля в данную специальность не входят, хотя исторически и практически считаются специальностями горного профиля.

Подготовка геологов ведется по уровням бакалавриата, специалитета и магистратуры. Подготовка бакалавров регламентируется федеральным государственным образовательным стандартом высшего образования - бакалавриат по направлению подготовки 05.03.01 «Геология» [6], подготовка магистров - федеральным государственным образовательным стандартом высшего образования по направлению подготовки 05.04.01 геология (уровень магистратуры) [7]. При этом, как было указано выше, бакалавры и магистры не имеют права управления горными работами.

Подготовка инженеров для ведения горно-геологических работ регламентируется федеральными стандартами высшего образования - специалитет по специальности 21.05.02 прикладная геология и технология геологической разведки 21.05.03 [8,9].

При разработке программы специалитета вуз может выбрать специализацию программы специалитета из следующего предусмотренного законом перечня: Геологическая съемка, поиски и разведка месторождений твердых полезных ископаемых; Разведка и оценка стратегических видов полезных ископаемых; Поиски и разведка подземных вод и инженерно-геологические изыскания; Прикладная геохимия, минералогия и геммология; Геология месторождений нефти и газа; Промысловая геология; Геофизические методы поиска и разведки месторождений полезных ископаемых; Геофизические методы исследования скважин; Технология и техника разведки месторождений полезных ископаемых; Сейсморазведка; Геофизические информационные системы.

В настоящее время подготовку кадров для горной промышленности по направлению 21.05.04 Горное дело ведут 7 вузов региона, в их числе Дальневосточный федеральный университет (ДФУ, г. Владивосток), Северо-Восточный федеральный университет (СВФУ, г. Якутск с филиалами в Нерюнгри и Мирном), Забайкальский государственный университет (ЗабГУ, г. Чита), Тихоокеанский государственный университет (ТОГУ, г. Хабаровск), Северо-восточный государственный университет (СВГУ, г. Магадан), Восточно-Сибирский государственный университет технологий и управления (г. Улан-Удэ), Амурский государственный университет (г. Благовещенск).

При этом следует учесть, что несмотря на прогнозируемый дефицит и запросы со стороны предприятий, в ДВФУ на протяжении нескольких лет прекращен набор на специальность 21.05.04 Горное дело. Но то же время инициировал работы по открытию новых направлений подготовки по укрупненной группе специальностей «Прикладная геология, горное дело, нефтегазовое дело и геодезия» Владивостокский государственный университет экономики и сервиса, г. Владивосток.

Также ведется подготовка технических специалистов в ряде организаций среднего профессионального образования (СПО), обладающих квалифицированным кадровым потенциалом и специализированной материальной базой.

В подготовке научных кадров и в развитии НИОКР для отрасли участвуют институты ДВО РАН, в том числе Институт Горного дела, входящий в Дальневосточный федеральный исследовательский центр ДВО РАН в г. Хабаровске.

Анализ общей ситуации с подготовкой горных инженеров был проведен на основе изучения планов приема по направлению 05.04.21 Горное дело в вузах ДФО в 2017-2022 гг. (приведен в таблице). Показаны данные по планам приема, но они не отражают количество выпускников, успешно закончивших образовательные программы и устроившихся на работу в отрасли по специальности и в регионе (исходя их экспертах оценок данная цифра составляет около 60 % от набора). Также не отражены данные по количеству студентов, обучающихся на договорной основе, которые составляют обычно не более 20 % от бюджетных мест. Тем не менее, приведенные сведения позволяют судить об укрупненных цифрах подготовки горных инженеров.

С учетом тенденций набора и количества выпускников, традиционно остающихся в отрасли и регионе, можно прогнозировать привлечение в минерально-сырьевую отрасль порядка 3200 молодых специалистов – горных инженеров до 2030 года. При этом общие потребности в горных инженерах-специалистах до 2030 г. с учетом всех потенциальных рабочих мест, как было представлено выше, могут составить порядка 6000-8000 чел.

*Таблица - Планы приема на бюджетной основе по направлению 05.04.21 Горное дело в вузах ДФО в 2017-2022 гг.*

Форма обучения	Набор по годам					
	2017	2018	2019	2020	2021	2022* (план)
Горное дело						
Очно	316	333	278	285	245	274
Заочно	294	331	377	274	226	274
<b>Итого</b>	<b>610</b>	<b>664</b>	<b>655</b>	<b>559</b>	<b>471</b>	<b>548</b>
Прикладная геология						
Очно	68	77	64	72	40	81
Заочно	0	35	33	0	34	42
<b>Итого</b>	<b>68</b>	<b>112</b>	<b>97</b>	<b>72</b>	<b>74</b>	<b>123</b>
Всего горных инженеров, принятых на бюджет в 2017-2022 гг.: <b>3507</b>						
Всего геологов, принятых на бюджет в 2017-2022 гг.: <b>546</b>						
*С учетом цифры за 2022 г в виде плана набора						

Согласно проведенным интервью с руководителями горных компаний, приток горных инженеров из других регионов страны и даже из других субъектов ДФО не является стабильным и не удовлетворяет кадровых потребности работодателей.

Привлечение высококвалифицированных кадров по вахтовой или временной контрактной схеме при этом также нельзя считать приоритетным, для развития региона, так как данный подход не решает задачи по закреплению населения на Дальнем Востоке и развитию территории. В этой связи необходимо усиление роли и ответственности региональных вузов по обеспечению кадрами по приоритетным для региона специальностям на подконтрольных территориях за счет привлечения местной молодежи. При этом, учитывая значительную площадь территории Дальнего Востока, локализация мест подготовки специалистов должна быть распределена равномерно, с привязкой к основным индустриальным центрам всех основных субъектов ДФО.

Также проведенный анализ показывает, что кроме недостаточной обеспеченности квалифицированными кадрами существуют системные, требующие своего решения, проблемы развития минерально-сырьевой отрасли региона. В их числе:

- отставание компетенций специалистов от применяемых современных и перспективных типов горного оборудования и технологических решений;
- разрывы корпоративных связей между образованием, наукой и производством;
- сложность синхронизации работы организаций образования по подготовке и переподготовке кадров с планами развития компаний и государственными стратегиями развития территории;
- недостаточное использование научного потенциала региона для выполнения прикладных R&D проектов для локальных производств с учетом местных горно-геологических и горнотехнических условий.

Для решения задач эффективного развития минерально-сырьевой отрасли на Дальнем Востоке целесообразно создание крупного регионального интегратора, обеспечивающего координацию опережающего кадрового и технологического взаимодействия работодателей, учреждений образования и научных организаций.

В сфере компетенций данной структуры могут быть:

- Разработка и реализация мероприятий по анализу, мониторингу и учету кадровых потребностей и востребованных компетенций специалистов минерально-сырьевой отрасли в ДФО.
- Координация и обеспечение сетевого взаимодействия между образовательными организациями региона, в том числе вузами, колледжами, учреждениями среднего профессионального образования, работодателями отрасли, институтами развития территории, органами законодательной и исполнительной власти РФ.
- Формирование регионального сетевого учебного центра и учебно-практического полигона по эксплуатации горной техники, внедрению и управлению современными отраслевыми технологиями с статусом центра коллективного пользования (Горный полигон).
- Формирование и реализация дополнительных образовательных программ горно-геологического профиля, обеспечивающих опережающее кадровое развитие отрасли.
- Формирование условий для развития квалифицированного регионального кадрового потенциала профессорско-преподавательского состава, реализующего образовательные программы и научные исследования по направлениям горно-геологического профиля, участие в формировании института отраслевого производственного наставничества.

- Координация профориентационной работы со школьниками, трудовыми мигрантами, участниками программ профессиональной мобильности, реализация проектов по повышению имиджа и престижа труда в отрасли и отраслевых специалистов.
- Координация сетевого взаимодействия с кадровыми агентствами, службами занятости и институтами кадрового развития РФ.
- Содействие формированию потенциала и перспективных направлений научного и инновационного развития ДФО в горно-геологическом направлении в интересах компаний – отраслевых индустриальных партнеров.
- Координация сетевого взаимодействия научных коллективов и организаций ДФО для участия в отраслевых R&D проектах горной отрасли по запросам бизнес-сообщества, ФЦП, проектах институтов поддержки научных исследований и инноваций РФ (РНФ, ФСИ и др.).
- Участие в формировании и реализации региональных программ международного образовательного сотрудничества с целью привлечения к созданию и реализации образовательных программ специалистов мирового уровня, в том числе привлечение в образовательный процесс сервисных инженеров, специалистов по эксплуатации горной техники и узкопрофильных специалистов.
- Участие в формировании и реализации региональных программ международного научно-технического сотрудничества для привлечения и локализации отраслевых технологий, производств и сервисных центров горной техники и оборудования на территории ДФО и РФ.

*Список использованных источников*

1. Распоряжение Правительства РФ от 13 февраля 2019 г. № 207-р.
  2. Распоряжение Правительства РФ от 24 сентября 2020 года N 2464-р.
  3. Официальный сайт Правительства России / Аналитическая записка «Расчет дополнительной кадровой потребности ключевых отраслей экономики Дальневосточного федерального округа с распределением по регионам с учетом требований к уровню образования на 2022-2026 годы и формирование предложений об объемах и структуре подготовки кадров с высшим образованием и средним профессиональным образованием на 2022-2026 годы» : [сайт]. – Россия, 2021. — URL: <http://government.ru/docs/all/118061/>
  4. В аналитическая записка Корпорации развития Дальнего Востока и Арктики (КРДВ) о кадровой потребности в ключевых отраслях экономики Дальнего Востока
  5. Приказ Минобрнауки РФ «Об утверждении федерального государственного образовательного стандарта высшего образования – специалитет по специальности 21.05.04 Горное дело» от 12 августа 2020 г. № 987
  6. Приказ Минобрнауки РФ «Об утверждении федерального государственного образовательного стандарта высшего образования - бакалавриат по направлению подготовки 05.03.01 геология» от 7 августа 2020 г. № 896
  7. Приказ Минобрнауки РФ «Об утверждении федерального государственного образовательного стандарта высшего образования по направлению подготовки 05.04.01 геология (уровень магистратуры)» от 28 августа 2015 г. № 912
  8. Приказ Минобрнауки РФ «Об утверждении федерального государственного образовательного стандарта высшего образования - специалитет по специальности 21.05.02 прикладная геология» от 12 августа 2020 г. № 953
  9. Приказ Минобрнауки РФ «Об утверждении федерального государственного образовательного стандарта высшего образования по специальности 21.05.03 Технология геологической разведки (уровень специалитета)» от 17 октября 2016 г. № 1300
-

## THE STATE AND PROSPECTS OF HUMAN RESOURCES DEVELOPMENT IN MINING INDUSTRY IN FAR EASTERN FEDERAL DISTRICT OF RUSSIA

*Belov A.V., Fatkulin A.A., Petrov V.L., Gasanbalaev G.D., Andreev A.V.*

The analysis of the staffing needs of mining enterprises in the Far Eastern Federal District was carried out, the needs for specialists by specialization groups were given, and the volumes of recruitment and training of mining engineers in the universities of the Far East Federal District were analyzed. Based on the information received, proposals were developed for the development of measures for staffing the mineral and raw materials industry in the region.

---

## СЕЛЕКТИВНАЯ ДЕЗИНТЕГРАЦИЯ И СЕПАРАЦИЯ РУД ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ\*

*Александрова Т.Н.*

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

*На сегодняшний день основным вызовом для современной перерабатывающей промышленности является необходимость адаптации применяемых технологических решений под меняющуюся структуру минерально-сырьевой базы. Ухудшение минералогических и технологических характеристик добываемого сырья, а также возрастание доли труднообогатимых руд предопределяет необходимость разработки современных решений, позволяющих вовлекать в переработку новые типы сырья и совершенствовать существующие технологии их переработки. В работе отражены результаты разработки научно-технологических основ эффективных экологически безопасных технологий извлечения цветных и благородных металлов из минерального сырья различного генезиса.*

На сегодняшний день основным вызовом для современной перерабатывающей промышленности является необходимость адаптации применяемых технологических решений под меняющуюся структуру минерально-сырьевой базы. Сокращение количества месторождений с высоким содержанием ценных компонентов в руде, а также ухудшение минералого-технологических характеристик сырья значительно снижает эффективность обогатительных переделов [1, 2]. Разработка энергоэффективных технологий обогащения и переработки минерального и техногенного сырья, обеспечивающих получение готовой, конкурентоспособной на мировом рынке, как по технологическим, так и экологическим критериям, продукции, а также расширение минерально-сырьевой базы за счет повышения степени использования сырьевого потенциала природных и техногенных месторождений является актуальной задачей, решение которой позволит повысить полноту и комплексность использования сырья [3].

Основные задачи, которые решаются для достижения поставленной цели:

- выявление основных закономерностей процессов рудоподготовки и обогащения для извлечения тонкодисперсных частиц ценных компонентов, а также структурных преобразований поверхности ценных минералов в результате их направленной модификации;
- обоснование и разработка эффективных методов извлечения ценных компонентов из

---

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

- минерального и техногенного сырья с использованием физико-химических воздействий на основе экспериментальных исследований и численного моделирования, позволяющих рентабельно перерабатывать руды,
- разработка технических и технологических решений, а также нетрадиционных методов обогащения, обеспечивающих высокое извлечение мелких частиц благородных, редких и цветных металлов в концентрат из минерального и техногенного сырья и дальнейшая доводка его с получением готовой продукции.

Решение поставленных задач, позволило получить результаты, которые обладают научной новизной (получено более 30 патентов) и практической значимостью, разработаны рекомендации для внедрения для многих промышленных горно-обогатительных и горнометаллургических предприятий.

В области рудоподготовки и селективной дезинтеграции: произведена как количественная, так и качественная оценка прочностных свойств изученных материалов (руд цветных и благородных металлов), результаты которой позволили прогнозировать показатели их разрушения в промышленных рудоподготовительных аппаратах с использованием компьютерных программы JKSimmel.

Результаты морфолого-структурного анализа исследуемых проб позволили установить зависимости между минералогическими и микроструктурными и технологическими характеристиками.

Получены зависимости параметров и критериев измельчения от минералогических, текстурных и структурных и физико-технологических свойств минералов, а также выполнена интерпретация полученных данных.

Теоретически обоснованы взаимосвязь и взаимовлияние минералого-геохимических, структурно-текстурных и физико-технических свойств минералов в процессах селективной дезинтеграции и сепарации при переработке минерального сырья различного генезиса [4, 5].

Результаты проведенных исследований позволили обосновать комплексный подход к изучению механизмов разрушения, построению моделей раскрытия, оценке содержания рудных минералов в сростках, анализу гранулометрического состава и пространственному распределению их зерен и др. (рисунок 1).

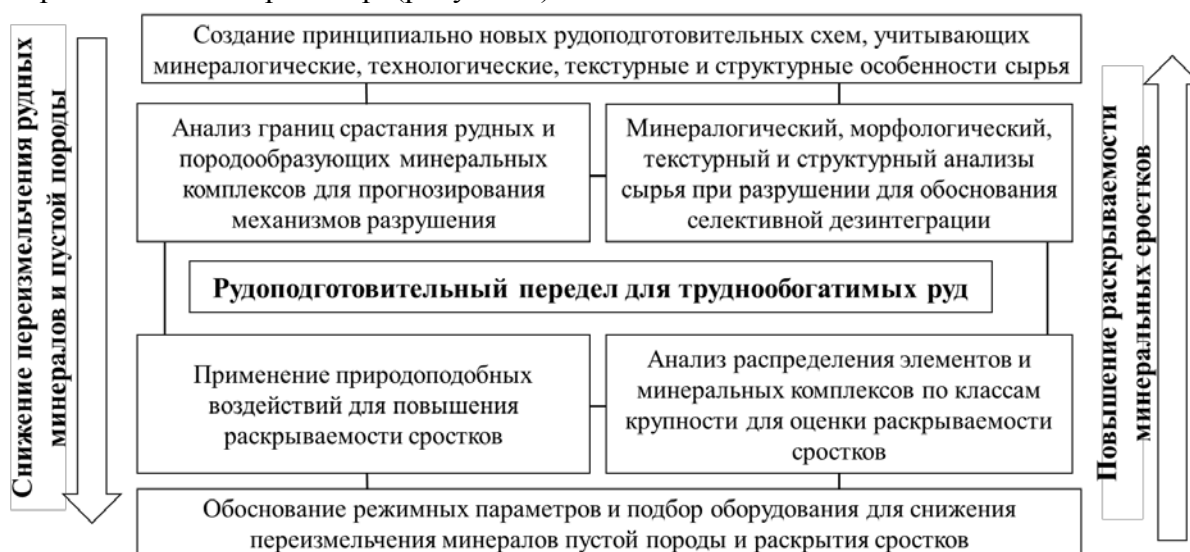


Рисунок 1 - Комплексный подход к рудоподготовительному переделу для труднообогатимых руд

Установлено, что технология рудоподготовки с применением пресс-валков высокого давления, благодаря ее энергоэффективности, давно и успешно конкурирует с технологией полусамоизмельчения, особенно при переработке железных руд, позволяя вывести часть пустой породы на этапе предконцентрации и снизить затраты на последующее измельчение и обогащение.

Объемное разрушение в данных аппаратах в сочетании с последующей пневматической классификацией повышает вероятность селективной сепарации и в некоторых случаях позволяют исключить последующее шаровое измельчение на фабриках, что революционизирует процессы рудоподготовки.

Изучение минералогических, текстурных и структурных особенностей рудного сырья, содержащего благородные и цветные металлы позволило обосновать возможность применения селективной дезинтеграции для различных типов минерального сырья. Углубленное изучение границ сростаний для рудных и порообразующих минералов, различие их в твердости и плотности, применение современного оборудования для изучения микротвердости объектов позволяет подтвердить и обосновать режимные параметры и оборудование для более полного раскрытия сростков [6]. Исследование закономерностей распределения элементов и минералов по классам крупности при рудоподготовительных операциях позволяет избежать переизмельчения сырья, что повышает эффективность дальнейшего обогатительного передела.

Основными особенностями руд цветных и благородных металлов являются: комплексность сырья, низкие содержания ценных компонентов, сложность и изменчивость вещественного состава руд.

Одной из наиболее перспективных областей для внедрения технологий, повышающих эффективность переработки, являются флотационные методы обогащения. Это обусловлено возможностью применения флотации для сепарации подавляющего большинства типов руд и гибкостью режимов.

Флотация руд цветных и благородных металлов является наиболее сложной с позиции прогнозирования ее эффективности, ввиду изменчивости свойств сырья, поступающего на обогащение.

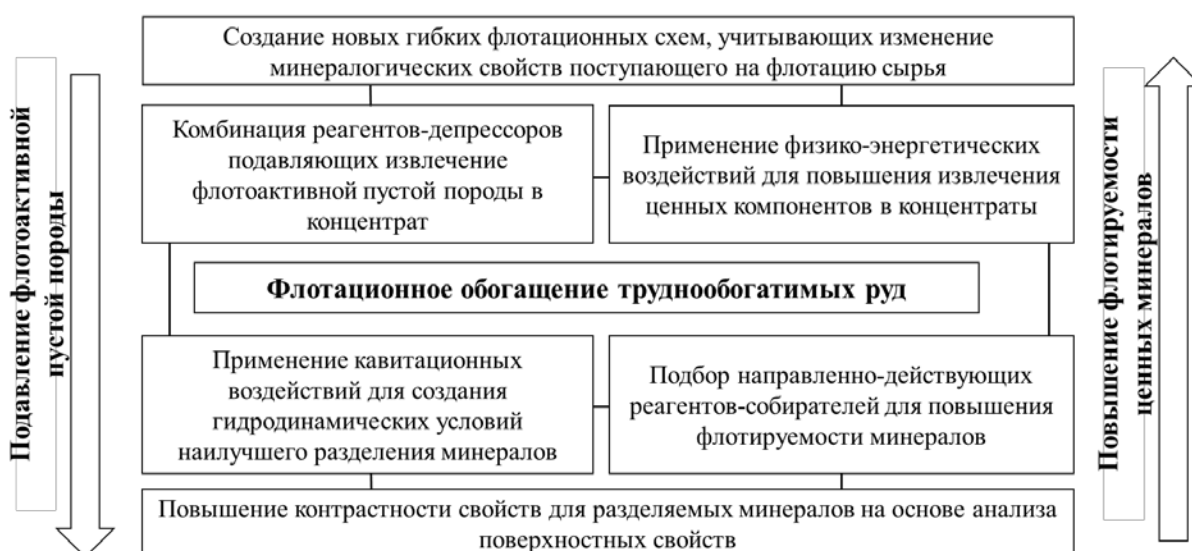
Ввиду сокращения количества месторождений легкообогатимых руд в переработку все чаще вовлекаются руды, относящиеся к категории труднообогатимых, переработка которых осложняется тонкой вкрапленностью ценных минералов и металлов в рудную минерализацию, а также в пустую породу, при этом характерно взаимное произрастание рудных минералов; повышенным содержанием пустой породы, которая также склонна к ошламованию и низкой контрастностью свойств разделяемых минералов, что обуславливает необходимость комплексного подхода к флотации данного типа руд, учитывающего все особенности сырья.

Исследование минерального сырья различного генезиса, характеризующегося низким значением извлечения ценных компонентов в концентрат и относящегося трудной обогатимостью, позволило установить склонность порообразующих минералов к ошламованию при измельчении, что приводит к загрязнению флотационных концентратов пустой породой. При этом невозможность применения операций дешламации объясняется склонностью к ошламованию также и ряда рудных минералов, в том числе халькопирита, арсенопирита и др.

Исследования по изучению извлечения воды в концентрат позволили установить корреляционную зависимость данного параметра с крупностью флотируемых частиц [7]. Проведенные исследования флотации с полным реагентным режимом и только с применением пенообразователей позволили определить, что для пустой породы характерен не только механический вынос, но также и флотационная активность, что требует подбора депрессоров направленного действия.

Большое разнообразие флотационных реагентов-собирателей, в том числе разнообразие реагентов в пределах одного гомологического ряда, приводит к необходимости изучения влияния данных собирателей на поверхностные свойства минералов, не только с позиции определения краевого угла смачиваемости, но более углубленного изучения влияния реагентов на дисперсную и полярную составляющие для подбора реагентов обладающих высокой гидрофобизирующей способностью. Используя различные реагенты с обоснованными диапазонами расходов и в обоснованных комбинациях, позволяет повысить флотируемость рудных минералов [7, 8].

Комплексный подход к флотационному обогащению труднообогатимых руд представлен на рисунке 2, основой которого является не только повышение флотируемости ценных минералов в концентрат, но также и подавление флотоактивной пустой породы. Обоснована комбинация реагентов-депрессоров направленного действия для подавления флотоактивной порообразующей минерализации, позволяющая повысить качество флотационных концентратов путем снижения извлечения в них пустой породы, не снижая при этом извлечение ценных компонентов.



*Рисунок 2 - Комплексный подход к флотационному обогащению труднообогатимых руд*

Современные направления исследований в области интенсификации процессов переработки сырья включают также применение различных видов воздействия, в том числе физико-энергетических, что позволяет повысить эффективность переработки сырья.

Разработана технология переработки углеродистых упорных сульфидных благороднометалльных руд, основанная на применении токов сверхвысокой частоты (СВЧ) на продукты флотационного обогащения, позволяющая повысить извлечение ценных компонентов в концентрат. Выявлены и обоснованы два направления применения



СВЧ воздействия на сырье, обеспечивающие укрупнение низкоразмерных структур благородных металлов, на примере углеродистых концентратов и снижение упорности сульфидных флотационных концентратов за счет термической деструкции наиболее сорбционно-активной углеродистой составляющей [9].

Предложена методика комплексной оценки физико-энергетического воздействия на исходное сырье и продукты переработки, позволяющая количественно оценить степень воздействия на сырье, оценить процессы активации и деструкции образцов и компонентов в них. Разработанная методика включает проведение термогравиметрического анализа образцов до и после воздействия не менее чем при трех скоростях нагрева в воздушной среде и обработку полученных данных с применением интегрально-кинетического и дифференциального метода анализа для расчета энергии активации процесса.

Таким образом, полученные результаты могут стать фундаментальной основой при разработке технологических решений для обогащения и переработки труднообогатимого минерального сырья различного состава и происхождения.

#### *Список использованных источников*

1. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. – 2014. – № 2. – С.3-9.
  2. Litvinenko V.S., Sergeev I.B. Innovations as a Factor in the Development of the Natural Resources Sector // Studies on Russian Economic Development, 2019, vol. 30, no. 6, pp. 637-645.
  3. O'Connor, C., Alexandrova, T. (2021). The geological occurrence, mineralogy, and processing by flotation of platinum group minerals (PGMs) in South Africa and Russia. Minerals, 11(1), 1-15.
  4. Aleksandrova, T., Nikolaeva, N., Afanasova, A. et al. (2021). Selective disintegration justification based on the mineralogical and technological features of the polymetallic ores. Minerals, 11(8), 851.
  5. Александрова Т.Н., Николаева Н.В., Кузнецов В.В. Исследование прочностных свойств золотосодержащей руды Бамского месторождения // Горный журнал. 2021. № 11. С. 27-33.
  6. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Кузнецов В.В. и др. Исследование процессов селективной дезинтеграции медно-никелевых руд Заполярного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12. – С. 73-87.
  7. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Кузнецов В.В. и др. Выбор параметров флотации сульфидных медно-никелевых руд на основе анализа распределения компонентов по флотирруемости // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. № 1. С. 131-147.
  8. Aleksandrova T.N., Orlova A.V., Taranov V.A. Current Status of Copper-Ore Processing: A Review // Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2021, vol. 62, no. 4, pp. 375-381.
  9. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Николаева Н.В. Низкоразмерные структуры благородных и цветных металлов и методы их селективной сепарации // Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. – Т. 13. – №. 2. – С. 161-169.
- 

## **SELECTIVE DISINTEGRATION AND SEPARATION OF ORES OF NON -FERROUS AND NOBLE METALS**

*Aleksandrova T.N.*

At present, the main challenge for the modern processing industry is the need to adapt the applied technological solutions to the varying structure of the mineral resource base. Deteriorating mineralogical and technological characteristics of raw materials, as well as an increasing share of hard-to-beneficiated ores, predetermines the need to develop modern scientific and technological foundations that allow involving new types of raw materials in processing and improving the existing technologies for their processing. The paper presents the results of the development of effective environmentally safe technologies for the recovery of non-ferrous and noble metals from mineral raw materials of various genesis.

---

## **СОЗДАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ РУД РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ НА ОСНОВЕ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ СЛОЖНЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ КОМПЛЕКСОВ**

*Курков А.В., Ануфриева С.И., Рогожин А.А.*

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; rogojin@vims-geo.ru

*Представлены результаты разработки технологий флотационного обогащения двух типов комплексных редкометалльных руд, содержащих трудноразделяемые минеральные комплексы, включающие фенакит, берtrandит, флюорит, карбонатные минералы, везувиан в апокарбонатных метасоматитах и бастнезит, ортит, и бериллиевый минерал - клейофан в полевошпатовых метасоматитах. Для данных типов руд разработаны эффективные технологические режимы получения концентратов флотационного обогащения с применением фосфорсодержащего реагента из класса диалкилфенилполиэтиленгликолевых эфиров фосфорной кислоты. Получены высокосортные бериллиевый (10% BeO) и флюоритовый (97% CaF<sub>2</sub>) концентраты, а также коллективный редкоземельно-бериллиево-литиевый концентрат, пригодный для получения из него качественной товарной гидрометаллургической продукции.*

Россия обладает крупными запасами редкометалльных руд, но по сложности состава и качеству они являются более труднообогатимыми в сравнении с рудами эксплуатируемых зарубежных месторождений [1,2]. Так, создание собственного бериллиевого производства в России из рудного сырья требует вовлечения в переработку руд месторождений, представленных комплексами тонкозернистых минералов с близкими технологическими свойствами [3].

Наиболее перспективными для разработки являются бериллий-флюоритовые руды в апокарбонатных метасоматитах (руда I типа). Они представлены рудами фенакит-берtrandитового типа, отличающимися высоким содержанием бериллия и содержат сопутствующий ценный компонент – флюорит [1]. Сложностью переработки руд этого типа является недостаточная селективность жирнокислотных собирателей, особенно для получения высококачественных флюоритовых концентратов из руд с низким карбонатным модулем (менее 2-3).

Для получения редкоземельной продукции определенный интерес представляют руды редкоземельно-бериллиевого типа в полевошпатовых метасоматитах [1]. Эти руды имеют комплексный состав, включающий наряду с редкоземельными металлами бериллий и литий, что представляет определенную перспективу для расширения минерально-сырьевой базы производства редких металлов [2].

Руды такого типа в мире не перерабатываются. Технологические свойства основного бериллиевого минерала - клейофана практически не изучены. Технологии обогащения представленных типов редкометалльных руд требуют решения проблемы селективного флотационного разделения слагающих их специфических минеральных комплексов.

**Характеристика объекта исследований (руды I типа).** Исследования проводились на рудах I типа с использованием 2 проб исходной бериллиево-флюоритовой руды с различным содержанием основных компонентов. Проба 1 является представительной по содержанию бериллия, а проба 2 характеризует участки месторождения с пониженным содержанием бериллия. Кроме того, эти пробы руды характеризуют возможные колебания

содержаний кальцита, флюорита и бериллиевых минералов. Химический и минеральный составы проб приведен в таблице 1.

Таблица 1 - Характеристика проб руды I типа

Химический компонент	Содержание, масс. %		Минерал	Содержание, масс. %	
	Проба 1	Проба 2		Проба 1	Проба 2
BeO	1,22	0,72	Флюорит	32,5	20,6
SiO <sub>2</sub>	39,42	40,15	Полевые шпаты	31,6	38,0
K <sub>2</sub> O	2,9	2,90	Кварц	8,4	10,0
Na <sub>2</sub> O	1,61	2,17	Везувиан	9,3	10,4
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	10,56	10,84	Карбонаты (кальцит, доломит)	8,5	12,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4,29	4,23			
FeO	1,18	1,59	Сульфиды	2,9	2,0
MgO	1,99	2,32	Слюда	0,8	1,0
MnO	0,24	0,22	Апатит	0,5	0,4
CaO	28,64	24,24	Гидроокислы Fe	2,2	3,0
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,19	0,16	Фенакит, Берtrandит	2,5	1,6
п.п.п.	5,1	6,57	Прочие	0,8	1,0
ИТОГО	97,34	96,11		100,0	100,0
CaF <sub>2</sub>	32,99	20,61			
CaCO <sub>3</sub>	8,28	11,59			
Собщ.	1,68	1,10			

По минеральному составу пробы близки между собой. Различия связаны с содержанием в них основных минералов, главным образом бериллиевых минералов, флюорита и соотношением содержания флюорита и карбонатов.

Основной промышленный компонент руд – бериллий заключен, главным образом, в двух бериллиевых минералах – берtrandите и фенаките, находящихся в пробах практически в равных количествах.

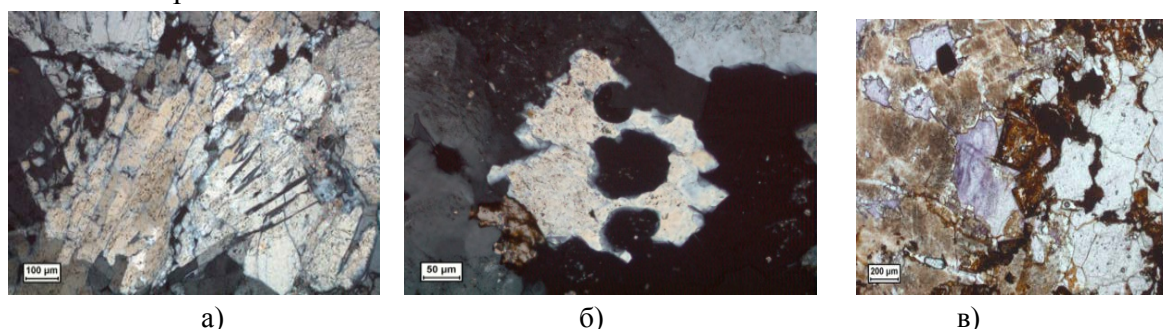


Рисунок 1 - Бериллиевые минералы:

а) сноповидные сростки призматических кристаллов фенакита (бледно-желтое) в тонких страданиях с кварцем (серое); б) коррозия берtrandита кварцем и флюоритом: берtrandит - бледно-желтое, кварц - серое, флюорит - черное. Николи скрещены; в) коррозия флюоритом (сиреневое и белое) калиевого полевого шпата (светло-бурое). Проходящий свет, николи параллельны

Фенакит присутствует в виде радиально-лучистых сростков (рисунок 1 а), имеющих зональное строение. Интенсивно замещается кварцем и флюоритом, реже – карбонатом. Берtrandит присутствует в виде зерен таблитчатой, пластинчатой и призматической

формы, часто образующих агрегаты с рудообразующими минералами (калиевым полевым шпатом, карбонатами, кварцем).

Участками наблюдается коррозия бертрандита кварцем, флюоритом и карбонатом (рисунок 1 б). Флюорит присутствует в виде изометричных зерен размером до 2,8 мм, находящихся в тесных сростаниях с бериллиевыми и рудообразующими минералами. Последние в виде зерен и кристаллов заполняют межзерновые промежутки флюорита. Флюорит также присутствует в виде мелких вростков в крупных ксеноморфных выделениях кварца или фенакита. Флюорит корродирует калиевый полевой шпат (рисунок 1 в) и карбонат.

Главные рудообразующие минералы представлены полевыми шпатами, кальцитом кварцем и везувианом. Карбонаты (кальцит, доломит) присутствуют в виде ксеноморфных выделений, иногда – ромбоэдрических кристаллов. Встречаются в тесной ассоциации с калиевым полевым шпатом. Нередко карбонаты содержат включения флюорита, бертрандита и кварца. По содержанию флюорита и карбонатов проба 1 относится к рядовым флюоритовым рудам (карбонатный модуль 3,9), тогда как проба 2 - к труднообогатимым сильнокарбонатным флюоритовым рудам (карбонатный модуль -1,8).

В пробах отмечается высокое содержание везувиана – сложного островного силиката кальция и алюминия формулы:  $Ca_{10}(Mg,Fe)_2Al_4[OH_4(SiO_4)_5(Si_2O_7)_2]$ .

Технологические свойства этого минерала недостаточно изучены. Данный минерал содержит до 1,5% F. Состав везувиана определяет сложность его разделения как с флюоритом, так и с бериллиевыми минералами. Содержание сульфидов и апатита в пробах невысокое, однако, за счет них может происходить загрязнение флюоритового концентрата серой и фосфором. Флюорит практически полностью (90 %) обособляется при крупности 0,315 мм.

Бериллиевые минералы находятся в сростании с кварцем, кальцитом и полевыми шпатами. При крупности 0,1 мм практически все минералы находятся в свободной форме, за исключением небольшого количества зерен (5-10%), представляющих смесь мельчайших выделений различных минералов, пропитанную гидроокислами железа.

**Характеристика объекта исследований (руды II типа).** Проба руды II типа, отобранная для исследований, является представительной для основного рудного тела и характеризуется сложным комплексным составом. Химический и минеральный составы пробы приведены в таблице 2.

Главными полезными компонентами являются бериллий и редкие земли, представленные собственными минералами, соответственно, лейкофаном и бастнезитом и в меньшей степени ортитом. Редкие земли в руде пробы представлены в основном цериевой группой. Редкометальная минерализация локализована преимущественно в массивных метасоматитах с переменным содержанием главных породообразующих минералов (полевого шпата, кварца, амфибола и пироксена). Структура пород — тонко-мелкозернистая, иногда порфиоровая, в основном гипидиоморфнозернистая.

Лейкофан встречается в виде белых, бесцветных агрегатов различной формы, сформированных зернами иногда со слабо проявленными кристаллографическими очертаниями. Отмечается весьма неравномерная рассеянная вкрапленность минерала в кварце и полевоом шпате, иногда в амфиболе. Размер агрегатов лейкофана достигает 0,1 мм (в единичных случаях 0,3 мм). Размер зерен лейкофана не превышает 0,04 мм.

Таблица 2 - Характеристика пробы руды II типа

Химический компонент	Содержание, масс. %	Минерал	Содержание, масс. %
ΣP3O	1,50	Плагиоклаз	48,14
BeO	0,34	Кварц	10,0
Li <sub>2</sub> O	0,25	Калиевый полевой шпат	4,0
SiO <sub>2</sub>	59,65	Амфибол	16,0
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,26	Пироксен (диопсид)	7,0
Na <sub>2</sub> O	6,92	Слюда	2,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,81	Сидерит	3,0
MgO	5,48	Кальцит	1,0
CaO	4,35	Монтмориллонит	5,2
MnO	1,19	Лейкофан	2,8
F	0,79	Бастнезит	1,86
TiO <sub>2</sub>	0,66	Ортит	0,4
K <sub>2</sub> O	0,52	Апатит	0,3
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,14	Гетит	1,0
Y	0,094	Сумма	100,0
U	0,010		
Th	0,0042		
Sc	0,0012		
S <sub>общ.</sub>	< 0,02		
п.п.п.	4,11		

Бастнезит присутствует в виде отдельных уплощённых кристаллов или зернистых масс. Встречается в тесной ассоциации с амфиболом, несколько реже кварцем, полевым шпатом. В материале крупностью  $-0,1+0,074$  мм отмечается более 80% условно свободных зерен минерала. Ортит встречается в виде самостоятельных выделений неправильной формы, черного цвета размером от 0,04 до 0,3 мм.

Содержание полезных минералов незначительно, они тесно ассоциируют с породообразующими минералами, в которых образуют неравномерную вкрапленность.

Литий связан с главным породообразующим минералом — амфиболом, поэтому его селективное концентрирование в продуктах обогащения невозможно.

Минералогические особенности данной руды в целом, и рудных минералов в частности, определяют ее трудную обогатимость.

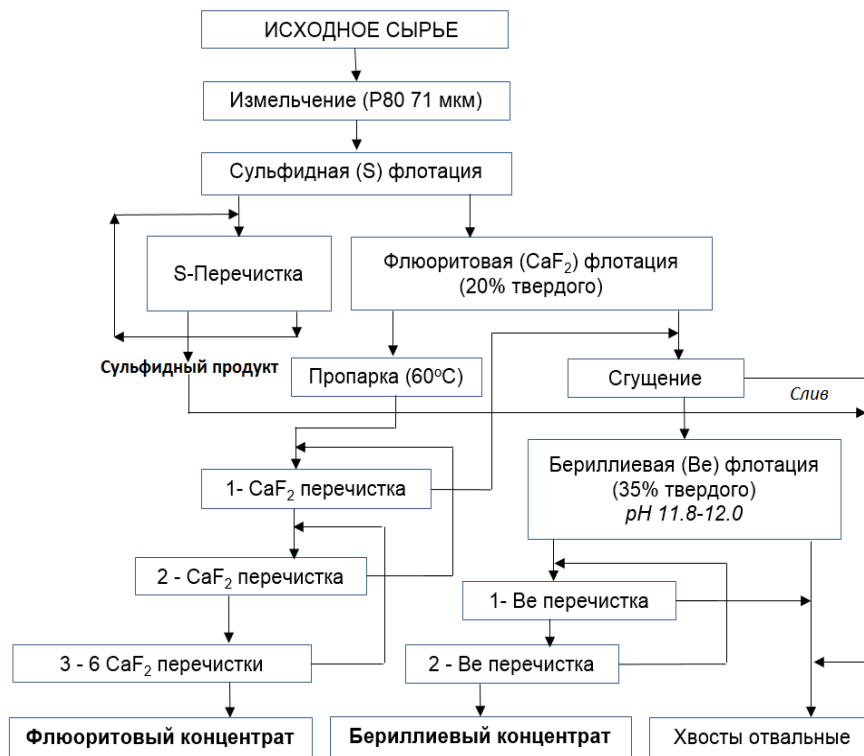
**Материалы и оборудование.** Исследования по флотации в лабораторных условиях проведены на навесках рудного материала массой 1 кг во флотомашинах пневмомеханического типа с объемом камер на основных операциях – 3 л, на перемешивании – 1,5-1,0 л. Сгущение пульпы перед операциями флотации осуществлялось на лабораторной установке в длинноконусном гидроциклоне. Исследования проводились с использованием технической воды с общей жесткостью не более 1,5 мг-экв./л.

В качестве реагентов-модификаторов использованы традиционные для практики флотационного обогащения несulfидных руд реагенты: Na<sub>2</sub>S, Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, NaOH, стекло натриевое жидкое (ЖС), триполифосфат натрия (ТПФ); собиратели - бутиловый

ксантогенат калия (БКХ) и кислоты жирные талловые (ЖКТМ); пенообразователь – оксанол Т-92 (этоксилат алифатических спиртов фракции C<sub>8</sub>-C<sub>10</sub>). На операциях сгущения использован: Praestol 2530. В качестве нового собирателя для данных типов руд изучен реагент ФН6Б из класса диалкилфенилполиэтиленгликолевых эфиров фосфорной кислоты. С применением собирателей этого класса разработаны эффективные технологические режимы обогащения флюоритовых, редкометалльных, и железных руд [4-6].

В процессе разработки технологических схем флотационного обогащения бериллиевых руд был проведен комплекс исследований по отработке в замкнутом цикле параметров процесса и реагентного режима сульфидной, флюоритовой и бериллиевой флотации применительно к пробам руд I типа и редкоземельной и бериллиевой флотации для руды II типа.

**Технология флотационного обогащения бериллиево-флюоритовых руд.** В результате проведенных исследований на Пробе 1 и Пробе 2, характеризующейся пониженным содержанием как флюорита, так и оксида бериллия, определен практически одинаковый технологический и реагентный режим. Разработанная технология включает 3 цикла: сульфидной, флюоритовой и бериллиевой флотации (рисунок 2).



*Рисунок 2 - Схема флотационного обогащения бериллиево-флюоритовых руд*

Сульфидная флотация проводится в традиционном режиме с использованием: Na<sub>2</sub>S; БКХ и Т-92. Флюоритовый цикл включает обработку реагентами, основную флотацию флюорита с использованием ЖС и ФН6Б, пропарку при 60°C пенного продукта основной флотации и 5-6 его перечисток [4].

**Бериллиевый цикл.** На основании ранее проведенных исследований [7-9] установлено, что успешная флотация бериллиевых минералов при использовании жирнокислотных собирателей основана на связывании кальция во флотационной пульпе с применением регуляторов Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, NaOH и ТПФ при pH пульпы ~11,8-12,0. Бериллиевый цикл включает

предварительное сгущение питания флотации в гидроциклоне. Слив гидроциклона для обеспечения минимальных потерь оксида бериллия подвергался сгущению с подачей флокулянта Praestol в количестве 0.004 кг/м<sup>3</sup>. Результаты испытаний показали, что оптимальный расход ЖКТМ составляет 1,5 кг/т руды. 1 и 2-ая перечистки концентрата основной флотации проводились с добавлением NaOH в количестве 0,3 и 0,2 кг/т, соответственно.

В таблице 3 приведены полученные результаты флотационного обогащения проб бериллиево-флюоритовой руды в замкнутом цикле.

Таблица 3 – Показатели флотационного обогащения Пробы 1 и Пробы 2, масс. %

Продукты	Выход	CaF <sub>2</sub>		BeO		CaCO <sub>3</sub>		S <sub>общ.</sub>	
		содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение	содержание	извлечение
<b>Проба 1</b>									
Сульфидный продукт	4,4	12,66	1,7	0,318	1,2	3,32	1,80	32,500	85,1
CaF <sub>2</sub> -концентрат (5 перечисток)	28,3	97,50	84,9	0,080	1,5	0,80	2,85	0,09	1,5
Питание Be флотации	67,3	6,44	13,4	1,670	97,3	11,25	95,35	0,334	13,4
Be- концентрат	9,3	15,66	4,5	11,06	88,9	13,04	15,30	0,080	0,5
Отвальные хвосты	58,0	4,96	8,9	0,167	8,4	10,97	80,05	0,374	12,9
Исходная руда	100,0	32,48	100,0	1,160	100,0	7,95	100,0	1,680	100,0
<b>Проба 2</b>									
Сульфидный продукт	3,8	9,9	1,8	0,234	1,2	5,75	2,1	24,200	83,6
CaF <sub>2</sub> -концентрат (6 перечисток)	15,2	96,8	72,0	0,070	1,5	1,50	2,2	0,080	1,1
Питание Be флотации)	81,0	6,6	26,2	0,875	97,3	12,18	95,7	0,203	15,3
Be -концентрат	6,0	24,7	7,2	10,250	84,45	10,13	5,9	0,070	0,4
Отвальные хвосты	75,0	5,2	19,0	0,125	12,85	12,34	89,8	0,219	14,9
Исходная руда	100,0	20,47	100,0	0,728	100,0	10,31	100,0	1,100	100,0

Из полученных результатов следует, что проведение сульфидной флотации более чем на 83 % сокращает содержание серы в питании флюоритовой флотации, что обеспечивает низкое содержание серы в конечном флюоритовом концентрате (0.08-0.09 %).

Флюоритовый концентрат, полученный с использованием собирателя ФН6Б, как на руде Пробы 1, так и Пробы 2, по содержанию основного вещества (CaF<sub>2</sub>) и примесей соответствовал марке ФФ-95А по ГОСТ 29219-91 для химической и стекольной промышленности с извлечением 84.9 и 72 % соответственно.

Из хвостов флюоритового цикла получен бериллиевый концентрат высшего сорта (10.25-11.06 % BeO) при извлечении оксида бериллия 84.5 % (Проба 2) и 88,9 % (Проба-1). Полученные концентраты успешно перерабатываются по автоклавно-мембранной технологии с получением гидроксида бериллия [8].

**Технология флотационного обогащения бериллиево-редкоземельных руд.** Предварительное комплексное исследование обогатимости пробы руды методами гравитационного, магнитного и флотационного обогащения показало преимущество последнего [2].

Разработанная схема флотации редкоземельно-бериллиевой руды (рисунок 3) содержит следующие основные операции: основная и контрольная редкоземельные флотации с одной перечисткой пенных продуктов; сгущение хвостов и репульпация сгущенного продукта [2, 9], бериллиевая флотация; сгущение конечных продуктов с направлением коллективного концентрата на гидрометаллургический передел.



*Рисунок 3 - Технологическая схема обогащения редкоземельно-бериллиевой руды*

В основную РЗМ флотацию подаются следующие реагенты:  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ , ЖС, комбинированный собиратель (КС) на основе ФН6Б и ЖКТМ - 0.2; в контрольную РЗМ флотацию - КС - 0.1; в РЗМ перечистку - ЖС. Бериллиевая флотация проводится после обработки пульпы реагентами:  $\text{NaOH}$ ; ТПФ; ЖКТМ. Результаты обогащения руды представлены в таблице 4. В результате флотационного обогащения руды получен объединенный коллективный концентрат содержанием 5.2 %  $\Sigma\text{PZO}$  при извлечении 88.3 % от руды, в который также извлекается 48.6 %  $\text{BeO}$  (при содержании 0.65 %), 54.5 %  $\text{Y}_2\text{O}_3$  (при содержании 0.25 %) и 32.9 %  $\text{Li}_2\text{O}$  (при содержании 0.32 %). Следует отметить, что извлечение бериллия в коллективный концентрат в этих условиях соответствует данным раскрытия лейкофана при крупности измельчения руды -0,1 мм. Частичный переход лития в концентрат связан с наличием в нем амфибола.

*Таблица 4 - Показатели флотационного обогащения руды II, масс. %*

Продукт	Выход	Содержание				Извлечение			
		$\Sigma\text{PZO}$	$\text{BeO}$	$\text{Y}_2\text{O}_3$	$\text{Li}_2\text{O}$	$\Sigma\text{PZO}$	$\text{BeO}$	$\text{Y}_2\text{O}_3$	$\text{Li}_2\text{O}$
РЗМ-концентрат	11,07	11,21	0,77	0,480	0,086	82,49	25,07	44,89	3,81
Be-продукт	14,56	0,60	0,55	0,079	0,500	5,79	23,55	9,63	29,12
<b>Коллективный концентрат</b>	<b>25,63</b>	<b>5,18</b>	<b>0,65</b>	<b>0,250</b>	<b>0,320</b>	<b>88,27</b>	<b>48,62</b>	<b>54,53</b>	<b>32,93</b>
Хвосты	74,37	0,24	0,23	0,070	0,230	11,73	51,38	45,47	67,07
Руда	100,0	1,50	0,34	0,119	0,250	100,0	100,0	100,0	100,0

Проведенные гидрометаллургические исследования показали принципиальную возможность получения из коллективного концентрата гидроксида бериллия, суммарного



концентрата оксидов РЗЭ и карбоната лития.

Таким образом, в результате проведенных исследований разработаны технологии флотационного обогащения сложных комплексных редкометалльных руд различного вещественного состава с использованием фосфорсодержащего собирателя – ФН6Б. Разработанный режим флотации бериллиево-флюоритовых руд позволяет получать высокосортные флюоритовые и бериллиевые концентраты, несмотря на различия в их составе трудно разделяемых бериллиевых минералов: флюорита, карбонатов и везувиана.

Разработана достаточно простая технология обогащения редкоземельно-бериллиевых руд, включающая новый эффективный режим редкоземельной флотации и доизвлечение клейофана по аналогии с извлечением фенакита и бертрандита.

#### *Список использованных источников*

1. Куприянова И.И., Шпанов Е.П. Бериллиевые месторождения России. 2011, М.: ГЕОС, 353 с.
2. Курков А.В., Ануфриева С.И., Рогожин А.А. Технологическое обеспечение переработки нетрадиционных видов минерального сырья // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019): Материалы Международного совещания. Иркутск, ООО «Репроцентр А1», 2019, С. 42-45.
3. Ефанова Е.П. Перспективы создания и развития бериллиевой промышленности в России // Бюллетень иностранной коммерческой информации. 2015, БИКИ № 3, с. 14-26
4. Kurkov A.V., Pastukhova I.V. (2008) "Collector for flotation of fluorite ores", *RU Patent* 2319550.
5. Kurkov A.V., Pastukhova I.V. (2010) "Flotation method for ores of rare metal and tin", *RU Patent*, no. 238107
6. Kurkov A.V., Zvonarev Ye.N., Sherbakova, S.N. et al. (2012) «Flotation method for hematite iron ores and products,» *RU Patent*, no. 2494818, Bull. no. 28, 2013
7. Пикалов М.Ф., Курков А.В., Пастухова И.В. Проблемы комплексной переработки бертрандит-фенакит-флюоритовых руд и способы их решения // Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья. (Плаксинские чтения 2010). - Москва: УРАН ИПКОН РАН, 2010, с. 251-254.
8. Matyasova, V.E, Trubakov, Yu.M. et al. Technologies for the Beryllium Concentrate and Beryllium Hydroxide Production from Phenakite–Bertrandite Mineral Raw Material. *Journal of Mining Science*. 2018, Vol. 54, No. 5, pp. 831–839.
9. Kurkov A.V., Anufrieva S.I., Rogozhin A.A. Flotation technologies for the extraction of complex beryllium ores. XXX International Mineral Processing Congress 18-22 October 2020 Cape Town, South Africa (IMPC 2020). IMPC Congress Proceedings, The Southern African Institute of Mining and Metallurgy (SAIMM), 2021, pp. 1775-1785. ISBN 978-1-928410-21-8.

---

### **DEVELOPING TECHNOLOGIES FOR INTEGRATED PROCESSING OF RARE METAL ORES BASED ON FLOTATION SEPARATION OF COMPLEX MINERAL COMPLEXES**

*Kurkov A.V., Anufrieva S.I., Rogozhin A.A.*

The work summarizes the results of the development of flotation enrichment technologies for two types of complex rare-metal ores containing difficult-to-separate mineral complexes, including phenakite, bertrandite, fluorite, carbonate minerals, vesuviane in apocarbonate metasomatites, bastnaesite, orthite, and the beryllium mineral cleophane in feldspar metasomatites. Efficient technology processes for the flotation enrichment based on using a phosphorus-containing reagent from the class of (dialkylphenyl)polyethyleneglycol esters of phosphoric acid have been developed for processing these ores. High-grade beryllium (10% BeO) and fluorite (97% CaF<sub>2</sub>) concentrates were obtained, as well as a collective REE-beryllium-lithium concentrate ready for downstream hydrometallurgical processing into high-grade commercial products.

---

**ОБОСНОВАНИЕ МЕТОДИЧЕСКОГО ПОДХОДА К ИЗУЧЕНИЮ МЕХАНИЗМА  
ВОЗДЕЙСТВИЯ ХЕЛАТООБРАЗУЮЩИХ РЕАГЕНТОВ НА НИЗКОРАЗМЕРНЫЕ  
МИНЕРАЛЬНЫЕ КОМПЛЕКСЫ ЦВЕТНЫХ И БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ\***

*Матвеева Т.Н.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: [tmatveyeva@mail.ru](mailto:tmatveyeva@mail.ru)

*Сформулирован методический подход к изучению механизма физико-химического воздействия новых хелатообразующих реагентов на низкоразмерные минеральные комплексы цветных и благородных металлов. в процессах переработки труднообогатимых руд.*

Одной из проблем современной минерально-сырьевой базы цветных и благородных металлов как в России, так и за рубежом является снижение содержания ценных компонентов в исходном сырье, увеличение количества трудно извлекаемых минералов, тонкое взаимное прораствание рудных минералов и вмещающих пород - все это требует разработки высокоэффективных технологий и вовлечение в переработку новых видов сырья.

Актуальной технологической, экономической и экологической задачей горно-металлургических предприятий является повышение полноты извлечения цветных и благородных металлов из первичных руд и техногенных минеральных образований: накопленных и текущих отходов горно-металлургических производств с одновременным снижением нагрузки на окружающую среду. Различные минеральные формы целевых металлов, тонкая вкрапленность, изменчивость физико-химических и адсорбционных свойств минералов являются природными причинами, осложняющими эффективное применение традиционных технологий извлечения цветных и благородных металлов.

Учитывая комплексный вещественный состав и эмульсионную вкрапленность минералов в поликомпонентных рудах и хвостах их обогащения, переработка столь сложных минеральных объектов предполагает комбинированные технологические схемы, в которых флотационные методы играют ключевую роль.

Исследование механизма физико-химического воздействия хелатообразующих реагентов на низкоразмерные 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 целевых металлов с хвостами обогащения.

Анализ современного состояния рынка флотационных реагентов, применяемых при обогащении руд, содержащих цветные и благородные металлы, показал, что несмотря на наличие крупных российских производителей реагентов, таких как Волжский Оргсинтез (ксантогенаты и дитиокарбаматы), Квадрат Плюс (дитиофосфатов), Оргхим (сосновое масло) и других, ассортимент реагентов-собирателей повышенной селективности действия крайне ограничен и на отечественных обогатительных фабриках самым широко применяемым собирателем остается бутиловый ксантогенат.

---

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

В условиях санкционных ограничений остро стоит задача импортозамещения реагентов зарубежных производителей Cytex, Clariant, Solvay.

В последние годы вопросам подбора селективных собирателей и выяснению механизма их действия уделяется все большее внимание как в России, так и за рубежом [1-10]. 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 сульфидам цветных металлов [5-10].

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 [10-14].

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. Для анализа процессов физико-химического воздействия флотационных реагентов на микро- и наноразмерные включения золота и платины на поверхности сульфидов были впервые разработаны и усовершенствованы методики получения образцов минеральных комплексов, имитирующих природные сульфиды, содержащие «невидимое» или субмикронное золото или платину.

Целью данного исследования является разработка методического подхода к изучению механизма воздействия новых селективных реагентов на низкоразмерные минеральные комплексы цветных и благородных металлов при обогащении поликомпонентных руд и хвостов обогащения. Исследования проводятся на мономинеральных фракциях и природных низкоразмерных комплексах сульфидных минералов (галенит, сфалерит, пирит, халькопирит, арсенопирит) и пробах поликомпонентной золотосодержащей руды Малиновского месторождения, Находкинского рудного поля, хвостов обогащения Солнечного ГОКа.

Интенсификация флотационного извлечения промышленно ценных металлов из труднообогатимых поликомпонентных руд и хвостов обогащения основывается на установлении физико-химических изменений поверхности низкоразмерных минеральных комплексов сульфидных минералов и минералов, содержащих благородные металлы, при воздействии флотационных реагентов.

В данной работе изучаются реагенты-собиратели и модификаторы органического происхождения, обладающие хелатообразующими свойствами по отношению к ионам цветных и благородных металлов - растительные экстракты, производные дитиокарбаматов и модифицированный поливинилкапролактан. Реагенты этих класса 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 [11-14]. Например, дитиокарбаматы, в молекулах которых карбодитиовая группа связана с атомом азота N-C(S)SH, 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 [15].

Учитывая тонкую вкрапленность рудных минералов в породной составляющей и тесное взаимное прораствание сульфидных минералов в поликомпонентных рудах и, тем более в отходах обогащения, особое внимание следует уделить изучению характера вкрапленности рудных минералов, содержащих цветные и благородные металлы.

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 межзёренных границах с наиболее нарушенными атомными связями, дислокациями граничного окисления.

Применение комплекса методов УФ- и ИК-Фурье спектроскопии, аналитической сканирующей электронной и лазерной микроскопии и микро-энергодисперсионного анализа позволяет изучить адсорбционный слой реагента на поверхности минералов в условиях близких к флотационным и экспериментально обосновать механизм физико-химического воздействия хелатообразующих реагентов.

На примере анализа изображения поверхности аншлифа арсенопирита после адсорбции на нем эфира дитиокарбаминовой кислоты ЦЭДЭТК методом лазерной микроскопии (KEYENCE VK-9700) показано образование дискретных новообразований органической фазы в виде мелких капель высотой от 0,5 до 3 мкм и диаметром от 1 до 30 мкм (максимально 50 мкм) (рисунок 1).

Устойчивое закрепление реагента на минерале подтверждено сохранением новообразований при многократной отмывке аншлифа. Методом аналитической сканирующей электронной микроскопии (LEO 1420VP, Carl Zeiss) определено, что на поверхности пирита с золотом характерное закрепление реагента приурочено именно к золотинам.

На рисунке 2 видны ярко-светлые округлые золотины с темными каемками реагента, в энергодисперсионном спектре присутствуют Au и C органической фазы. Количественная оценка адсорбционного слоя ЦЭДЭТК на поверхности минералов выполненная по авторской методике [16] на основе анализа площади участков, занятых реагентом, позволяет оценить степень покрытия минерала реагентом. Установлено, что в одинаковых условиях эксперимента данная величина различна для разных минералов и может служить обоснованием возможности их селективного разделения при флотации.

Метод рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии (РФЭС), основанный на измерении энергетического спектра электронов, испускаемых с поверхности твердого тела под действием характерного рентгеновского излучения, позволяет детектировать химические сдвиги, обусловленные различием в молекулярном окружении атомов и, как следствие, определять их химическое состояние, собирая аналитический сигнал с глубин

до 3–8 монослоев, что в совокупности с ионным профилированием обеспечивает получение профилей распределения химического состава по глубине структур с разрешением 1–5 нм.

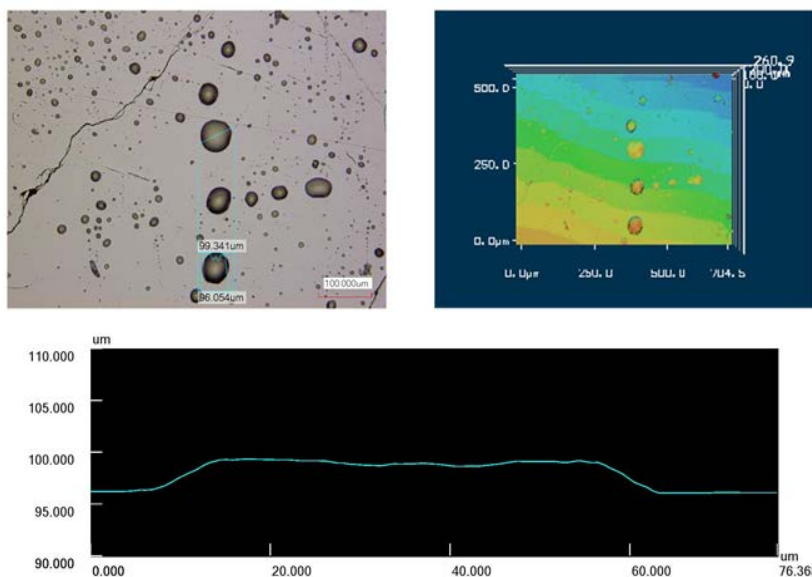


Рисунок 1 - Определение размеров новообразований реагента ЦЭДЭТК на поверхности анилифа арсенипирита (KEYENCE VK-9700)

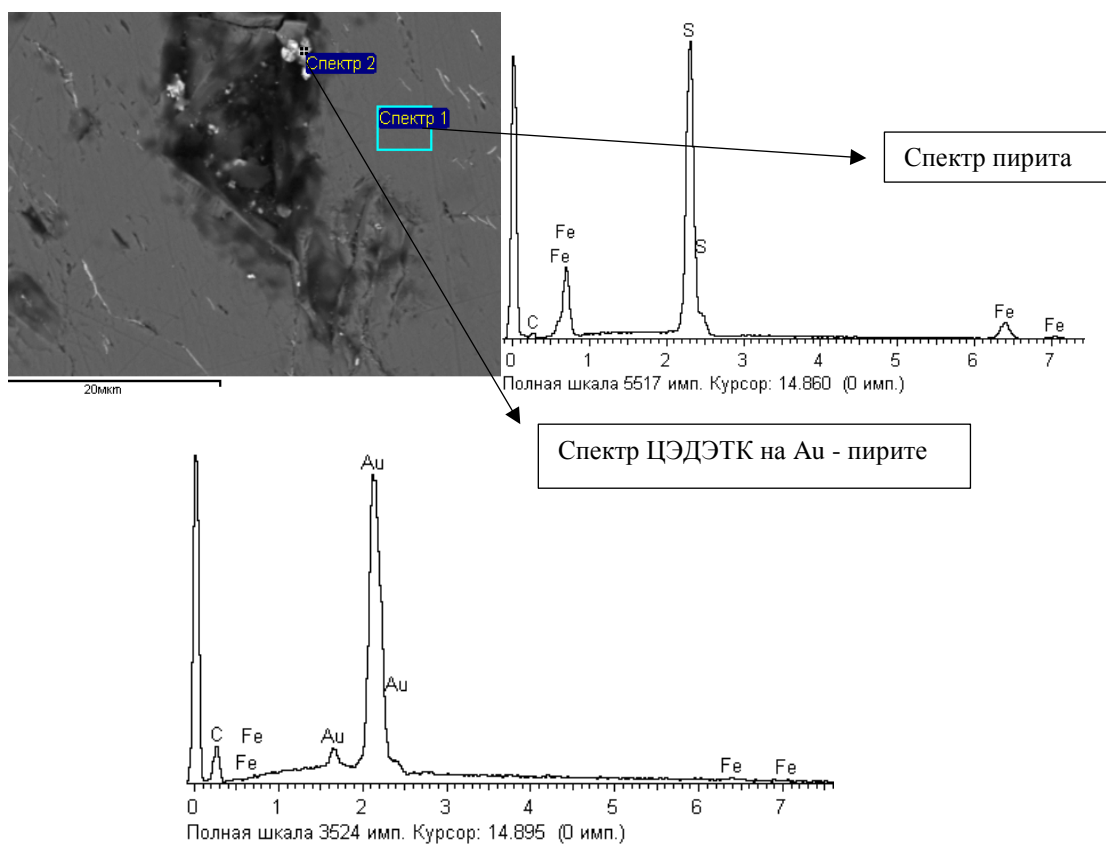


Рисунок 2 - Закрепление ЦЭДЭТК на пирите с Au (LEO 1420VP)

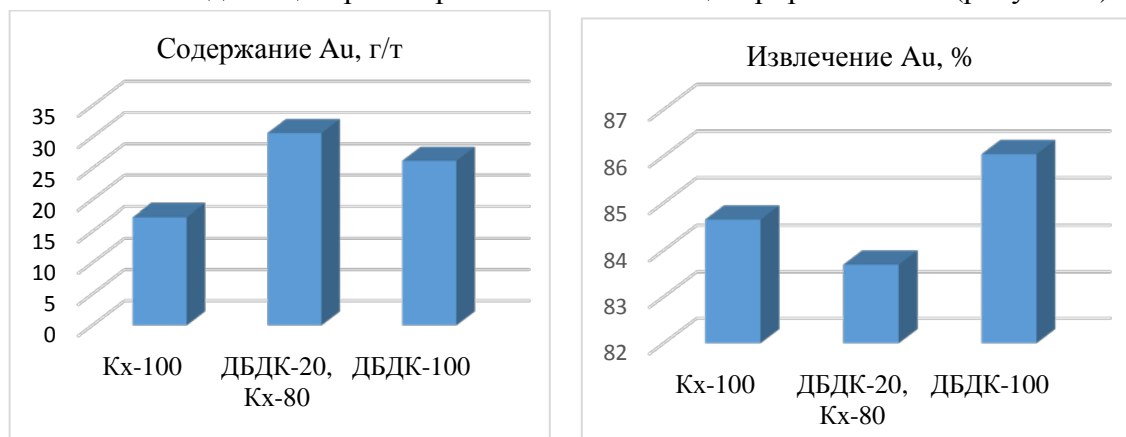
Таким образом, открывается широкий спектр возможностей химического анализа, позволяющего объяснить основные закономерности формирования структур, отслеживая

вариации фазового состава в сложных системах и на гетерограницах, количественно оценивать содержание компонентов.

Комплексная оценка характера вкрапленности рудных минералов и низкоразмерных минеральных комплексов в изучаемых минеральных объектах – рудах и хвостах обогащения позволит сформировать представление о типах минеральных ассоциаций, составе руд, морфологической характеристике зёрен и других структурных свойствах, напрямую влияющих на раскрытие рудных минералов. Исследование химического и фазового состава поверхности низкоразмерных минеральных комплексов цветных и благородных металлов, количественная оценка адсорбционного слоя хелатообразующих реагентов (растительные экстракты, дитиокарбаматы, поливинилкапролактан и его модификации) и гидрофобности поверхности позволит получить новые научные данные об условиях повышения контрастности флотационных свойств минеральных комплексов цветных металлов, в том числе содержащих благородные металлы, за счет переменных соотношений концентраций хелатообразующих реагентов, окислительно-восстановительного потенциала и щелочности среды.

Большое внимание будет уделено изучению и научному обоснованию условий, при которых происходит селективное закрепление новых реагентов на поверхности минералов цветных металлов (халькопирита, пирита, галенита, сфалерита, арсенопирита), разработке метода селективного концентрирования тонких фракций золота, минералов цветных металлов и ассоциированных с ними благородных металлов.

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 растет степень концентрирования Au (рисунок 3).



*Рисунок 3 – Технологические показатели флотации Au руды с заменой бутилового ксантогената на дибутилдитиокарбамат ДБДК*

Экспериментальные исследования флотируемости низкоразмерных минеральных комплексов с применением новых хелатообразующих реагентов в условиях мономинеральной и рудной флотации в комбинации с ультразвуковыми воздействиями, магнитной сепарацией и гравитационным обогащением позволят разработать рекомендации по применению растительных экстрактов, модификаций дитиокарбаматов и поливинилкапролакта в процессах флотационного извлечения цветных и благородных

металлов из упорных многокомпонентных руд и хвостов обогащения с целью повышения извлечения ценных компонентов и улучшения качества получаемых концентратов.

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.

#### *Благодарности*

**Автор выражает глубокую признательность канд. техн. наук В.В. Гетман, научным сотрудникам ИПКОН РАН Н.К. Громовой, А.Ю. Каркешкиной и Л.Б. Ланцовой, кандидатам геол.-минер.наук Е.В. Копорулиной и В.А. Минаеву за помощь в проведении исследований.**

#### *Список использованных источников*

1. Miki H., Hirajima T., Muta Y. et al. Investigation of reagents for selective flotation on chalcopyrite and molybdenite // Proc. of XXIX Int. Min. Proc. Congr. (IMPC 2018), 2019. – P. 1854 – 1861.
2. L.T. Tijsseling, Q. Dehaine, G.K. Rollinson, H.J. Glass. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // Minerals Engineering. Volume 138, July 2019, P. 246 – 256.
3. Lin Q, Gu G., Wang H. Recovery of molybdenum and copper from porphyry ore via isoflotability flotation // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. 2017. 27.I-10, pp. 2260 – 2271.
4. 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.
5. 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.
6. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады академии наук РАН. 2016. Т. 466. № 5. С. 599-562.
7. Рябой В.И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горный журнал. 2011. № 2. С. 49-53.
8. 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.
9. Yushina T.I., Purev B., D’Elia Yanes K.S. et al. Improvement of porphyry copper flotation efficiency with auxiliary collecting agents based on acetylene alcohols // Eurasian Mining. 2019. №1.
10. Chanturia V.A., Ivanova T.A., Getman V.V., and Koporulina E.V. Methods of minerals modification by the micro- and nanoparticles of gold and platinum for the evaluation of the collectors selectivity at the flotation processing of noble metals from the fine ingrained ores. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, 2015, (36).
11. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. 2018. № 7. С. 27 – 32.
12. Матвеева Т.Н., Чантурия В.А., Гетман В.В. и др. Применение нового композиционного реагента для флотационного выделения целевых минералов в коллективный медно-молибденовый концентрат // ГИАБ. – 2021. – № 11. – С. 80-94.
13. Матвеева Т.Н., Чантурия В.А., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Новые композиции реагентов для извлечения тонкого золота из отходов обогащения // Горный журнал. – 2019. – № 11.
14. Matveeva T.N., Getman V.V., Karkeshkina A.Y. Flotation extraction of tin from tails of enrichment of tin-sulfide ore using thermomorphous polymer // Eurasian Mining. – 2021. – No 2. PP. 46-49.
15. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. — М.: Наука, 1984. — 342 с.

**SUBSTANTIATION OF THE METHODOLOGICAL APPROACH TO STUDYING  
THE MECHANISM OF CHELATE- FORMING REAGENTS IMPACT ON LOW-SIZE  
MINERAL COMPLEXES OF NON-FERROUS AND NOBLE METALS**

*Matveeva T.N.*

The main principles of a methodical approach to the study of the mechanism of physicochemical action of new chelating reagents on low-dimensional mineral complexes of non-ferrous and noble metals in processing of hard-to-beneficiate ores are formulated. The study is supported by the Russian Science Foundation grant No. 22-17-00149, <https://rscf.ru/project/22-17-00149/>

---

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ТРАНСФОРМАЦИЯ КАК КЛЮЧЕВОЙ ДРАЙВЕР  
РАЗВИТИЯ СФЕРЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ**

*Шадрунова И.В.<sup>1</sup>, Зелинская Е.В.<sup>2</sup>, Орехова Н.Н.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: shadrunova\_@mail.ru*

<sup>2</sup> ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет», г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: zelinskaelena@mail.ru*

*Приведен анализ технологий переработки техногенного минерального сырья с позиций ESG-трансформации предприятий горно-металлургического профиля. Обоснована технология переработки техногенных гидроминеральных ресурсов, которая является одной из наиболее перспективных и отвечающих требованиям ESG-трансформации, основные факторы которой приведены в данной статье.*

Стратегии устойчивого развития компаний все больше превращаются из планов, решающих отдельные социальные и экологические задачи, зачастую в ущерб экономическим показателям, в реальные инструменты, позволяющие достичь более высокого уровня производства и его прибыльности именно за счет решения социальных и экологических проблемы. Это – новая парадигма, совершенно качественно новый подход к пониманию вклада экологии и социума в развитие экономики, их триединства, что собственно и лежит в основе концептуального понимания устойчивого развития и объективно необходимой ESG – трансформации для достижения его целей.

Базовыми принципами ESG – трансформации являются ответственное инвестирование и ведение компаниями социально-ориентированного бизнеса, отличающегося качественным корпоративным управлением и заботой об окружающей среде. Аббревиатура ESG указывает, что трансформация должна проходить по трём основным направлениям: окружающая среда, социальная сфера, корпоративное управление.

Переходный период смены пятого технологического уклада шестым характеризуется стремлением к альтернативным источникам энергии, повышением роли процессов декарбонизации, ростом возможностей моделирования сложных систем, обеспечиваемых информационными технологиями [1, 2]. Грядущие системные технологические переходы подразумевают радикальное изменение ядра базовых технологий [2, 3], на основе которых производство будет развиваться в ближайшей и долгосрочной перспективе.

Основными процессами технологических трансформаций XXI века могут быть



названы переходы: от технологий микро- к технологиям нано-; от программируемых систем к когнитивным информационным технологиям и искусственному интеллекту [1]; от энергозатратных технологий к энергосберегающим; от интенсивных технологий эксплуатации природных ресурсов к ресурсосберегающим и экологически ориентированным [4].

Необходимость и даже неизбежность таких изменений вызвана невосполнимостью определенной части природных ресурсов проблемами экологической безопасности, связанными с изменением климата, с влиянием отходов переработки природных ресурсов на окружающую среду, проблемами истощения мировых запасов природных энергетических и минеральных ресурсов [5].

Уже сегодня ESG-трансформация становится важнейшим условием доступа компаний к «зеленому» финансированию. Россия постепенно встраивается в этот общемировой процесс и формирует свою систему правил в сфере устойчивых финансов и ESG-трансформации. В связи с этим были сформированы национальные цели и основные направления устойчивого («зеленого») развития [6] и утверждены критерии оценки зеленых и адаптационных проектов в этой сфере [7].

Национальная таксономия «зеленых» проектов [6] включает следующие направления: утилизация отходов с получением материальной продукции, в том числе вторичного сырья; утилизация отходов с получением энергии; создание и модернизация комплексных объектов по утилизации и обработке отходов; ликвидация объектов накопленного вреда окружающей среде; создание и модернизация инфраструктуры для производства биоразлагаемых материалов и внедрение их в оборот и пр. [6].

Критериями отнесения проектов к адаптационным в таких областях промышленности как добыча и обогащения руд черных, цветных, благородных, редких и редкоземельных металлов, получение металлов становятся повышение ресурсной и энергетической эффективности в соответствии с наилучшими доступными технологиями, утилизация отходов собственной производственной деятельности (металлургических шлаков, пылей и шламов газоочисток), утилизация энергетических ценных технологических газов (коксовых, доменных, конвертерных и ферросплавных); использование технологий извлечения редкоземельных металлов из золошлакоотвалов; применение технологий улавливания и хранения парниковых газов (CO<sub>2</sub>) (CCS Carbon Capture & Storage) и т.п. [7].

Все эти мероприятия призваны, в первую очередь, сохранить или улучшить состояние окружающей среды, снизить выбросы и сбросы загрязняющих веществ и предотвратить их влияние на окружающую среду, сократить выбросы парниковых газов, обеспечить энергосбережение и повышение эффективности использования ресурсов.

Отходы производства и, в частности горнопромышленные, на которые приходится 92-95% от всего объема ежегодно образующихся в стране отходов, уже давно признаются вторичными минеральными ресурсами [7] и рассматриваются как техногенное минеральное сырье в связи с огромными объемами их образования и накопления, компактностью залегания, повышенными концентрациями в них некоторых ценных рудных и нерудных компонентов и востребованностью для производства из них дополнительных объемов минеральной продукции [8, 9].

Факторы переработки отходов лежат в сфере непосредственного вовлечения природы

в производство и негативных последствий накопления отходов. Стимулирующие факторы переработки отходов продиктованы вызовами науки. Анализ основных направлений развития технологических процессов разделения и практики переработки минерального сырья техногенного происхождения показал, что уже есть достаточные технологические основания реализуемости переработки горнопромышленных отходов и получения продукции. Необходимым условием перевода этого пока еще по большей части потенциального минерального сырья в активно эксплуатируемое должна стать технологическая трансформация производств. Это требует разработку и расширение спектра реализуемых технологий переработки техногенного минерального сырья, призванных обеспечить возросшие запросы населения на ликвидацию отходов как источников загрязнения окружающей среды и запросы производства – как дополнительных минерально-сырьевых источников.

С позиций указанных текущих и предстоящих изменений в производственно-экономической деятельности отечественных горнодобывающих, металлургических компаний и крупных вертикально интегрированных холдингов минерально-сырьевого профиля представляет интерес рассмотрение происходящих технологических трансформаций в сфере переработки техногенного минерального сырья.

Российские справочники наилучших доступных технологий в области переработки минерального сырья ИТС 49-2017 «Добыча драгоценных металлов». ИТС 25-2017 «Добыча и обогащение железных руд». ИТС 37-2017 «Добыча и обогащение угля». ИТС 16 2016 «Горнодобывающая промышленность общие процессы и методы ИТС 3-2019 «Производство меди». ИТС 23-2017 «Добыча и обогащение руд цветных металлов» пока не содержат технологий комплексной переработки гидроминерального сырья, в качестве которого наиболее часто рассматриваются рудничные и подотвальные воды. Предприятия горной отрасли для целей извлечения ценных компонентов из металлизированных природно-техногенных вод применяют в лучшем случае цементацию меди на железном скрапе, а в большинстве случаев гидролитическое осаждение с получением комплексных металлсодержащих «гипсовых» осадков.

Анализ и систематизация технологий переработки гидроминерального техногенного сырья показывают перспективность применения развернутых схем переработки, совмещающих селективное извлечение ценных компонентов из вод с последующей комплексной доочисткой. Технологической трансформация схем очистки вод в схемы переработки с получением дополнительной продукции возможна за счет применения электрохимических методов очистки вод использования новых классов реагентов, в том числе полученных из отходов производство и потребления, например, из ПЭТ–тары; применения ионообменных смол; использования новых обладающих нейтрализующей и сорбционной способностью материалов на основе природного сырья - каолина, брусита, цеолитов. Применение сорбентов на основе природного минерального сырья приближает технологии к биосферным процессам.

Разработка технологий переработки техногенного гидроминерального сырья с позиций ESG-трансформации предприятий горно-металлургического профиля должна проводиться на основе исследований технологических свойств реальных аквальных систем. Экспериментальное изучение реальных вод сопряжено с рядом ограничений: быстрым изменением свойств воды без консервации пробы, необходимостью переработки

очень больших объемов проб при наработке продуктов для дальнейших их технологических исследований, коррозией лабораторного оборудования из-за высокой агрессивности изучаемых вод. Заменить часть длительных и затратных поисковых экспериментальных лабораторных исследований позволяет моделирование в современных отечественных программных комплексах имитации и моделирования физико-химических процессов в природных и технологических системах таких как «Селектор», »НCh», применение программ квантово-химических расчетов, создание математических моделей процессов осаждения, сорбции, флотации, выщелачивания.

С использованием физико-химического моделирования взаимосвязей в системе  $CuSO_4, Cu(OH)_2-ZnSO_4, Zn(OH)_2-Fe-C-O_2-H_2SO_4-H_2O$  в области параметров, характерных для рудничных и подотвальных вод горных предприятий, добывающих колчеданные медные и медно-цинковые руды разработана гальванокоагуляционная технология извлечения меди и цинка из подотвальных вод.

Разработана технология ионной флотации для извлечения ценных компонентов (Cu, Zn, Fe, Ni, Pb, Cd) из техногенных растворов. При решении задач выбора реагентов и обоснования их эффективности использованы квантово-химические расчеты. Для целей оптимизации и управления технологией разработана математическая модель переработки техногенных минерализованных вод горных предприятий, содержащих тяжёлые и цветные металлы, с использованием метода напорной флотации. В основе модели лежит краевая задача, порожденная системой дифференциальных уравнений первого порядка. Использование математического моделирования позволяет проводить процесс извлечения тяжелых и цветных металлов и очистку сточных вод горных предприятий в оптимальном режиме на основе информации о концентрации субстратов металлов в каждом из описываемых состояний в любой момент времени [12].

С применением комплекса физико-химических и квантово-химических методов установлены механизмы и условия гидрохимического извлечения ценных металлов из продуктивных растворов выщелачивания лежалых хвостов флотации медно-цинковых колчеданных руд.

Проведена оптимизация параметров разделения техногенных минеральных фаз. Для выделения благородных металлов из раствора выщелачивания второй стадии переработки лежалых хвостов флотации обосновано применение комплексообразующего реагента дифенилгуанидина, селективного в отношении золота, серебра и индифферентного к другим металлам, и определены оптимальные параметры процесса. Установлено, что применение реагента дифенилгуанидина обеспечивает селективное осаждение из раствора выщелачивания до 80,1 % золота и 10,4 % серебра в золотосеребросодержащий продукт. Обоснованы условия кислотно-основного осаждения железа, меди, цинка из растворов выщелачивания спеков хлораммонийной обработки лежалых хвостов флотации, при которых обеспечивается извлечение до 97,3 % железа в железосодержащий металлопродукт для черной металлургии; до 96,4 % цинка и 34,3 % меди в Cu, Zn-продукт для цветной металлургии [10].

Моделирование позволило установить оптимальные области селективного извлечения меди и цинка в продукты с наибольшей массовой их долей при одновременном связывании железа, теоретически обосновать технологические параметры селективного извлечения с учётом закономерностей фазообразования в условиях аэрации.

Избирательное выделение меди в виде феррита термодинамически наиболее вероятно при  $pH = 2,6-4,1$ ,  $Eh = 0,2-0,5$  В и мольном соотношении  $Fe/O_2 = 1,0$ . Выделение  $pH$  равновесных растворов,  $5,2 - 6,2$  и  $[SO_4^{2-}]$  менее  $0,045$  моль/дм<sup>3</sup>.

Селективное выделение цинка в форме ферритных цинксодержащих соединений наиболее вероятно при  $pH$  равновесных растворов выше  $6,2$ ,  $Eh=0,57-0,60$ В и  $[SO_4^{2-}]$  менее  $0,020$  моль/дм<sup>3</sup> после предварительного извлечения меди из воды. Теоретические массовые доли меди и цинка в селективных осадках в оптимальных областях параметров, составили соответственно  $10,67-13,49\%$  и  $6,28-11,78\%$  в пересчете из фазового состава осадков, что подтверждено экспериментально. Технология является экологически безопасной и легко встраиваемой в существующие схемы очистки вод на горных предприятиях.

Для уникального нетрадиционного вида гидроминеральных ресурсов – сверхкрепких природных рассолов, образующих жидкие отходы при разработке месторождений твердых полезных ископаемых, нефти и газа на обводненных продуктивных площадях, в частности Сибирской геологической платформы, трансформация технологического подхода к их освоению – единственный путь для получения эффективного результата по вовлечению их в промышленное использование. Основной проблемой селективного извлечения щелочных и щелочноземельных металлов (в частности стронция и кальция) из исследуемых рассолов с целью получения минеральных солей является их богатый элементный состав и присутствие сходных по физико-химическим свойствам макро- и микрокомпонентов [10].

Такие особенности природных рассолов являются главными ограничениями для вовлечения их в промышленную переработку, так как необходимость разделения микро- и макрокомпонентов значительно усложняет технологические схемы, что ведет их к удорожанию и снижению рентабельности производства, вплоть до отрицательного значения.

Трансформируя закономерности поведения близких по свойствам компонентов в разбавленных и низкоконцентрированных растворах на воды рассольной минерализации, разработана технологическая классификация рассолов, позволившая на основе изучения структурно-химических свойств рассолов предопределить использование различных технологических процессов для селективного извлечения из них ценных компонентов [14-16]. При помощи термодинамических расчетов устанавливают количественные соотношения между вероятными для вод данного химического состава формами элементов, их активности и устойчивости ассоциатов. Моделирование состава рассолов и установление формы нахождения ионов в них выполнено на основе строгих термодинамических расчетов вероятности их нахождения в виде того или иного соединения в сложных физико-химических системах, какую представляют собой подобные водно-солевые системы. Оценку истинного состава многокомпонентных рассолов проводили на основе соблюдения принципа локальных равновесий [11].

На основании проведенных флотационных исследований было выявлено, что при различных исходных минерализациях рассола, а также различных расходах реагента имеют место различные механизмы флотации. Это обусловлено состоянием рассола и процессами гидратации-дегидратации, происходящими в них в зависимости от общей минерализации. Расчетами форм нахождения компонентов нами установлено, что в природных рассолах стронций представлен ионной формой, способной при использовании флотационной технологии образовывать соединения с анионом собирателя на  $92,7\%$

(Оленекский бассейн) и 82,3 % (Ковыктиская площадь), а кальций, соответственно, на 36,3 % и 0,36 %. Около 20 % кальция представлено также в виде ионной формы  $\text{CaCl}^+$ . Таким образом, предпосылкой селективного выделения является уже сам состав рассолов. Это позволяет предложить более широкое использование ионной флотации, так как одним из ограничений ее применения всегда являлся высокий расход реагентов и, соответственно, затраты на технологию, снижающие экономическую привлекательность процесса использования данного вида сырья. Кроме того, использование рассолов с целью комплексного извлечения из них солевой составляющей значительно снизит отрицательное воздействие на окружающую среду за счет влияния такого Е-фактора ESG – трансформации, как производство отходов, поскольку процесс засоления прилегающей к добывающим предприятиям территории практически неизбежен, хотя и не очевиден на стадии проектирования процессов добычи основного полезного ископаемого.

Обеспечение устойчивого развития предприятия достигается вовлечением в переработку накопленных отходов производства. Уменьшение площадей, занятых отходами, а, следовательно, снижение негативного их влияния на подсистемы биосферы положительно скажется на здоровье населения, дополнительное сырье обеспечит занятость и достойную работу, дополнительная продукция при условии применения инновационных технологий, обеспечивающих комплексное использование техногенного ресурса – экономический рост. Немаловажным является фактор применения инновационных технологий на уже существующих градообразующих предприятиях, испытывающих дефицит сырья.

#### *Список использованных источников*

1. Тебекин А.В., Тебекин П.А., Егорова А.А. Технологические трансформации XXI века как индуцирующий вектор перехода к новому качеству производства // Теоретическая экономика. 2021. - №1 – С. 42-53.
2. Серяков Г.Н., Тебекин А.В. Оценка характера дифференциации и преемственности этапов и фаз технологических укладов // Вестник Тверского государственного университета. Серия: Экономика и управление. 2018. №3. С. 8-17.
3. Рукинов М.В. Векторы технологических трансформаций и перспективы безопасного развития экономики России в условиях нового технологического уклада // Известия Санкт-Петербургского государственного экономического университета. №1(121), 2020. С.7-15.
4. Каплунов Д.Р., Рьльникова 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):24–39.
5. Шмаль А.Г. Факторы экологической безопасности – экологические риски. - Издательство: г. Бронницы, МП «ИКЦ БИТВ, 2010. - 192 с.
6. Распоряжение Правительства РФ от 14.07.2021 N 1912-р.
7. Постановление Правительства России от 21 сентября 2021 г. №1587.
8. Чантурия В.А. Научное обоснование и разработка инновационных процессов комплексной переработки минерального сырья // Горный журнал. 2017. №11. С. 7-13.
9. Быховский Л.З., Спорыхина Л.В. Техногенные отходы как резерв пополнения минерально-сырьевой базы - состояние и проблемы освоения // Минеральные ресурсы России. 2011. №4. С.15-20.
10. Zelinskaya E.V. Industrial waters as a perspective source of hydromineral raw materials // IMPC 2018 - 29th International Mineral Processing Congress 29. Moscow. 2019. P. 3003-3011.
11. Крайнов С.Р., Швец В.М. Основы геохимии подземных вод. – М.: Недра, 1980. – 285 с.
12. Медяник Н.Л., Шевелин И.Ю., Какушкин С.Н. Математическое моделирование процесса переработки техногенных минерализованных вод методом напорной флотации // Физико-

- технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2018. - №2. – С.121-129.
13. Медяник Н.Л., Леонтьева Е.В. Дифенилгуанидин - перспективный реагент для извлечения золота, серебра при переработке техногенных отходов //Национальная ассоциация ученых. 2015. – №. 8-3. – С. 117-118.
  14. Ulanova O.V., Zelinskaya E.V., Fedotov K.V. Environmental background of the integrated processing of hydromineral resources (Экологические аспекты переработки гидроминеральных ресурсов) // IMPC 2018 - 29th International Mineral Processing Congress 29. 2019. Moscow. P. 3081-3085.
  15. Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н. и др. Комплексные решения по ресурсосбережению и охране окружающей среды при обогащении и переработке техногенного сырья //Материалы Международной научной конференции «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья (Плаксинские чтения–2016)», Санкт-Петербург. - С. 15-21.
  16. Burdonov A., Barakhtenko V., Zelinskaya E., Gavrilenko L. To the question of purification of aluminum-containing waste of aluminum electrolyzers // Procedia Environmental Science, Engineering and Management 8 (2021) (1) 115-123.
- 

## **TECHNOLOGICAL TRANSFORMATION AS A BASIS FOR THE DEVELOPMENT OF THE TECHNOGENIC RAW PROCESSING SPHERE**

*Shadrunkova I.V., Zelinskaya E.V., Orekhova N.N.*

This article presents an analysis of technologies for processing technogenic mineral raw materials from the standpoint of ESG-transformation of mining and metallurgical enterprises. The technology of processing technogenic hydromineral resources, which is one of the most promising and meets the requirements of ESG transformation, the main factors of which are shown in this article, is substantiated.

---

## **ОПЫТ МЕЖДУНАРОДНОГО СОТРУДНИЧЕСТВА НА ПУТИ ЭКОЛОГИЗАЦИИ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ**

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

ФГБУН Институт проблем промышленной экологии Севера ФИЦ КНЦ РАН,  
г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: masloboev@mail.ru

*Проанализирован многолетний опыт приграничного сотрудничества с исследователями из северных районов Швеции, Финляндии и Норвегии с целью повышения экологической безопасности горно-обогатительных предприятий.*

В целях предотвращения негативного влияния на окружающую среду горнодобывающих и перерабатывающих производств стратегическими документами [1] предусматривается: совершенствование экологических требований с учетом отечественного и мирового опыта; формирование базы данных наилучших доступных технологий и инженерных решений для экологически безопасного освоения недр и отработки техногенных месторождений. Одним из приоритетных направлений развития Арктической зоны РФ (АЗРФ) является освоение месторождений и создание перерабатывающих производств на принципах комплексного использования минерального сырья и внедрения современных энергосберегающих технологий [2].

Экологизация – это достижение экологической безопасности. Законодательство РФ под экологической безопасностью понимает состояние защищенности природной среды и жизненно важных интересов человека от возможного негативного воздействия

хозяйственной и иной деятельности, чрезвычайных ситуаций природного и техногенного характера, их последствий [3]. Законодательство определяет, что инструментами достижения экологической безопасности являются: мониторинг состояния окружающей среды; экологическое регулирование и нормирование; экологически чистые, энерго- и ресурсосберегающие технологии; экологическое образование и просвещение.

В целях развития концепции экологической безопасности горной промышленности в Арктике ИППЭС КНЦ РАН проводил многосторонние исследования в течение трех десятилетий и, в том числе активно сотрудничал с европейскими научными организациями. Цель настоящей работы состоит в том, чтобы проанализировать результаты международного сотрудничества и выявить новые подходы и положительные результаты, которые были получены в рамках этого сотрудничества.

Как известно, Мурманская область является регионом с крупнейшими предприятиями минерально-сырьевого комплекса АЗРФ и страны в целом. Поэтому в регионе ежегодно складывается более 150 млн. т горных отходов – забалансовых руд, породных отвалов, хвостов обогащения и шлаков. Общий объем отходов к настоящему времени достиг около 8 млрд. т. Отходы горной промышленности являются экологически опасными объектами. С другой стороны, их можно рассматривать как техногенные месторождения. Еще одной важнейшей экологической задачей горных предприятий является очистка сточных вод. Основная сложность заключается в больших объемах и компонентном составе таких вод. Это приводит к высоким капитальным и эксплуатационным затратам при реализации различных схем очистки. Общий объем сточных вод горных предприятий составляет более 180 млн. м<sup>3</sup> в год.

В ходе реализации проекта «Поддержка экологических, экономических и социальных последствий горнодобывающей деятельности» (Программа ПСП Коларктик 2014-2020 гг.) в сотрудничестве с исследователями из Швеции, Финляндии и Норвегии решались следующие задачи: разработка технологий доизвлечения ценных компонентов из отходов с попутным получением строительных и технических материалов; разработка методов защиты природных водоемов и очистки сточных вод от загрязнения тяжелыми металлами, сульфатами, фтором, нефтепродуктами, взвешенными веществами. Были ранжированы по степени потенциальной экологической опасности некондиционные медно-никелевые руды и техногенные минеральные образования: вскрышные породы, хвосты обогащения и отвальные шлаки, расположенные на территории Мурманской области [4].

Определяющими факторами подвижности тяжелых металлов образующихся при окислении сульфидов являются состав нерудных минералов, содержание карбонатов, рН поровых растворов, подверженность воздействию атмосферных агентов выветривания (кислотных дождей в зоне воздействия металлургических комбинатов).

Исследованные объекты ранжированы также по их пригодности к переработке методом физико-химической геотехнологии. Хорошо пригодны к кучному выщелачиванию отвалы Аллареченского месторождения и некондиционные руды месторождений Мончеплутона: НКТ, Нюд-II и Морошковое озеро. Удовлетворительно пригодны к кучному выщелачиванию руды месторождения Нюд-Терраса и техногенные объекты – хвосты обогащения и отвальные гранулированные шлаки.

Для снижения эксплуатационных расходов и повышения рентабельности кучного выщелачивания при переработке относительно бедного медно-никелевого сырья в

условиях Крайнего Севера целесообразно вести процесс только в период положительных температур воздуха. Нами смоделированы условия хранения рудного штабеля (хвостов обогащения медно-никелевых руд) в зимний период с переводом цветных металлов в растворимую форму и последующее выщелачивание в летний период [5].

Исследована принципиальная возможность применения сернокислотной грануляции как способа предварительной подготовки сырья перед последующим кучным выщелачиванием. Нами проведены две серии экспериментов с применением двух различных окислителей в процессе грануляции и последующего хранения образцов при комнатной температуре и в морозильной камере при  $-15\text{ }^{\circ}\text{C}$ . В криогенных условиях устойчивость азотистой кислоты существенно возрастает. Установлено, что применение в качестве окислителя  $\text{NO}_2^-$  обеспечивает более интенсивный по сравнению с  $\text{Fe}^{3+}$  перевод цветных металлов в растворимую форму при хранении гранул при отрицательной температуре и в дальнейшем интенсифицирует выщелачивание. За 40 суток водного и последующего сернокислотного выщелачивания в продуктивный раствор извлечено почти 70 % никеля.

Исследована возможность применения сульфата аммония в технологиях переработки медно-никелевых руд и техногенных продуктов. Низкотемпературный обжиг с последующим водным выщелачиванием клинкера является перспективным и экологически чистым процессом, при реализации которого резко снижаются выбросы загрязняющих веществ в атмосферу, а сульфат аммония может быть регенерирован [6]. Эксперименты проводили с черновым флотационным концентратом с относительно низкими содержаниями цветных металлов (2.07 % Ni и 0.881 % Cu), но с высоким их извлечением (85.44 % и 89.91 % соответственно). Для поиска оптимальных параметров варьировали температуру обжига, соотношение концентрат : реагент, крупность сырья. Проведенные эксперименты показали перспективность технологии. Полученные при реализации данного метода сквозные извлечения никеля (81.42%) и меди (82.81%) существенно превосходят таковые для традиционной технологии.

Исследована возможность использования сорбционных геохимических барьеров на основе местного техногенного сырья для очистки сточных вод от ионов фтора, приоритетного загрязнителя рудника «Карнасурт» ООО «Ловозерский ГОК». Эксперименты показали, что кальций и магнийсодержащие сорбенты снижают концентрацию фтора до ПДК при относительно большом соотношении сорбент : вода [7]. С учетом объема сточных вод такие соотношения трудно реализуемы на производстве. Следовательно, целесообразно использовать эти сорбенты в меньших количествах для предварительной обработки сточных вод. Если избежать вторичного загрязнения поступающих в рудник условно-чистых дренажных вод за счет перехвата их до загрязнения в выработках, можно на 70 % снизить объем сточных вод, который необходимо очищать. Это позволяет проводить мероприятия по очистке относительно малых объемов вод с более высокими концентрациями в отработанных пространствах рудника. Для доочистки возможно применение традиционных реагентов, например, хлорида алюминия. Двухэтапная схема очистки была опробована с использованием шахтной воды рудника «Карнасурт».

Одним из перспективных направлений использования горнопромышленных отходов является получение строительных материалов, в частности, керамических: стеновых,



облицовочных и тротуарных изделий. Разработан способ повышения морозостойкости керамических строительных материалов полусухого прессования на основе неспекающегося малопластичного техногенного сырья – отходов обогащения медно-никелевых, апатит-нефелиновых и железных руд [8]. Научно обоснован состав шихты с использованием отвальных шлаков цветной металлургии для получения клинкерных керамических материалов [9]. Компонентами шихт получаемых материалов являются исключительно отходы: хвосты обогащения и металлургические шлаки, первичное сырье не используется.

Таким образом, научно обоснованы минимизация воздействия на окружающую среду отходов горных предприятий и увеличение полноты использования техногенного минерального сырья. Установленные закономерности могут быть использованы и адаптированы для горных предприятий других регионов АЗРФ.

Социально-экономические аспекты экологической безопасности горной промышленности в Арктике исследовались в рамках проектов, направленных на изучение политики устойчивого развития, зеленого роста и адаптации к происходящим изменениям, в том числе климатическим. Для этого проводились сравнительные исследования ситуации в Российских арктических регионах и северных регионах Норвегии, Финляндии и Швеции. Изучались вопросы социальной устойчивости, экологического регулирования, адаптационных подходов и конструирования пространства реализации политики, обеспечивающей экологическую безопасность в Арктике. Используемая методология ситуационного анализа хорошо себя зарекомендовала, обеспечивая междисциплинарность проводимых исследований и международную объективность получаемых результатов.

В рамках проекта «Устойчивая горная промышленность, местные сообщества и экологическое регулирование» (программа ПСП Коларктик, 2013 -2016 гг.) совместно с университетами Швеции, Финляндии и Норвегии исследованы вопросы социальной и экологической устойчивости горной промышленности в Арктике. В ходе реализации проекта выявлено, что для жителей Арктики сохранение природы является важнейшим элементом концептуальной социальной устойчивости наряду с обеспечением высокого уровня жизни местных сообществ. Процессуальная социальная устойчивость должна обеспечиваться организацией и поддержанием открытого диалога между горнопромышленными компаниями и местными сообществами по вопросам экологической безопасности и экономической стабильности [10]. Особое внимание должно уделяться взаимодействию добывающих компаний с коренными народами, поскольку в рамках механизмов саморегулирования, добывающая промышленность находится под влиянием международных финансовых институтов [11], поэтому горным компаниям может быть рекомендовано формирование специальных программ взаимодействия с коренным населением в рамках собственной политики корпоративной социальной ответственности [12].

В рамках проекта «Зеленый рост в Российской Арктике» (2019-2021 гг., совместно с исследовательскими организациями Норвегии и Финляндии) исследовано пространство реализации политики зеленого роста (политики обеспечивающей одновременно экономический рост и существенное улучшение состояния природной среды).

Анализ законодательства РФ показал, что в стране проводится политика зеленого роста, однако сам термин «зеленый рост» не используется. Вместо него законодатель

оперирует комбинациями таких понятий, как «экологическая безопасность», «вовлечение отходов в хозяйственный оборот», «энергосбережение» и т.п. Не использование глобальной концепции зеленого роста в официальном дискурсе не позволяет повышать осознанность акторов, вовлеченных в процесс добычи и переработки минерального сырья. Низкий уровень осознанности препятствует использованию потенциала «творчества масс» для обеспечения сохранения природы (важный аспект концептуальной социальной устойчивости) при осуществлении добычи и переработки полезных ископаемых [13].

Таким образом, международное сотрудничество позволило изучить и использовать концепции глобального дискурса об устойчивом развитии для создания новых подходов и технологий, укрепляющих экологическую и социальную устойчивость горной промышленности в Арктике.

#### *Список использованных источников*

1. Распоряжение Правительства РФ от 22.12.2018 N 2914-р «Об утверждении Стратегии развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2035 года».
2. «Стратегия развития Арктической зоны Российской Федерации и обеспечения национальной безопасности на период до 2020 года» (утв. Президентом РФ).
3. ФЗ от 10 января 2002 г № 7-ФЗ «Об охране окружающей среды».
4. Светлов А.В., Припачкин П.В., Маслобоев В.А. и др. Классификация некондиционных медно-никелевых руд и техногенных минеральных образований по их экологической опасности и пригодности к гидрометаллургической переработке // ФТПРПИ. 2020. Т.56. №2. С.128-136.
5. Goryachev A., Svetlov A., Kompanchenko A., Makarov D. Sulfuric acid granulation of copper-nickel ore tailings: Leaching of copper and nickel in the presence of sulfide oxidation activators // Minerals. 2022. V.12. 129;
6. Goryachev A.A., Chernousenko E.V., Potapov S.S. et al. Study of the feasibility of using ammonium sulfate in copper–nickel ore processing // Metals. 2021. V.11. 422;
7. Krasavtseva E., Svetlov A., Goryachev A. et al. Removal of fluoride ions from the mine water // Journal of the Polish Mineral Engineering Society. 2020. № 1(45). V.2. P.71-74.
8. Suvorova O., Kumarova V., Nekipelov D. et al. Construction ceramics from ore dressing waste in Murmansk region, Russia // Construction and Building Materials. 2017. V.153. P.783-789.
9. Suvorova O.V., Selivanova E.A., Mikhailova J.A. et al. Ceramic products from mining and metallurgical waste // Applied Sciences. 2020. V.10. No10. 3515.
10. Suopajärvi L., Poelzer G.A., Ejdemo T. et al. Social sustainability in northern mining communities: a study of the European North and Norwest Russia // Resources Policy. 2016. V.47. P.61-68.
11. Nysten-Haarala S., Klyuchnikova E., Helenius H. Law and self-regulation – Substitutes or complements in gaining social acceptance? // Resources Policy. 2015. V.45. P.52-64.
12. Виноградова С.Н., Маслобоев В.А. Добыча полезных ископаемых на традиционных территориях коренных народов Севера: особенности, проблемы, механизмы регулирования// Арктика: экология и экономика. 2015. №2 (18). С.96 -103.
13. Ключникова Е.М., Корппоо А.М. Реализация концепции «зеленого роста» в российской Арктике (на примере Мурманской области) // Арктика: экология и экономика. 2021. Т.11. №4. С.493-503.

---

## **EXPERIENCE OF INTERNATIONAL COOPERATION ON THE WAY OF ECOLOGIZATION OF MINING AND PROCESSING INDUSTRY**

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

The long-term experience of cross-border cooperation with researchers from the northern regions of Sweden, Finland and Norway is analyzed in order to improve the environmental safety of mining and processing enterprises.

---

## СЕКЦИЯ «СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»



### ЭКСПОРТНЫЙ ПОТЕНЦИАЛ МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВОЙ БАЗЫ ДАЛЬНЕВОСТОЧНОГО ФЕДЕРАЛЬНОГО ОКРУГА

*Андреев А.В., Белов А.В.*

ФГБУ ВО «Дальневосточный федеральный университет», Отделение горного и нефтегазового дела Политехнического института, г. Владивосток, Российская Федерация

*Рассматривались процессы всестороннего развития Дальневосточного региона по ускоренному развитию базовых отраслей промышленности, в том числе и горнопромышленного комплекса, направленного на внедрение передовых технологий разведки, добычи и глубокой переработки минеральных ресурсов с получением товарной продукции с высокой добавленной стоимостью. На территории Дальнего Востока складываются предпосылки для развития существующих и создания новых горно-перерабатывающих комплексов. Сырьевой базой для этого могут стать вновь разведанные, эксплуатируемые месторождения полезных ископаемых, отходы горной промышленности, а также минеральное сырье прибрежно-шельфовой зоны и глубоководных ресурсов Мирового океана. Это обеспечит внутренние потребности России и экспортный потенциал товарной продукции.*

В состав Дальневосточного федерального округа (ДФО) входит 11 субъектов федерации: Республика Саха (Якутия), Камчатский, Приморский и Хабаровский края, Амурская, Магаданская и Сахалинская области, Еврейская автономная область, Чукотский автономный округ, Забайкальский край, Республика Бурятия.

Дальний Восток богат природными ресурсами: лесом, биоресурсами океана, гидроресурсами, обладает богатейшей минерально-сырьевой базой. Для решения проблем инфраструктурного развития минерально-сырьевой базы (МСБ) на Дальнем Востоке запущена Федеральная целевая программа (ФЦП) «Экономическое и социальное развитие Дальнего Востока и Байкальского региона».

В этой программе горнодобывающая промышленность представлена как одна из наиболее приоритетных, наряду с электроэнергетической; пищевой (рыбной); лесной и деревообрабатывающей; судостроительной. В нее входит восстановление деятельности Северного морского пути, строительство портовых терминалов на арктическом и дальневосточном побережье, развитие железнодорожных путей, энергообеспечение действующих и планируемых новых добычных районов; строится газопровод «Сила Сибири», прорабатывается проект строительства железнодорожного перехода на Сахалин. Ведущими отраслями экономики ДФО являются горнодобывающая, электроэнергетическая, пищевая (рыбная), лесная и деревообрабатывающая промышленность, судостроение и цветная металлургия. В структуре валового регионального продукта промышленного производства ДФО по данным ФС Госстатистики по состоянию на 01.01.2022 года добыча полезных ископаемых составила 28,2% [1].

Дальневосточный федеральный округ — важнейший минерально-сырьевой регион России. Он занимает доминирующую позицию по запасам и добыче таких полезных

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения"**

ископаемых, как алмазы, уран, золото, серебро, олово, вольфрам, бор, плавиковый шпат.

Сведения о запасах основных полезных ископаемых Дальневосточного федерального округа и их текущая добыча подготовлены на основе данных Государственного баланса запасов полезных ископаемых РФ на 01.01.2019 г. (ФГБУ «Росгеолфонд») и представлены в таблице 1.

*Таблица 1 - Значение основных полезных ископаемых ДФО как составной части горнодобывающего комплекса России*

Вид минерального сырья	Соотношение основных полезных ископаемых ДФО, % к объемам горнодобывающего комплекса Российской Федерации	
	запасы	добыча
Нефть	3,8	4,2
Газ	7,2	6,8
Конденсат	7,2	10,2
Гелий	47,6	-
Уголь	12,7	17,5
Уран	73,9	76,6
Железо	9,2	3,6
Никель	0,7	0,7
Свинец	53,5	21,1
Цинк	57,2	14,4
Олово	97,8	100
Вольфрам	66,1	100
Ртуть	64,8	-
Сурьма	84,6	34,1
Германий	42,5	82,3
Золото	49,8	52,8
Серебро	34,3	61,9
Платиноиды	0,3	0
Алмазы	76,46	77,17
Борные руды	99,7	100
Флюорит	89,86	67,5

Представленные в таблице 2 данные указывают на благоприятные перспективы расширения минерально-сырьевой базы региона и развитие его горнопромышленного комплекса.

В настоящее время процессы всестороннего развития Дальневосточного региона получили новых импульс – ставится задача ускоренного развития базовых отраслей промышленности, в том числе и горнопромышленного комплекса, направленного на внедрение передовых технологий разведки, добычи и глубокой переработки минеральных ресурсов с получением товарной продукции с высокой добавленной стоимостью.

На территории Дальнего Востока складываются предпосылки для развития существующих и создания новых горно-перерабатывающих комплексов. Сырьевой базой для этого могут стать вновь разведанные, эксплуатируемые месторождения полезных ископаемых, отходы горной промышленности, а также минеральное сырье прибрежно-

шельфовой зоны и глубоководных ресурсов Мирового океана. Это обеспечит внутренние потребности России и экспортный потенциал товарной продукции.

Таблица 2 - Данные о балансовых запасах и добыче основных полезных ископаемых в ДФО

Полезное ископаемое		A+B+C1 (A+B1+ C1)	C2 (C2+ B2)	Добыча в 2018 г.
Нефть	суша	397,653 млн т	303,53 млн т	12,728 млн т
	шельф	260,685 млн т	193,765 млн т	16,562 млн т
Свободный газ	суша	2 095,645 млрд м <sup>3</sup>	885,334 млрд м <sup>3</sup>	2,8679 млрд м <sup>3</sup>
	шельф	1 555,143 млрд м <sup>3</sup>	178,446 млрд м <sup>3</sup>	29,274 млрд м <sup>3</sup> .м
Конденсат	суша	44,0 млн т	20,0 млн т	0,12 млн т
	шельф	119,4 млн т	69,4 млн т	2,3 млн т
Уголь		25 105,9 млн т	17 589,3 млн т	69,857 млн т
Уран		246,359 тыс.т	326,723 тыс.т	2,391 тыс. т
Железные руды		5 406, 8 млн т	5 936,4 млн т	12,228 млн т
Титан (TiO <sub>2</sub> )		76,1 млн т	56,6 млн т	-
Медь		25 554,9 тыс.т	10 316,1 тыс.т	38,0 тыс.т
Никель		347 тыс т.		
Свинец		5 546,5 тыс.т	3 845,6 тыс.т	52,0 тыс.т
Цинк		23 610,6 тыс.т	12 177,7 тыс.т	57,3 тыс.т
Олово		1 592 533 т	517 947 т	2 736 т
Вольфрам (WO <sub>3</sub> )		625 405 т	219 567 т	2 860 т
Золото		4 326,049 т	4 326,049 т	201,302 т
Серебро		33 066,8 т	46 847,7 т	1 439,2 т
Платиноиды		31,37 т	20,22 т	0,447 т
Алмазы		713 057,0 тыс.кар.	189 167,5 тыс.кар.	33 164,9 тыс. кар.
Германий		957,4 т	1 033 т	3,2 т
Борные руды (B <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )		20 854,9 тыс.т	12 630,7 тыс. т	78,8 тыс. т
Редкоземельные металлы (ΣTR <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )		7 371,6 тыс.т	1 969,5 тыс. т	-
Плавиновый шпат		21 848 тыс.т	14 774 тыс. т	4 тыс. т
Молибден		994,21 тыс т	446,69 тыс. т	-
Висмут		10 633,8 т	19 367,0 т	369,9 т

Основными направлениями развития горнопромышленного комплекса Дальнего Востока на ближайшую перспективу являются:

- Освоение углеводородного потенциала на прилегающем шельфе морей Тихого и Северного Ледовитого океанов, а также в благоприятных структурах континентальной части. Наиболее перспективными районами являются участки шельфа Охотского и Берингова моря.
- Освоение крупных золоторудных медных месторождений в Магаданской области

(Наталка) в Чукотском АО (Майское), в Хабаровском (Малмыжское) и Забайкальском крае (Лугоканское и Култуминское). Поиск и разведка месторождений эпитермального золото-серебряного оруденения в пределах гигантских окраинно-континентальных вулканогенных поясов Дальнего Востока. Большинство отрабатываемых в настоящее время месторождений золота и серебра относятся именно к этому типу (Многовершинное, Дукат, Лунное, Покровское, Хаканджа, Валунистое, Биркачан, Гольцовое, Тидит Купол и др.).

Расширение минерально-сырьевой базы урана: интенсификация геологоразведочных работ в Витимском районе Бурятии. Создание нового горно-металлургического производства на базе освоения железорудных месторождений Березовского и Железный кряж в Забайкальском крае. Вовлечение в отработку месторождений молибдена: Бугдаинского в Забайкальском крае, Ореkitканского и Жарчихинского в Республике Бурятия. Возобновление добычи тантала и лития на Орловском месторождении, интенсификация добычи ниобия на Этыкинском и Катугинском месторождениях в Забайкальском крае. Организация добывающего и металлургического производства титана на базе коренных месторождений Чинейского и Кручининского в Забайкальском крае. Освоение уникального Удоканского месторождения медистых песчаников и сланцев. Освоение разведанных месторождений полиметаллов в Бурятии (Озерное, Холоднинское). Перечисленные направления выделяются как отдельные, но тесно связанные между собой задачи по поиску, разведке, добыче, обогащению и глубокой переработке минерального сырья с целью получения товарной продукции с высокой степенью добавленной стоимости для различных отраслей: горно-металлургической, горно-химической, строительных материалов и других в зависимости от исходного сырья и получаемой товарной продукции, с учетом экономических, экологических, логистических, юридических и геополитических аспектов.

В условиях развивающегося в нашей стране тренда на импортозамещение использование продукции горнопромышленного комплекса приобретает особый смысл, как для внутреннего потребления, так и для ее экспорта.

Таким образом, для решения конкретных проектов по комплексному освоению месторождений полезных ископаемых, в том числе морских, формируются находящиеся в неразрывной взаимосвязи основные концептуальные направления:

- геологическое, связанное с определением сырьевой базы, включая поиск, разведку, подсчет запасов сырья, его состав и кондиции на минеральное сырье;
- технологическое, связанное с разработкой новых видов высокотехнологического оборудования и технологических схем, направленных на поиск, разведку, добычу, обогащение и глубокую переработку минерального сырья до получения товарной продукции с высокой добавленной стоимостью, которая будет конкурентоспособной на внутреннем и внешних рынках;
- экономическое, направленное на детальную экономическую оценку проектов освоения морских месторождений полезных ископаемых с учетом проектирования, капитальных затрат на создание горного предприятия, затрат на маркетинг по реализации товарной продукции;
- логистическое, обеспечивающее эффективные схемы хранения и перемещения потоков исходного минерального сырья, полуфабрикатов и товарной продукции;

- экологическое, обеспечивающее всестороннюю экспертизу, учитывающую негативные последствия от влияния реализации проекта по освоению минеральных ресурсов на всех стадиях технологического процесса;
- юридическое, направленное на создание, совершенствование и применение Российского и международного права для продвижения проектов по освоению морских минеральных ресурсов;
- геополитическое, направленное на продвижение проектов по освоению морских минеральных ресурсов с учетом национальных интересов России, в том числе в пределах ее территориальных вод, границ экономической зоны, а также в нейтральных водах Мирового океана.

Решение этих задач может не только обеспечить минеральным сырьем промышленность России, но и создать дополнительный продукт для экспорта с высокой добавленной стоимостью.

*Список использованных источников*

1. [http://www.gks.ru/bgd/regl/b18\\_14p/Main.htm](http://www.gks.ru/bgd/regl/b18_14p/Main.htm)
  2. Андреев А.В. Формирование горно-промышленного комплекса Приморья// Материалы первой международной научной конференции «Проблемы освоения георесурсов Российского Дальнего Востока и стран АТР, Владивосток, 2001, С.192-194.
- 

**EXPORT POTENTIAL OF THE MINERAL RESOURCE BASE OF THE FAR  
EASTERN FEDERAL DISTRICT**

*Andreev A. V., Belov A. V.*

The processes of comprehensive development of the Far Eastern region on the accelerated development of basic industries, including the mining complex, aimed at introducing advanced technologies for the exploration, production, and deep processing of mineral resources with the production of marketable products with high added value were considered. The raw material base for this can be newly explored, exploited mineral deposits, mining waste, as well as mineral raw materials of the coastal and shelf zone and deep-water resources of the World Ocean. This will meet Russia's domestic needs and the export potential of marketable products.

---

**ПЕРСПЕКТИВЫ ИМПОРТОЗАМЕЩЕНИЯ В ГОРНО-ПЕРЕРАБАТЫВАЮЩЕЙ  
ОТРАСЛИ**

*Мезенин А.О., Пайков А.А.*

Научно-производственная корпорация «Механобр-техника» (акционерное общество),  
Санкт-Петербург, Российская Федерация, e-mail: [mezenin\\_ao@mtspb.com](mailto:mezenin_ao@mtspb.com), [paikov\\_aa@mtspb.com](mailto:paikov_aa@mtspb.com)

*В докладе представлены возможности импортозамещения в горно-перерабатывающей отрасли.*

Стратегия импортозамещения в горно-перерабатывающей отрасли и в смежных областях промышленности имеет, как минимум, две стороны.

Одна сторона связана с очевидным, хотя и вынужденным ограничением международной конкуренции, ростом доли несовершенной (неидеальной) конкуренции и

с общеизвестными издержками в виде снижения общего качества продукции, в ряде случаев, с повышением цен на продукцию монополистов, как это часто бывает при жестком администрировании рынка, а также с потенциальным ростом коррупционной составляющей. Внутриконтурная среда при этом сужается, падает рыночная сила поставщиков и потребителей, уменьшается угроза появления новых мощных негосударственных конкурентов. Это, впрочем, не исключает появления мощных конкурентов - монополистов, аффилированных с государством.

Другая сторона импортозамещения – это расширение горизонтов возможностей отечественных разработчиков и поставщиков оборудования и технологий, в нашем конкретном случае – оборудования для горно-перерабатывающей промышленности и структурно близких к ней: промышленности строительных материалов и индустрии рециклинга твердых отходов. Это обеспечивает стабильность в жизненно важных базовых отраслях экономики.

В 1980-х годах экономика СССР вошла в период стагнации, в том числе, в следствие «холодной войны» и низких мировых цен на нефть. В результате в области горного и транспортного машиностроения в научно-техническом плане, за редким исключением, мы заметно отстали от мирового уровня, в первую очередь, по качеству производимого оборудования. Затем была частично потеряна собственная развитая машиностроительная база, начавшая разрушаться еще в пресловутые 1990-е годы.

Представляется, что в сложившихся экономических и политических реалиях нам следует, в первую очередь, обеспечить в Российской Федерации развитие некоторых базовых позиций в горном машиностроении.

С целью ослабления санкционного давления, приказом Правительства РФ от 29.03.2022 года № 506 «О товарах (группах товаров), в отношении которых не могут применяться отдельные положения Гражданского кодекса РФ о защите исключительных прав на результаты интеллектуальной деятельности» был составлен список товаров, на которые распространяется разрешение на так называемый параллельный импорт. К сфере интересов горной индустрии можно отнести следующие позиции параллельного импорта: изделия из цветных и черных металлов, органические химические соединения и ПАВ, электрические машины и оборудование, сборные строительные конструкции и ряд других товаров. К подсанкционным товарам страны западной Европы, Азии и Северной Америки по состоянию на первое полугодие 2022 года напрямую не включили машины и оборудование для горно-перерабатывающей промышленности и индустрии рециклинга твердых промышленных отходов. Однако, машиностроительные компании этих стран существенно ограничили возможность покупки такой продукции или включили в санкционный перечень некоторые российские предприятия горно-металлургической отрасли, запретив, таким образом, поставлять им напрямую оборудование и запасные части.

Крупнейшие обогатительные фабрики РФ, вошедшие в строй за последние годы, относящиеся к медной под-отрасли и спроектированные совместно российскими и финскими инжиниринговыми компаниями, в основном оснащены современным технологическим оборудованием импортного происхождения. Технический уровень этих предприятий полностью соответствует мировому уровню.

По данным наших опросов, платежеспособный спрос на импортное обогатительное



оборудование в 2020–2021 годах в горно-металлургической отрасли варьировал в диапазоне 40–80 %, а в промышленности нерудных строительных материалов - в диапазоне 10–15 %. Сведения о технических возможности производства и поставок основного оборудования для обогащения полезных ископаемых и средств контроля, приведен в таблица 1.

*Таблица 1 – Технические возможности импортозамещения для нужд горно-обогатительных предприятий*

Виды базового высокопроизводительного и (или) высокотехнологичного оборудования	Возможности импортозамещения		
	Отечественное оборудование	Параллельный импорт	Отсутствует
Дробилки щековые крупного и среднего дробления	+		
Дробилки конусные крупного, среднего и мелкого дробления	+		
Дробилки конусные инерционные	+		
Питатели вибрационные	+		
Грохоты вибрационные разных типов площадью до 22 м <sup>2</sup>	+		
Пресс-валки высокого давления производительностью свыше 300 т/час	-		+
Мельницы самоизмельчения, полусамоизмельчения и шаровые рудные объемом до 250 м <sup>3</sup>	+		
Мельницы самоизмельчения, полусамоизмельчения и шаровые рудные объемом свыше 250 м <sup>3</sup>	-		+
Мельницы вертикальные рудные			+
Гидроциклоны диаметром свыше 1000 мм	+		
Безредукторные электрические приводы мощностью свыше 8 тыс. кВт	-		
Дробилки ударные всех типов	+		
Сепараторы магнитные и электромагнитные	+		
Флокуляторы и дефлокуляторы магнитные	+		
Сепараторы электростатические	+		
Сепараторы радиометрические	частично		
Печи промышленные для СВЧ-обработки	-	+	
Большеобъемные флотомшины	+		
Машины (приборы) для извлечения россыпного золота всех типов	+		
Классификаторы спиральные	+		
Фильтры вакуумные	+		
Пресс-фильтры автоматические	+		
Фильтры гипербарические		+	
Фильтры керамические	+		
Сгустители радиальные	+		
Лента конвейерная (транспортная) шириной свыше 1200 мм	+		
Насосы грунтовые с рабочим диаметром до 700 мм	+		
Трубы для транспортировки рудных пульп стальные, полиэтиленовые и футерованные полимерами и композитными материалами.	+		
Внутрицеховое подъемно-транспортное оборудование	+	+	
Оборудование лабораторное для исследования руд на обогатимость	+		

Как следует из приведенной таблицы, быстрое импортозамещение невозможно всего в нескольких критических группах оборудования. К ним относятся, в первую очередь мощные электродвигатели, а также рудные мельницы самых крупных типоразмеров и пресс-валки высокого давления. Поставки этих машин для новых или реконструируемых обогатительных фабрик весьма проблематичны. Что касается упомянутых рудных мельниц, то действующее оборудование такого типа относится к машинам очень длительного жизненного цикла и нуждается, в основном, в сменных деталях.

Решение о разработке и постановке на производство нового крупного оборудования – это задача и отраслевой экономики и политэкономии, позволяющей предсказать развитие, в первую очередь, социально-политической ситуации.

Особое место в перечне оборудования для обогащения минерального сырья природного или техногенного происхождения занимают машины малых типоразмеров для проведения лабораторных испытаний в исследовательских подразделениях предприятий и учебных заведений.

Технологическая оценка – завершающий этап исследований вещественного состава любого месторождения – природного или антропогенного. Замыкая ряд экспериментальных исследований, исследования обогатимости сырья позволяют выполнить технико-экономическую оценку его коммерческой привлекательности и предложить варианты дальнейших работ по доразведке, освоению и эксплуатации месторождений.

Отметим, что спрос на лабораторное оборудование представляется в некотором роде индикатором развития отрасли, поскольку научное изучение проблемы – это первая и обязательная стадия процесса исследований и разработок в любой сфере, в том числе, и в горно-перерабатывающей промышленности (таблица 2).

*Таблица 2 – Распределение продаж по типам лабораторного оборудования (1 кв. 2022 г)*

Тип оборудования	Поставки, %	Тип оборудования	Поставки, %
Щековые и конусные дробилки	18,06		
Мельница шаровая	15,11	Грохоты и вибросита	2,27
Машина флотационная	13,83	Стол концентрационный	2,14
Молотковые и валковые дробилки	10,17	Сепаратор электростатический	1,99
Истиратели вибрационные	10,05	Фильтр гипербарический	1,74
Сократители, делители, усреднители	5,62	Анализатор электромагнитный	1,31
Магнитные и электромагнитные сепараторы	4,36	Отсадочная машина	0,93
		Питатели	0,72
Анализаторы ситовые	3,82	Пробоотборники	0,70
Истиратель дисковый	3,02	Классификатор спиральный	0,65
Сгуститель	2,94	Вспомогательное	0,57

Предприятия Северо-западного региона РФ, а точнее, Санкт-Петербурга и Ленинградской области являются абсолютными лидерами по разработке и производству лабораторного оборудования для исследований на обогатимость природного и техногенного минерального сырья. Этому, в частности, способствует более благоприятная на фоне других регионов социально-экономическая ситуация в городе.

За последние два года основные петербургские поставщики лабораторного оборудования увеличили его производство примерно на 40%.

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

1. Вопросы целесообразности импортозамещения в сфере горно-перерабатывающей промышленности должны решаться с учетом как финансовой оценки инвестиционной составляющей, так и с учетом политэкономической ситуации в стране и на мировых рынках.
  2. В области производства основного технологического оборудования для обогащения полезных ископаемых возможности российских производителей довольно надежные, за исключением постановки на производство трех-четырех видов оборудования высокой единичной производительности.
  3. В области лабораторной техники для исследования минерального сырья на обогатимость отечественные машиностроительные предприятия обеспечивают поставку всех типов требуемого оборудования.
- 

## **PROSPECTS FOR IMPORT SUBSTITUTION IN THE MINING AND PROCESSING INDUSTRY**

*Mezenin A.O., Paikov A.A.*

The report presents the possibilities of import substitution in the mining and processing industry.

---

## **СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО СЫРЬЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ В УСЛОВИЯХ АРКТИКИ\***

*Горячев А.А., Макаров Д.В., Светлов А.В.*

ФГБУН Институт проблем промышленной экологии Севера – обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: a.goryachev@ksc.ru*

*Проведены исследования по обогащению медно-никелевого сырья Мурманской области, которое перерабатывали методами кучного выщелачивания и низкотемпературного обжига с последующим водным выщелачиванием. Достигнуто высокое извлечение никеля и меди в раствор. Показана перспективность использования данных методов в условиях Арктики.*

Значительную роль в экономическом развитии Мурманской области, являющейся частью Арктической зоны Российской Федерации, играет медно-никелевая промышленность.

Ряд месторождений, рассматриваемых в качестве перспективных для переработки альтернативными методами обогащения, связан с рудно-магматическими системами Мончегорского плутона, состоящего из двух ветвей, первая представлена массивами Ниттис-Кумужья-Травяная, вторая – массивами Сопча и Нюд-Поаз.

---

\* Работа выполнена в рамках тем НИР №№0226-2019-0011 и 1021051803680-5, частично поддержана средствами гранта №19-05-50065 Микромир

С технологической точки зрения также обращает на себя внимание Аллареченское техногенное месторождение (далее – ТМ), расположенное в Печенгском районе. Данный объект представляет собой отвал горных пород, образованный в результате разработки коренного Аллареченского месторождения.

В регионе накоплен значительный объем тонкодисперсных хвостов обогащения медно-никелевых руд. Хвосты характеризуются преобладанием фракции -0,1 мм, при этом значительная доля приходится на фракцию -0,044 мм. Основными рудообразующими минералами во всех указанных видах сырья являются пирротин, пентландит, халькопирит и магнетит.

Для эффективной переработки вышеупомянутого медно-никелевого сырья требуется разработка альтернативных способов обогащения.

Выбор технологии обогащения определяется особенностями медно-никелевого сырья, а именно – вещественным составом и содержанием целевых компонентов.

Для переработки некондиционного сырья, в частности – техногенных отходов, содержание цветных металлов в которых не превышает 1 %, перспективным представляется метод кучного выщелачивания (КВ). В случае хвостов обогащения существует необходимость укрупнения материала для повышения фильтрационных свойств штабеля.

Для обогащения медно-никелевых руд с содержанием цветных металлов >1 % и черновых концентратов перспективным является метод низкотемпературного обжига с сульфатом аммония.

Проведенные ранее исследования по обжигу медно-никелевого сырья показали, что сульфиды и оксиды металлов реагируют с  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  с образованием водорастворимых сульфатов.

В ходе исследования рассмотрены варианты переработки природного и техногенного сырья, а именно – тонкодисперсных хвостов обогащения медно-никелевых руд предприятия АО «Кольская ГМК», руды месторождения Нюд Терраса, руды Аллареченского ТМ.

В ходе исследования по обогащению медно-никелевых хвостов была проведена их сернокислотная грануляция с последующим выщелачиванием по следующей схеме: измельчение сырья → грануляция сырья с использованием серной кислоты → орошение полученных гранул окислителем → хранение гранул в течение шести месяцев → кучное выщелачивание гранул.

Содержание металлов в хвостах, %: Ni – 0,20, Cu – 0,07, Fe – 14,1. Хвосты гранулировали с использованием в качестве связующего 30 %-го раствора серной кислоты, соотношение Т:Ж варьировали от 4:1 до 9:1. На выходе гранулы по форме представляли собой таблетки диаметром 3-4 мм и высотой 1-1,5 мм, которые орошали 0,5 %-ым раствором серной кислоты, содержащим окислитель  $\text{Fe}^{3+}$  в количестве 2 г/л, соотношение гранул и окислителя составляло 5:1. После этого с целью имитации климатических условий Арктики гранулы хранили в течение шести месяцев в морозильной камере при температуре -15 °С.

В ходе последующего кучного выщелачивания в стеклянных перколяторах на слой гранул массой 200 грамм пять раз в неделю в течение 20 суток подавали дистиллированную воду объемом 50 мл. Затем следовала стадия сернокислотного выщелачивания, при

которой на поверхность кучи с той же частотой подавалось 50 мл 2 %-го раствора серной кислоты.

Руду месторождения Нюд Терраса и Аллареченского ТМ перерабатывали с использованием метода кучного серноокислотного выщелачивания.

Для проведения испытаний по выщелачиванию были использованы образцы руды Нюд Терраса с содержанием Ni 0,42 % и Cu 0,15 % и руды Аллареченского ТМ с содержанием металлов Ni 0,52 % и Cu 0,74 %.

Руду измельчали до крупности -3+1 мм и помещали в стеклянные перколяторы. Масса загруженной в перколятор руды составляла 220 г. В колонки с рудой подавали по 25 мл 2 %-го раствора серной кислоты три раза в неделю. Продолжительность экспериментов составила 80 сут. Исследования по моделированию кучного выщелачивания проводили при температуре около +19 °С.

В ходе экспериментов по низкотемпературному обжигу медно-никелевую руду Аллареченского ТМ с содержанием Ni 5,8 % и Cu 2,9 % смешивали с сульфатом аммония (х.ч., ГОСТ 3769-78) и измельчали полученную смесь в шаровой мельнице. Затем смесь в течение 240 мин обжигали при различных температурах в муфельной печи. Температуру обжига варьировали от 300 до 500 °С с шагом 50 °С. Нагрев до заданной температуры составлял 60 мин. После обжига клинкер охлаждали в течение 60 мин. Далее клинкер выщелачивали подогретой до +80 °С дистиллированной водой в течение 40 мин при постоянном перемешивании с интенсивностью 230 мин<sup>-1</sup>.

В продуктивных растворах на протяжении всех экспериментов определяли концентрации никеля и меди по стандарту ПНД Ф 14.1:2:4.140-98 методом атомно-абсорбционной спектроскопии с электротермической атомизацией.

Сравнение результатов грануляции медно-никелевых хвостов при различном соотношении Т:Ж позволило установить, что для гранул, полученных при соотношении Т:Ж = 4:1, характерна высокая слеживаемость, не обеспечивающая требуемого контакта с выщелачивающим агентом. Из данных гранул к концу эксперимента было извлечено 33,6 % никеля и 13,5 % меди. Гранулы, приготовленные при соотношении Т : Ж = 9 : 1 характеризовались низкой прочностью, что приводило к их физическому разрушению на ранней стадии выщелачивания и последующему ухудшению фильтрации раствора. К концу эксперимента было извлечено 34,1 % никеля и 4,5 % меди.

Наилучшие физические характеристики гранул были получены при соотношении Т : Ж = 6 : 1. Значительная часть гранул сохраняла свою исходную форму на протяжении всего эксперимента. За 40 суток выщелачивания в раствор было извлечено 44,4 % никеля и 8,9 % меди.

Переработка руды Аллареченского ТМ и месторождения Нюд Терраса методом кучного серноокислотного выщелачивания позволила достичь следующих результатов. Концентрация металлов в продуктивных растворах при переработке руды Аллареченского ТМ в среднем составила 114,6 и 70,7 мг/л для никеля и меди, соответственно.

Концентрация металлов в продуктивных растворах снижалась по мере увеличения продолжительности эксперимента и к концу эксперимента не превышала 50 мг/л. За 100 суток выщелачивания из руды извлечено 10,2 % никеля и 4,4 % меди.

В процессе переработки руды месторождения Нюд Терраса средняя концентрация никеля в растворах составила 114,2 мг/л, меди – 32,7 мг/л.

К концу эксперимента из руды месторождения Нюд Терраса удалось извлечь 12,8 % никеля и 10,2 % меди.

За одинаковый период кучного выщелачивания извлечение металлов из руды месторождения Нюд Терраса было выше, что указывает на необходимость дополнительной активации поверхности зерен сульфидных минералов руды Аллареченского ТМ, в особенности – халькопирита, являющегося главным концентратом меди.

По результатам низкотемпературного обжига руды Аллареченского ТМ установлено, что при температуре 300 °С происходит минимальное извлечение металлов, в процессе водного выщелачивания извлечено 17,0 % никеля и 18,9 % меди.

Повышение температуры обжига приводило к увеличению извлечения металлов. Наибольшее извлечение никеля было достигнуто при температуре обжига 450 °С, в раствор перешло почти 44 % металла.

Влияние соотношения концентрат : сульфат аммония на извлечение металлов в раствор исследовано при температуре 400 °С.

Анализ извлечения металлов при использовании различного соотношения концентрата и сульфата аммония показал, что наибольшее извлечение никеля было достигнуто при соотношении 1 : 7, в раствор перешло 79,0 %.

Извлечение меди с увеличением доли сульфата аммония в обжигаемой смеси также росло. При соотношении 1 : 2 извлечено 36,0 % меди, а при соотношении 1 : 9 – 79,1 %. С целью повышения извлечения цветных металлов в раствор было проанализировано влияние степени измельчения руды.

Измельчение вели совместно с сульфатом аммония.

Опыты выполнены при оптимальной температуре 400 °С и соотношении концентрат : сульфат аммония 1 : 7.

При измельчении смеси до крупности частиц -50 мкм было извлечено 87,1 % никеля и 81,4 % меди. Более тонкое измельчение до -40 мкм позволило увеличить извлечение никеля до 91,5 % и меди до 94,8 %.

Проведенные исследования показывают перспективность переработки медно-никелевого сырья Мурманской области альтернативными способами обогащения. При этом суровые климатические условия не являются препятствием при использовании предлагаемых процессов.

Широкое использование рассмотренных методов обогащения медно-никелевого сырья может повысить экономическую эффективность производства, а также существенно снизить негативное воздействие на окружающую среду.

---

## **METHODS FOR PROCESSING NATURAL AND ANTHROPOGENIC COPPER-NICKEL RAW MATERIALS IN THE ARCTIC**

*Goryachev A. A., Makarov D. V., Svetlov A. V.*

The research has been carried out on the enrichment of Murmansk region copper-nickel raw materials, that have been processed by heap leaching and low-temperature roasting, followed by water leaching. A high recovery of nickel and copper into solution has been achieved. The prospects of using these methods in the Arctic conditions have been shown.

---

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ВЫДЕЛЕНИЯ ЦИРКОНИЯ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОЛИСТИРОЛЬНЫХ СОРБЕНТОВ\*

*Чантурия В.А., Рязанцева М.В.*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: ryzanceva@mail.ru

*Исследована применимость сверхсшитых полистирольных сорбентов с целью выделения циркония и редкоземельных элементов из азотнокислого продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата. На основании полученных результатов выделены наиболее перспективные сорбенты.*

По запасам редкоземельных элементов (РЗЭ) Россия находится на втором месте после Китая: прогнозные ресурсы редкоземельных металлов (РЗМ) в Российской Федерации оцениваются как крупные и составляют 5,2 млн. т. в пересчете на сумму оксидов. При этом, собственное производство РЗЭ весьма ограничено: на текущий момент завод «АКРОН» (г. Великий Новгород) – единственное предприятие ведущее переработку фосфорно-apatитовых руд с получением на выходе концентратов РЗЭ с разделением на отдельные элементы. 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 объемы 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, наиболее проработанное, связано с фракционным осаждением РЗМ и циркония с использованием химических реагентов, выбор которых, хоть и отличается многообразием, однако, их применение создает 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.

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Российской Федерации в лице Министерства науки и высшего образования РФ № 13.1902.21.0018 (соглашение 075-15-2020-802).

Среди синтетических селективных сорбционных материалов, особое место занимают сорбенты на основе сверхсшитого полистирола. Химическая инертность сверхсшитого полистирола позволяет использовать его в таких агрессивных средах как  $\text{HNO}_3$ ,  $\text{HF}$ ,  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .

В данной работе\* представлены результаты, полученные при исследовании возможности использования полистирольных сорбентов производства [1-3] для выделения ценных компонентов из азотнокислотного продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата.

В таблице приведено краткое описание полученных результатов.

*Таблица – Сорбенты и полученные результаты*

Полимерная матрица	Функциональная группа	Полученные результаты
<b>Сорбент - сильноосновный анионит</b>		
Гелевая структура Стирол / дивинилбензол	Четвертичное аммониевое основание (тип 1)	За одну операцию в суммарную селективную фракцию элюата извлекается 75,3 % от содержания РЗМ в исходном растворе (75,8 % Ce, 80,6 % La, 64,5 % Pr, 46,5 % Nd) и 59,5 % Zr.
<b>Сорбент - сильнокислый катионит</b>		
Макропористая структура Стирол / дивинилбензол	Сульфокислота	Сорбент связывает 90–97% РЗМ, 83,2 % Zr, 71,9 % Sr, 80,14 % Fe, 85,3 % Mn, 82,8 % Ca, 55,9 % Al, 67,9 % Na.
<b>Сорбент - хелатная смола</b>		
Макропористая структура Стирол / дивинилбензол	Аминофосфорная кислота	Сорбент связывает ~99,9 % РЗМ и циркония, при этом на смоле также «оседает» 21,03 % Na, 94,7 % Al, 28,4 % Ca, 38,2 % Mn, 99,7 % Fe, 16,9 % Sr.
<b>Сорбент - сильноосновный анионит</b>		
Гелевая структура Стирол / дивинилбензол	Третичное аммониевое основание	За одну операцию в суммарную селективную фракцию элюата извлекается 70% от $\Sigma$ содержания РЗМ 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.

Извлечение и разделение и РЗЭ из многокомпонентных растворов представляет собой сложнейшую технологическую задачу в виду того, что химическое поведение целевых компонентов, а также многочисленных примесей зависит от их относительных концентраций, анионного фона и кислотности среды.

Представленные экспериментальные данные, дают возможность наметить несколько возможных путей, среди которых, очевидными представляются усовершенствование и развитие результатов, полученных с использованием хелатной смолы и сильноосновного анионита.

\* Работа выполнена с использованием научного оборудования ЦКП НИЦ «Курчатовский институт» – ИРЕА.



*Список использованных источников*

1. Даванков В.А., Цюрупа М.П., Блинникова З.К., Разделение модельной смеси  $\text{CaCl}_2$  –  $\text{KCl}$  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.
- 

**STUDY OF THE POSSIBILITY OF EXCRETION OF ZIRCONIUM AND RARE EARTH ELEMENTS USING POLYSTYRENE SORBENTS**

*Chanturiya V.A., Ryazantseva M.V.*

The applicability of hyper crosslinked polystyrene sorbents for the separation purpose of zirconium and rare earth elements from a nitric acid pregnant leach solution of eudialyte concentrate were studied. Based on the results obtained, the most promising sorbents were identified.

---

**ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ СЕВЕРНОГО КАЗАХСТАНА С ПОЛУЧЕНИЕМ ЧЕРНОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

*Булатов К.В., Газалеева Г.И., Шихов Н.В., Шигаева В.Н.,  
Бузунова Т.А., Назаренко Л.Н.*

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: gazaleeva\_gi@umbr.ru

*В статье представлены результаты разработки технологии обогащения титан-циркониевых песков Северного Казахстана. Описаны особенности получения черного концентрата. Приведены результаты гравитационного и магнитного фракционирования исходных песков. Получены высокие результаты по снижению потерь в хвостах.*

Титан является уникальным металлом, обладающим высокой прочностью. Температура плавления титана довольно высокая (1165 °С), в отличие от железа он не обладает магнитными свойствами. Главными потребителями титана являются авиационная промышленность, ракетостроение и флот.

Мировое производство металлического титана достигло в последние годы 500 тыс. т. Кроме того, на изготовление белого титанового пигмента ежегодно направляется около 4,5 млн. т двуоксида титана.

Среди разнообразных титансодержащих минералов промышленный интерес представляют ильменит  $\text{FeTiO}_3$  (35–65%  $\text{TiO}_2$ ), рутил (95%  $\text{TiO}_2$ ) и лейкоксен (60–90%  $\text{TiO}_2$ ) [1, 2]. Около 55% мировой добычи диоксида титана обеспечивается россыпными месторождениями. Ведущую роль при этом играют прибрежно-морские россыпи. Наиболее крупные и богатые из них расположены на побережьях Австралии, Индии, Шри-Ланки, Африки, на атлантическом побережье Северной и Южной Америки. Меньшее значение имеют континентальные аллювиальные россыпи, разрабатываемые в Сьерра-Лионе, на Украине, в Казахстане, Малайзии, Китае [3, 4].

Остальные 45% добычи диоксида титана приходится на коренные месторождения с

магматогенными рудами. В мире разрабатываются всего четыре магматогенных месторождения: китайское Паньчжихуа, норвежское Телльнес, канадское Лак-Тио и российское Куранах (Амурская область). Его эксплуатация приостановлена в связи со снижением цен на железный и ильменитовый концентраты, но в настоящее время возобновляется. Основные запасы ильменита, сосредоточены в Австралии, Канаде, КНР, Индии, Новой Зеландии, Норвегии, ЮАР, странах СНГ, США, а основные запасы рутила – в Австралии, Индии, Италии, Сьерра-Леоне, ЮАР, США, Бразилии (анатаз) [5, 6].

Казахстан обладает крупными запасами титановых минералов. Основу минерально-сырьевой базы титана составляют ильменит-циркониевые россыпи. Всего на территории Казахстана зафиксировано более 300 проявлений титановых руд. Из них в разряд месторождений отнесено 25. Расположены они, в основном, в Примугалжарье: Шокаш, Сабындыколь, Ащисай и др., в Северном Приаралье: Прогнозное, Устюртское; на севере (Обуховское и др.) и востоке Казахстана (Караот- кель, Бектемир).

Россыпи Северного Казахстана имеют две главные особенности, которые значительно влияют на технологические схемы их обогащения. Первая особенность – это наличие измененного ильменита – лейкоксена. Вторая особенность - достаточно мелкая крупность минералов титана и циркона в исходных песках.

Объектами исследований были титан-циркониевые пески месторождений Карагааш, Шокаш и Ащисай.

В исследованиях использовались ситовый анализ сухим и мокрым способом, химический и минералогический анализы по классам крупности, минералогический анализ на сканирующем электронном микроскопе EVO MA 15 (Carl Zeiss), изучение гравитационных и магнитных свойств пробы методами фракционирования в тяжелых жидкостях и магнитного фракционирования. Эксперименты проводились на полупромышленном оборудовании: поличастотном грохоте «Kroosh», гидроциклонной установке АКВ, винтовом шлюзе ВШ-750, высоконапорной бутаре «Итомак» и др.

Целью исследований являлась разработка технологической схемы обогащения. Общий вид пробы исследуемых титан-циркониевых песков представлен на рисунке 1.



*Рисунок 1 – Общий вид пробы титан-циркониевых песков Северного Казахстана*

В таблице 1 представлен минеральный состав исходных песков, поступающих на фракционирование. Для установления влияния лейкоксена на последующую технологию обогащения исходных песков, проведено фракционирование в тяжелых жидкостях «черного шлиха» (тяжелой фракции), выделенного из них на концентрационном столе Холмана (Holman (КС).

В таблице 2 приведены результаты обогащения исходных песков на концентрационном столе с получением «черного шлиха», на рисунке 2 дана схема фракционирования.

Таблица 1 - Минеральный состав исходных песков

Минерал	Массовая доля минерала, %	Минерал	Массовая доля минерала, %
Кварц	90	Рутил	1
Каолинит	3	Минералы железа (магнетит, хромит, гематит)	<1
Полевой шпат	2		
Слюда	2	Прочие силикаты и алюмосиликаты	<1
Ильменит (лейкоксен)	1		
Циркон	1		

Таблица 2 – Характеристика продуктов КС

Компоненты	Массовая доля, %			Извлечение от исходных песков, %	
	исходные пески	тяжелая фракция («черный шлик»)	силикатный продукт	тяжелая фракция («черный шлик»)	силикатный продукт
TiO <sub>2</sub>	1,52	15,40	0,21	87,63	12,37
ZrO <sub>2</sub> +HfO <sub>2</sub>	0,53	6,10	0,003	99,51	0,49
SiO <sub>2</sub>	92,90	67,41	95,31	6,28	93,72
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,60	2,75	2,59	9,15	90,85
CaO	0,22	0,14	0,23	5,36	94,64
MgO	0,090	0,14	0,08	13,92	86,08
K <sub>2</sub> O	0,22	0,090	0,23	3,61	96,39
Na <sub>2</sub> O	0,077	0,039	0,081	4,39	95,61
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> общ.	0,59	3,35	0,33	49,19	50,81
Выход, %	100,00	8,65	91,35		
Плотность, г/см <sup>3</sup>	2,70	3,07	2,66		

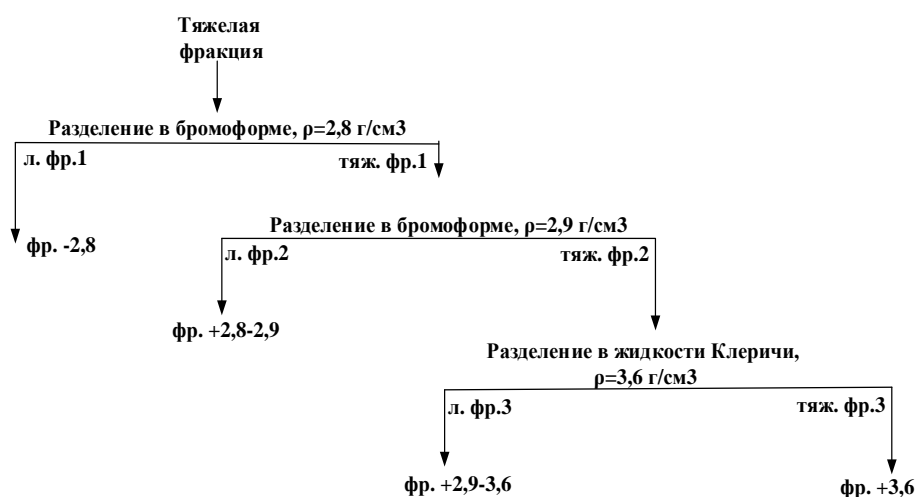


Рисунок 2 – Схема фракционирования тяжелой фракции КС в тяжелых жидкостях

По результатам минералогического анализа продуктов фракционирования установлено, что удельный вес минерала ильменита в пробе имеет разные значения, так как в процессе разделения ильменит распределился во фракции плотностью -3,6+2,9 г/см<sup>3</sup> (массовая доля 56,0 %, извлечение - 79,0 %) и во фракции плотностью +3,6 г/см<sup>3</sup> (массовая

доля 14,0 %, извлечение – 20,92 %). Рутил, также как и ильменит, в процессе фракционирования распределился по двум фракциям: плотностью  $-3,6+2,9$  г/см<sup>3</sup> и  $+3,6$  г/см<sup>3</sup>. Такое распределение не характерно для «чистого» ильменита.

Таким образом, на основании проведенных исследований установлено, что классического распределения минералов в тяжелых жидкостях, в том числе ильменита и рутила, не произошло, а значит есть основания утверждать об измененном составе ильменита - лейкоксенизации.

Магнитное фракционирование с выделением 6 магнитных фракций в магнитном поле с напряженностью от 1500 до 12000 Э также показало измененность ильменита.

По результатам минералогического анализа определено, что ильменит присутствует во всех магнитных фракциях, начиная с 6000 до 12000 Э. При этом основная его часть (89,87 %) выделилась в диапазоне напряженности магнитного поля менее 10000 Э. Наибольшая концентрация ильменита получена при напряженности магнитного поля 8000 Э, где массовая доля ильменита составила 73 %, концентрация - 46,52 %.

Данными исследованиями подтверждается, что минерал ильменит в пробе песков месторождений Северного Казахстана (Карагааш) имеет измененные свойства.

Одним из методов определения степени измененности ильменита является определение в нем содержания двухвалентного (FeO) и трехвалентного (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) железа, таблица 3.

*Таблица 3 – Результаты химического анализа по определению двух и трехвалентного железа*

Продукты обогащения	Выход, %	FeO (химия)	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (расчет)	Fe <sub>общ</sub> (химия)
Исходные пески	100,00	<0,5	0,59	0,59
Всего хвосты	91,35	<0,5	0,33	0,33
Тяжелая фракция КС	8,65	0,06	3,29	3,35
Выход				
м. фр.1 1500 Э	0,002	1,47	19,33	20,80
м. фр.2 6000 Э	0,358			
м. фр.3 8000 Э	0,72	<0,5	18,60	18,60
м. фр.4 9000 Э	0,45	<0,5	11,96	11,96
м. фр.5 10000 Э	0,08	<0,5	10,71	10,71
м. фр.6 12000 Э	0,08	<0,5	2,94	2,94
н. м. фр. 12000 Э	6,96	<0,5	0,24	0,24
Всего	8,65	0,06	3,29	3,35

Неизменный ильменит содержит в своем составе двухвалентное железо, измененный – трехвалентное железо, которое образуется при природном выщелачивании. В случае изучаемой пробы в магнитных фракциях, полученных при напряженности магнитного поля от 1500 до 10 000 Э, содержание трехвалентного железа в ильмените колеблется от 10,71 до 19,73 %, что указывает на его измененный состав.

Приведенные выше результаты исследований были использованы для подбора напряженности магнитного поля в процессе разработки технологической схемы. Для песков месторождений Шокаш и Ащисай картина лейкоксенизации аналогична. Кроме того, например, исходные пески месторождения Шокаш содержат фракции более 0,1 мм – 57,2 % при содержании в ней TiO<sub>2</sub> не более 0,3 % и следов оксида циркона. Причем содержания

данных оксидов в исходных песках составляют 6,42 % и 0,54 % соответственно, что определяют их как очень богатые. Исходя из данных по вещественному составу, для исходных песков Северного Казахстана предложено два варианта технологических схем с получением черного концентрата: гравитационный и магнитный.

Узел получения черновых концентратов традиционно для титан-циркониевых песков предназначен для максимальной концентрации минералов титана и циркона с выведением основного количества хвостов, обычно представленных кварцем. Хвосты при этом могут быть использованы для производства стекольных песков. В голове как гравитационной, так и магнитной схем предусмотрено выделение крупных частиц и мусора в бутаре, выделение класса -0,2 (-0,1) мм на высокочастотном грохоте Derrik или Kroosh и выделение шламов крупностью - 0,02 (-0,044) мм гидроциклонированием.

Гравитационная схема представляла традиционный вариант с использованием винтовых шлюзов, как в основной, так и в пересчетных и контрольных операциях.

Наилучшие технологические показатели были получены по магнитной схеме с использованием роторно-пульсационного аппарата (РПА) и высокоградиентной магнитной сепарации (ВГММС), приведенной на рисунке 3.

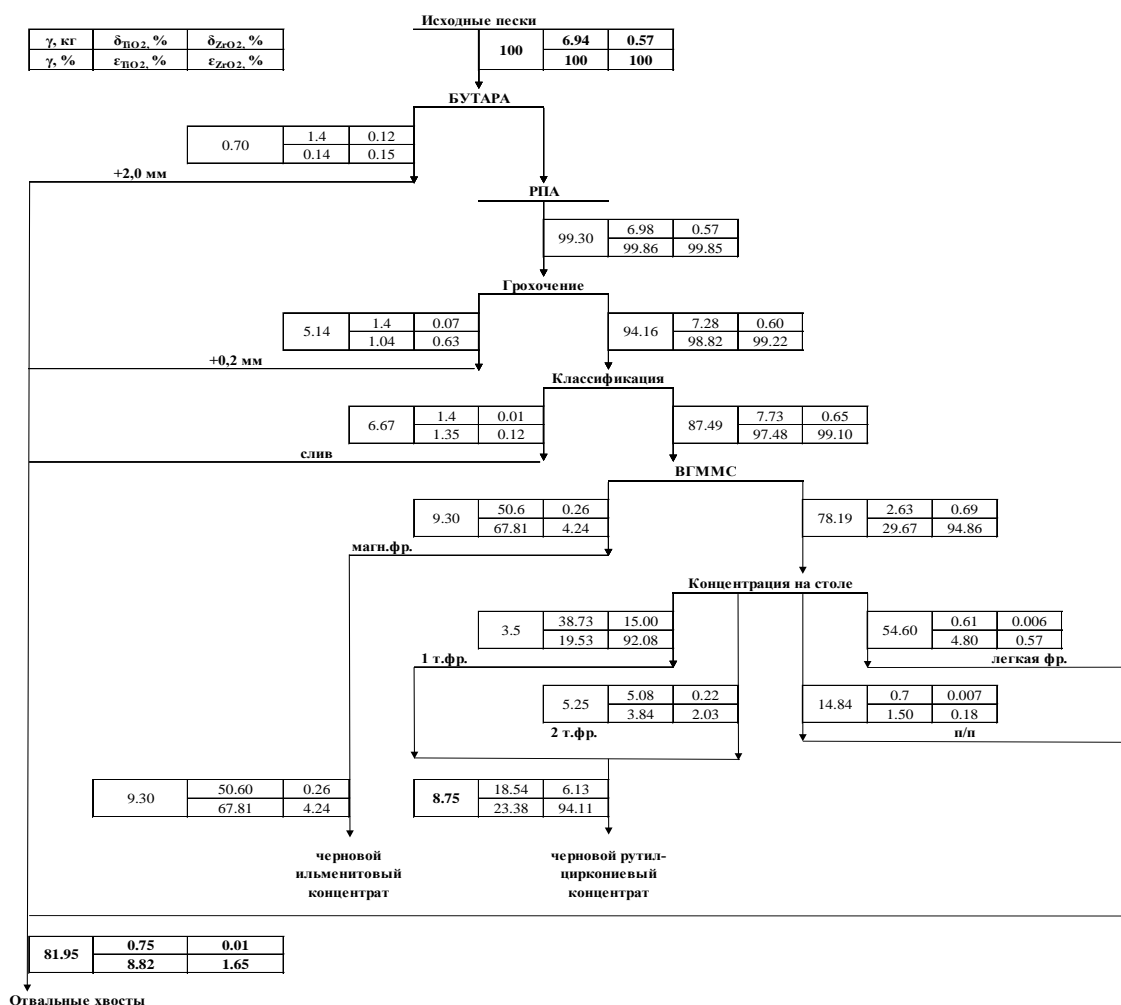


Рисунок 3 – Магнитная качественно-количественная схема получения черного концентрата из титан-циркониевых песков Северного Казахстана

В таблице 4 представлен баланс продуктов обогащения по магнитной схеме при переработке титан-циркониевых песков месторождения Шокаш.

*Таблица 4- Баланс конечных продуктов обогащения магнитной схемы*

Продукты	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		TiO <sub>2</sub>	ZrO <sub>2</sub>	TiO <sub>2</sub>	ZrO <sub>2</sub>
Черновой ильменитовый концентрат	9,30	50,6	0,26	67,81	4,24
Черновой рутил-циркониевый концентрат	8,75	18,53	6,14	23,36	94,11
Отвальные хвосты	81,95	0,75	0,017	8,83	1,65
Итого	100,00	6,94	0,57	100,00	100,00

В результате переработки по магнитной схеме были получены следующие продукты: черновой ильменитовый концентрат, черновой рутил-циркониевый концентрат и хвосты обогащения.

Содержание TiO<sub>2</sub> в ильменитовом концентрате составило 50,6 %, ZrO<sub>2</sub> - 0,26 %. Извлечение оксидов титана и циркона в ильменитовый концентрат составило – 67,81 % и 4,24 % соответственно. Содержание TiO<sub>2</sub> в черновом рутил-циркониевом концентрате составило 18,53 %, ZrO<sub>2</sub> - 6,14 %.

Извлечение оксидов титана и циркона в черновой рутил-циркониевый концентрат составило – 23,36 % и 94,11 % соответственно. В общей сложности извлечение TiO<sub>2</sub> в конечные продукты магнитной схемы составило – 91,17 %.

В таблице 5 приведен количественный химический анализ рутил-циркониевого чернового концентрата.

*Таблица 5 - Количественный химический анализ рутил-циркониевого чернового концентрата*

Элементы и оксиды	Тяжелая фракция 2	Элементы и оксиды	Тяжелая фракция 2
TiO <sub>2</sub>	17,1	Na <sub>2</sub> O	0,025
ZrO <sub>2</sub>	7,91	K <sub>2</sub> O	0,027
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,04	MnO	0,22
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,94	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,26
CaO	0,044	П.М.П.П.	0,16
MgO	0,14		

По данным таблицы 5 можно сделать вывод, что полученный черновой рутил-циркониевый концентрат содержит: TiO<sub>2</sub>- 17,1 %, ZrO<sub>2</sub> - 7,91 %, оксида хрома – 0,26 %. Данный концентрат подлежит доводке.

Анализ переработки титан-циркониевых песков по магнитной схеме показал ее достаточную эффективность.

*Преимуществами* схемы являются:

- получение в голове процесса за одну операцию высококачественного чернового ильменитового концентрата;
- высокий выход хвостов – 81,95 %;
- высокое извлечение TiO<sub>2</sub> в готовый ильменитовый (лейкоксоновый) и черновой рутил-циркониевый концентраты, которое находится на уровне 91,17 %, ZrO<sub>2</sub> - 98,35 %;
- высокая концентрация оксидов титана и циркона в черновых концентратах по

отношению к исходным пескам: в 5,1 и 10,9 раза соответственно;

- использование в схеме наиболее современного аппарата для высокоградиентной магнитной сепарации (ВГММС) – Longi, с напряженностью магнитного поля 17 000 Э;
- низкая энергоемкость схемы, так как операции классификации и ВГММС имеют низкий расход электроэнергии.

К недостаткам схемы относятся:

- низкоэффективная работа грохота и гидроциклона в операциях предварительного грохочения и классификации;
- ошламование исходных песков в роторно-пульсационном аппарате (РПА).

Данные недостатки характеризуют и гравитационную схему, так как операции в голове схем аналогичны.

С учетом недостатков схемы и необходимости перечистки чернового концентрата с получением высококачественных мономинеральных концентратов была проведена ее корректировка.

Таким образом установлено, что внедрение разработанной магнитной схемы при переработке титан-циркониевых песков месторождений Северного Казахстана позволит:

- выделить черновой ильменитовый концентрат с содержанием  $TiO_2$  - 45–50 %;
- получить черновой рутил-циркониевый продукт с содержанием  $TiO_2$  - 17–20 % и  $ZrO_2$  - на уровне – 6–7 %;
- обеспечить извлечение  $TiO_2$  и  $ZrO_2$  в черновые концентраты 85–95 %;
- обеспечить высокую концентрацию оксидов титана и циркония в черновых концентратах;
- вывести основную массу хвостов в коллективном цикле, сократив затраты на доводку черновых концентратов.

#### *Список использованных источников*

1. Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1975. 461 с.
  2. Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. Учебник для ВУЗов. – 2-е издание перераб., и доп./ – М.: Недра, 1987. 428 с.
  3. Полькин С.И. Обогащение руд и россыпей редких металлов // – М., «Недра». 1967. 616 с.
  4. Орлов С.Л., Шихов Н.В. Укрупненные испытания технологической схемы на материале представительной пробы исходных песков лицензионного участка весом 7 тонн, с учетом возможной корректировки отдельных узлов технологической схемы. //Горный журнал. Известия ВУЗОВ. Екатеринбург. 2015. С. 25–29.
  5. Справочник по обогащению руд. / Под редакцией О. С. Богданова. М. Недра, 1982.–367 с.
- 

## **TECHNOLOGY FEATURES OF BENEFICIATION TITANIUM-ZIRCONIUM SANDS OF NORTH KAZAKHSTAN WITH GETTING THE DRAFT CONCENTRATE**

***Bulatov K. V., Gazaleeva G. I., Shikov N.V., Shigaeva V.N.,  
Buzunova T.A., Nazarenko L.N.***

The article presents the results of the technology development beneficiation titanium-zirconium sands of North Kazakhstan. The features of getting rough concentrate are describe. The results of gravitational and magnetic fractionation sands of rare metals are given. The good results about of decrease the losses of rare metals in the tails are getting.

---

**АВТОКЛАВНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ КОНЦЕНТРАТОВ  
ДВОЙНОЙ УПОРНОСТИ В КОМПАНИИ «ПОЛИМЕТАЛЛ»  
– ВЫБОР РЕШЕНИЙ**

*Каплан С.Ф., Долотов А.С., Ковалев В.Н.*

Акционерное общество «Полиметалл инжиниринг», Санкт-Петербург, Российская Федерация,  
*e-mail: kaplan@polymetal.ru*

*В докладе рассматривается логика принятия ключевых решений по технологическим параметрам автоклавного вскрытия дважды упорных золотосодержащих концентратов «Полиметалла»*

Структура изменения золоторудных запасов «Полиметалла» отражает общемировые тенденции и заключается в переходе ко все более и более упорному сырью по мере отработки предыдущих месторождений. Так, если до 2017 года в структуре запасов «Полиметалла» 64 % составляло неупорное сырье, упорное – 25 %, дважды упорное – 11 %, то на начало 2022 г. сырье двойной упорности составляло 60 %, упорное – 22 %, неупорное – 18 %. «Упорное сырье» – технический термин, описывающий руды или концентраты, золото из которых плохо извлекается при прямом цианировании. Золото в этих объектах может иметь субмикронные размеры, тонко вкраплено и/или изоморфно замещает атомы в кристаллических решетках золотовмещающих минералов (например, пирита, арсенопирита). «Двойная упорность» подразумевает дополнительное присутствие в руде или концентрате сорбционно-активных веществ, прежде всего природного сорбционно активного углистого вещества, который может необратимо сорбировать золото, вскрываемое в гидрометаллургическом цикле.

Наиболее технологичным вариантом переработки упорных золотосульфидных концентратов является высокотемпературное автоклавное окисление (Autoclave Pressure Oxidation, POX). При этом упорные золотовмещающие минералы, такие как пирит, арсенопирит, окисляются, а золото может быть эффективно извлечено в процессе сорбционного цианирования в присутствии сорбента, например, активированного угля или ионообменной смолы (процессы Carbon-In-Leach, CIL или Resin-in-Leach, RIL). На территории РФ на 2022 г организовано только два предприятия по автоклавной переработке упорных золотосодержащих концентратов (Амурский Гидрометаллургический Комбинат, 2012 г, Амурск (ОАО «Полиметалл»)) и Покровский Автоклавно-гидрометаллургический Комбинат, 2018 г, Покровский рудник, (ГК «Петропавловск»)).

Нам кажется интересным осветить тему, которая очень редко обсуждается в литературе и на конференциях, а именно, логику принятия ключевых технологических решений по организации гидрометаллургической переработки упорных концентратов в «Полиметалле». Примерно в 2009 г, после принятия «Полиметаллом» концепции автоклавной переработки концентратов, встал вопрос о значениях технологических параметров процесса POX.

Технологические параметры первого автоклава «Полиметалла» (POX в кислой среде при температуре 200 °С, парциальном давлении O<sub>2</sub> 7 бар, общем давлении 21,6 бар, время пребывания 2 часа) были приняты по рекомендациям персонального эксперта James King, компании SNC Lavalin после исследования упорных руд и концентратов месторождения



Албазино (разрабатываемые в то время рудные тела, как выяснилось позже, проявляли невысокую упорность). После запуска АГМК-1 и приобретения месторождения «Майское» достаточно быстро было установлено, что ряд полученных концентратов проявляет значительный автоклавный прег-роббинг в условиях АГМК-1. «Прег-роббинг» (от «pregnant slurry» – насыщенная золотом пульпа и «robbery» – ограбление) – устойчивый технический термин – означающий значительное снижение извлечения золота вследствие ряда физико-химических факторов. Прег-роббинг при автоклавном окислении – явный признак двойной упорности концентратов.

Рассматривая возможность переработки более упорных концентратов, Николай Владимирович Воробьев-Десятовский (Начальник управления гидрометаллургии АО «Полиметалл Инжиниринг») склонялся к проведению щелочного РОХ при 190–200 °С. В то же время, Василий Николаевич Ковалев, заведующий Лабораторией агитационного выщелачивания и сорбции АО «Полиметалл Инжиниринг», предлагал вести процесс РОХ при температуре близкой к 250 °С. При этой температуре существенно увеличиваются скорости реакций окисления не только пирита и арсенопирита, но и углистого вещества, что позволит «выжечь» значительную часть природного сорбента в течение пребывания пульпы в автоклаве.

Фирма «Петропавловск» также пристально следила за автоклавным проектом «Полиметалла» АГМК-1, учла опыт его эксплуатации и в сочетании с собственными разработками, запустила в 2018 г. в эксплуатацию автоклавы с технологической температурой 225 °С и временем пребывания 30 минут, что, безусловно, расширило возможности их фирмы по переработке дважды упорных концентратов.

Широкий ряд собственных исследований в «Полиметалл Инжиниринге» привел к выводу о том, что главную негативную роль в автоклавной переработке дважды упорных концентратов играет природный углерод. Следовательно, наиболее эффективным способом увеличения извлечений золота является удаление природных углистых веществ на всех стадиях работы с сырьем – обогатительными методами при получении концентрата из руды и – на автоклавной стадии – применение параметров, обеспечивающих, помимо вскрытия золотосульфидных минералов, полное окисление природного углерода.

Этот подход позволил сформировать внутри «Полиметалла» собственное понимание технологических условий автоклавного процесса, уже не связанных с рекомендациями иностранных консультантов или фирм. В частности, было установлено, что процесс «выгорания» углерода в автоклаве требует существенно больших времен пребывания и больших температур, нежели чем требовались бы для окисления пирита и арсенопирита в концентрате одинарной упорности.

Для второго автоклава «Полиметалла» (АГМК-2) были сформулированы следующие условия – РОХ в кислой среде при температуре 240 °С, парциальном давлении O<sub>2</sub> 5 бар, общее давление 37,5 бар, время пребывания 6 часов, что позволит исключить потери золота в результате прег-роббинга из концентратов двойной упорности. На этот технологический вариант переработки дважды упорных концентратов был получен патент [1].

Такие значения параметров РОХ отразились в размерах автоклава для АГМК-2. При близкой производительности автоклавов АГМК-1 и АГМК-2 (примерно 200 000 т концентрата в год), автоклав АГМК-2 имеет полный объем 1244, рабочий объем 1108 м<sup>3</sup>, рабочий объем автоклава АГМК-1 составляет 153 м<sup>3</sup>.

Большой объем аппарата, температура 240 °С и время пребывания не менее 6 часов направлены на решение задачи – переработка более упорного концентрата, с существенно более высоким содержанием углерода и мышьяка (чем на АГМК-1) с высоким (выше 94–95 %) извлечением золота.

Оглядываясь назад, стоит отметить, что наиболее близкие параметры автоклавного процесса к современным, решающим проблемы автоклавной переработки концентратов и одинарной, и двойной упорности, предложили именно отечественные эксперты – Василий Николаевич Ковалев (температура автоклавирования 250 °С), в то время как другие предложенные в то время технологические направления оказались недостаточно эффективны для работы с современным столь упорным сырьем.

Таким образом, необходимо отметить, что «Полиметалл» успешно сформировал в составе фирмы инжиниринговое отделение («Полиметалл Инжиниринг»), выполняющее функции отраслевого института, способное самостоятельно проводить большие объемы лабораторного эксперимента и на их основании самостоятельно формировать критически важные, обоснованные на этой базе, технологические требования.

Автоклав для АГМК-2 был воплощен в металле с участием специалистов Hatch (дизайн автоклава) на предприятии фирмы СОЕК, Бельгия, но важно отметить, что ключевое техническое задание было сформировано отечественными специалистами. Степень успешности принятых решений, конечно, сможет быть в полной мере оценена после реального начала переработки дважды упорного сырья на АГМК-2. Весь мир, безусловно, пристально следит за этим проектом, так как мировой опыт автоклавной РОХ переработки на 2022 год (по нашим сведениям) ещё не имеет эксплуатируемых промышленных РОХ автоклавов, работающих при температуре 240 °С.

Влияние санкций, введенных против Российской Федерации рядом западных стран, резко отразилось на себестоимости добычи золота. Для российских активов «Полиметалла» совокупные финансовые затраты на унцию золота (AISC, All-in Sustaining Costs, USD/Oz) в 2021 г оценивались в 874 долл/унцию, тогда как в марте 2022 г прогноз по затратам составил уже 1200-1300 долл/унцию при биржевой стоимости золота порядка 1800 долл/унция. Не в последнюю очередь столь резкое изменение затрат является отражением того, что «Полиметалл» применяет для переработки значительной части сырья высокотехнологичное оборудование с высоким процентом иностранных запчастей, арматуры, промавтоматики.

Подытоживая, следует сказать, что для успешного функционирования ряда промышленных производств в современной обстановке требуется формировать собственные инженерно-научные группы для решения проектных и технологических проблем. «Купить» подобные решения становится все труднее. Большую ценность приобретает способность фирм самостоятельно решать проблемы замещения иностранных технологий, оборудования и запчастей.

#### *Список использованных источников*

1. Ковалев В.Н., Каплан С.Ф., Цыплаков В.Н., Агапов И.А., Воробьев-Десятовский Н.В. (RU); Акционерное общество "ПОЛИМЕТАЛЛ ИНЖИНИРИНГ" (RU). Способ получения золота из концентратов двойной упорности. Евразийский патент на изобретение № 035804, Рег. номер 2017000067 (RU) Заявл. 2017.08.11; Оpubл. 2020.08.13 Бюллетень № 08.

**THE AUTOCLAVE PRESSURE OXIDATION TREATMENT OF GOLD BEARING  
DOUBLE REFRACTORY CONCENTRATES IN POLYMETAL  
– STATE-OF-THE-ART**

*Kaplan S., Dolotov A., Kovalev V.*

The state-of-the-art in field of Autoclave Pressure Oxidation of Gold bearing double refractory Polymetal's concentrates is discussed.

---

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ И ПУТИ ПОВЫШЕНИЯ  
ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД  
ОКТЯБРЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ**

*Волкова С.В.<sup>1</sup>, Мамонов С.В.<sup>1,2</sup>, Хисамова А.С.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> Акционерное общество Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр»,

г. Екатеринбург, Российская Федерация

<sup>2</sup> Негосударственное частное образовательное учреждение высшего образования «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Российская Федерация

*В статье приводится характеристика вещественного состава и технологические особенности медно-цинковых руд Октябрьского месторождения. Предлагаются пути повышения качественно-количественных показателей обогащения руд, заключающиеся в применении гравитационного выведения золотосодержащего продукта из промпродуктов узла доизмельчения грубого медного концентрата, применении новых флотационных реагентов – ПМНС-4И и Florrea, изменении направленности циркуляционных продуктов и тепловом аэрационном кондиционировании пульпы перед циклом цинковой флотации.*

Октябрьское медноколчеданное месторождение относится к Бурибайскому рудному району, расположенному в западном крыле Магнитогорского мегасинклиория. В стратиграфическом отношении район сложен образованиями палеозоя, мезозоя и кайнозоя. Мезо-кайнозойские отложения слагают верхний структурный этаж района. По возрасту они относятся к триасу, юре, мелу, палеогену, неогену и всем четырем отделам четвертичной системы. Субвулканические породы района разделяются на верхнесилурийско-нижнедевонский и ниже-среднедевонский комплексы. Интрузивные породы представлены комплексами верхнесилурийско-нижнедевонского и постнижнекаменноугольного возраста.

Геологический разрез рудного поля сложен среднепалеозойскими вулканогенными и вулканогенно-осадочными породами. На месторождении выделяется 60 рудных тел. Морфология рудных тел определяется стратиграфическим и тектоническим факторами.

Стратиграфический фактор определяет залегание рудных тел на определенном стратиграфическом уровне, что обуславливает пласто- и линзообразную форму большинства рудных тел и их этажное расположение друг над другом.

Тектонический фактор определяет приуроченность рудных тел к крутопадающим тектоническим нарушениям, что обуславливает наличие значительных раздувов рудных тел. Размеры рудных тел колеблются от 30 до 350 м по простиранию, от 16 до 196 м по ширине при мощности рудных тел от 1 до 72 м. Глубина залегания оруденения от 37 до 512 м. В зависимости от содержаний компонентов выделяют медно-цинковые, медные и

серноколчеданные руды.

Медно-цинковая руда содержит: 2,07 % меди, 1,30 цинка, 22,7 % серы общей, 20,1 % железа общего, 36,4 % диоксида кремния, 0,8 г/т золота и 10,1 г/т серебра.

Медь в руде на 88,89 % ассоциирована с первичными минералами и на 9,18 % с вторичными сульфидами. Доля окисленной меди невелика и составляет 1,93 %.

Цинк в руде на 84,62 % представлен сульфидной формой (сфалеритом), на 5,38 % – окисленными минералами и на 8,46 % связан с гидроксидами железа и марганца.

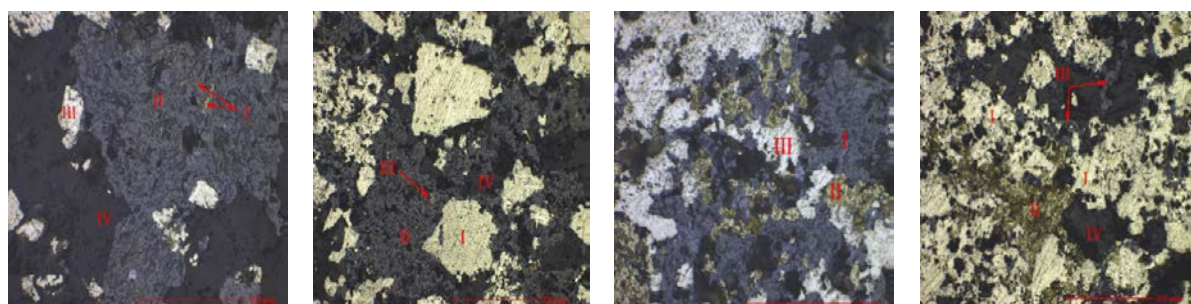
Сера сульфидная на 89,71 % ассоциирована с пиритом и на 8,03 % – с медными минералами. Суммарная доля сульфидной серы, связанной со сфалеритом, пирротинном и галенитом составляет 2,26 %.

Из руды цианированием извлекается 23,86 % золота. Основная масса упорного золота находится в тесной ассоциации с сульфидами железа и меди, его доля составляет 72,73 %. При этом 69,32 % дисперсного золота находится в ассоциации с пиритом и халькопиритом. Массовая доля крупного золота, связанного с пиритом и халькопиритом, невелика и составляет 3,41 %. Концентрация золота, связанного с нерудными минералами, составляет 2,27 %.

Доля серебра, извлекаемого цианированием из руды, составляет 3,38 %. Основная доля благородного металла приходится на серебро, связанное с нерудными минералами, и составляет 74,31 %, доля серебра, связанного с сульфидами меди и железа – 22,21 %.

По количеству слагающих сульфидов руда относится к вкрапленному типу. Промышленно-ценными минералами руды являются: халькопирит (5 %), борнит (<1 %) и сфалерит (2 %). Пирит (37 %) является преобладающим рудным минералом руды. Основные породообразующие минералы – пироксен (25 %) и кварц (21 %), в подчинённом количестве присутствуют амфиболы (7 %) и полевые шпаты (3 %).

Халькопирит (рисунок *а, б*) встречается в руде в виде ксеноморфных зерен и прожилков, распределяется по руде неравномерное, его выделения нередко заполняют межзерновое пространство зерен пирита и сфалерита, образуя вкрапления. Максимальный размер участков халькопирита, не содержащих видимые включения других рудных и нерудных минералов не более 0,1×0,08×0,03 мм.



*а*

*б*

*в*

*г*

*Рисунок - Характерный вид минеральных выделений медно-цинковой руды:*

*а* – эмульсионные вкрапления халькопирита (I) в сфалерите (II) и зерна пирита (III) в нерудной массе (IV); *б* – выделения пирита (I) и сфалерита (II), эмульсионные вкрапления халькопирита (III) в нерудной массе (IV); *в* – выделения сфалерита (I), находящиеся в сростании с зернами пирита (II) и халькопирита (II); *г* – зерен пирита (I), халькопирита (II), сфалерита (III) и нерудного минерала (IV)

Сфалерит (рисунок *a, в*) встречается в виде зерен изометричных неправильных форм. Его зерна образуют зернистые агрегаты. Максимальный размер участков сфалерита не более  $0,15 \times 0,1 \times 0,08$  мм. Зернистые агрегаты встречаются в тонких и эмульсионных сростках с пиритом, халькопиритом и нерудными минералами. Нередко в сфалерите наблюдаются эмульсионные вкрапления халькопирита.

Пирит (рисунок *a-г*) встречается в виде зерен и их скоплений, образующих сплошные зернистые массы. Зерна пирита неправильной изометричной формы. Максимальный размер зерен пирита  $0,08 \times 0,05 \times 0,03$  мм. Поверхность зерен дисульфида железа в большинстве случаев неровная. Включения пирита присутствуют в зернах сфалерита и нерудных минералах, образуя неравномерную тонкую вкрапленность. Крайне редко наблюдаются кристаллы пирита с кристаллографической огранкой. Зернистые массы пирита неправильной изометричной формы. Максимальный размер зернистого пирита не более  $0,4 \times 0,3 \times 0,3$  мм. В межзерновом пространстве пирита часто наблюдаются халькопирит, сфалерит и нерудные минералы.

Особенностью медно-цинковой руды Октябрьского месторождения является тонкая взаимная вкрапленность сульфидных минералов, доходящая вплоть до эмульсионной.

Руды Октябрьского месторождения перерабатываются на обогатительной фабрике АО «Бурибаевский ГОК» по схеме прямой селективной флотации.

На ОФ используют: собиратель – бутиловый ксантогенат калия (БКК), пенообразователь – метилизобутилкарбинол (МИБК), депрессор цинковых минералов – цинковый купорос ( $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ ) и сульфид натрия ( $Na_2S$ ), активатор цинковых минералов – медный купорос ( $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ ), регулятор среды – известь ( $CaO$ ).

В институте «Уралмеханобр» проведены исследования обогатимости медно-цинковой руды Октябрьского месторождения. Выявлены следующие технологические особенности руды и направления по повышению показателей обогащения:

1. В системе «основная медная флотация - доизмельчение грубого медного концентрата - I перечистная флотация» отмечается эффект циркуляционной концентрации золота [1-3]. Результаты генерального опробования показано, что в питании мельницы доизмельчения грубого медного концентрата (мельница М-3) и в ее сливе содержание золота составляет, соответственно, 3,6–3,9 г/т и 4,2–4,5 г/т (при содержании золота в руде 1,36 г/т, в медном концентрате – 3,6 г/т).

Результаты тестовых исследований по гравитационному выделению золота из указанных продуктов центробежной концентрацией в первой стадии на центробежном концентраторе Knelson KC-MD3 с доводкой тяжелой фракции на концентрационном столе СКЛ-0,2 показали принципиальную возможность получения: из питания мельницы М-3 – золотосодержащего продукта с массовой долей Au 12,9 г/т при операционном извлечении золота 27,0 %, из слива мельницы М-3 – золотосодержащего продукта с массовой долей Au 11,5 г/т при операционном извлечении золота 34,9 %.

Результаты тестовых исследований свидетельствуют о перспективности гравитационного выведения золотосодержащего продукта из промпродуктов узла доизмельчения грубого медного концентрата и необходимости дальнейших детальных исследований;

2. Разделение основной медной флотации на I и II основные медные флотации и введение перед II основной медной флотацией операции агитации пульпы с известью при

содержании свободного оксида кальция 160-220 г/м<sup>3</sup> в жидкой фазе пульпы и депрессорами цинковых минералов – цинковым купоросом и сульфидом натрия с расходом, соответственно, 120 г/т и 40 г/т, позволяет повысить качество медного концентрата с 18 до 19 % за счет глубокой депрессии пирита (содержание серы в концентрате снижается с 39,4 до 38 %) и сфалерита (содержание цинка в концентрате снижается с 2,8 до 2,1 %);

3. Измельчение исходной руды в присутствии 300 г/т сернистого натрия и 600 г/т цинкового купороса, а также при дополнительной подаче реагента-депрессора цинковых минералов – полиметиленафталинсульфоната (ПМНС-4И) в количестве 60 г/т позволяет снизить потери цинка в медном цикле с 24,2 до 17,9 %;

4. Применение реагентов «Florrea» (производные карбаматов) в смеси с бутиловым ксантогенатом калия в соотношении 30/70 позволяют увеличить извлечение меди в медный концентрат с 91,7 до 93,1 %, золота с 28,9 до 34,5 %, серебра с 31,2 до 35 % за счет увеличения его выхода.

5. Изменение направленности циркуляционных продуктов цинкового цикла путем заворота хвостов первой перечистной цинковой флотации и концентрата контрольной цинковой флотации во вторую основную цинковую флотация позволяет повысить содержание цинка в цинковом концентрате с 47,6 до 50 % при сохранении уровня извлечения цинка в цинковый концентрат на уровне 68 %;

6. Тепловое аэрационное кондиционирование пульпы перед циклом цинковой флотации в высокощелочной известковой среде при температуре 40-45 °С позволяет сократить потери цинка с отвальными хвостами с 21,7 до 18,4 % при повышении качества цинкового концентрата с 48,5 до 50,2 % в сравнении с базовым режимом флотации цинка при температуре 30-35 °С;

7. Применение реагента «Магнафлок-1597» в цикле цинковой флотации позволяет снизить содержание диоксида кремния в цинковом концентрате с 0,8 до 0,6 % при одновременном повышении массовой доли цинка с 50 до 52 %.

#### *Список использованных источников*

1. Морозов Ю.П. Повышение комплексности использования сульфидных руд на основе дополнительного извлечения золота. Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2015. – 61 с.
  2. Патент № 2598668 (РФ). Способ обогащения золотосодержащих продуктов / Ю.П. Морозов, И.Х. Хамидулин, Е.А. Фалей; заявитель и патентообладатель ООО «Таилс Ко».
  3. Морозов Ю.П., Хамидулин И.Х., Фалей Е.А. и др. Накопительные технологии гравитационного извлечения золота при обогащении сульфидных руд // Известия вузов. Горный журнал, 2013. № 7. – С. 102-106.
- 

## **TECHNOLOGICAL FEATURES AND WAYS TO INCREASE THE PERFORMANCE OF ENRICHMENT OF COPPER-ZINC ORES OF THE OCTOBER DEPOSIT**

*Volkova S., Mamonov S., Hisamova. A.*

The article presents the characteristics and technological features of the copper-zinc ores of the Oktyabrskoye deposit. Ways are proposed to improve the qualitative and quantitative indicators of ore dressing, which consist in the use of gravitational removal of the gold-bearing product from the middlings of the coarse copper concentrate regrinding unit; application of new flotation reagents - PMNS-4I and Florrea, change in the direction of circulating products and thermal aeration conditioning of the pulp before the zinc flotation cycle.

---

## ВЫБОР И ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМОВ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ ВОДНО-МИНЕРАЛЬНЫХ СИСТЕМ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

*Коваленко Е.Г.<sup>1,3</sup>, Двойченкова Г.П.<sup>2,3</sup>, Морозов В.В.<sup>4</sup>*

<sup>1</sup> Институт «Якутнiproалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация,

<sup>2</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: dvojpg@mail.ru*

<sup>3</sup> Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Амосова», г. Мирный, Российская Федерация

<sup>4</sup> Национальный исследовательский технологический университет «Московский институт стали и сплавов», Москва, Российская Федерация

*Установлена эффективность использования ультразвуковых, термических и реагентных способов очистки алмазов от гидрофильных суспензионных покрытий для увеличения извлечения алмазов при пенной сепарации.*

Потери алмазов в процессах пенной сепарации обусловлены гидрофилизацией поверхности различными по составу и структуре минеральными соединениями, которые присутствуют изначально или формируются в ходе технологического процесса.

Преобладающим типом минеральных образований на поверхности алмаза в процессах липкостной и пенной сепарации являются неструктурированные полидисперсные минеральные агрегаты в виде карбонатов, слоистых алюмосиликатов, и в меньшей мере островные и каркасных алюмосиликатов. В минеральных образованиях встречаются также кремнезем, сульфиды и гидроксидов железа.

По результатам измерений элементного состава показано, что неструктурированные образования на поверхности алмаза представлены в большей мере тонкодисперсным кальцитом и доломитом, и в меньшей мере – алюмосиликатными минералами.

Неструктурированные гидрофилизирующие покрытия на алмазах сложены скрыто и микрокристаллическим материалом с крупностью зерен до 10 мкм и представлены алюмосиликатами, карбонатными минералами, а также включениями хлорита, флогопита, пирита, апатита, гидроокислов железа, сульфатов кальция.

Для определения механической устойчивости покрытий на поверхности была применена ультразвуковая обработка на ультразвуковом генераторе ИЛ100-6/1. Результаты опытов показали, что после ультразвуковой обработки доля минеральных покрытий, сокращается в 1,8-4,2 раза. Оставшиеся на алмазах поверхностные образования имеют преимущественно кальций-магний-карбонатный состав, что говорит об удалении с поверхности алмаза преимущественно алюмосиликатных минералов.

Сравнение результатов анализа состава первичных и остаточных минеральных образований на поверхности алмаза, а также минеральных образований, удаленных с поверхности алмаза и осажденных из оборотной воды шламов, показывает, что применяемые методы механической очистки позволяют очистить поверхность алмаза преимущественно от слабо закрепившихся алюмосиликатных минералов.

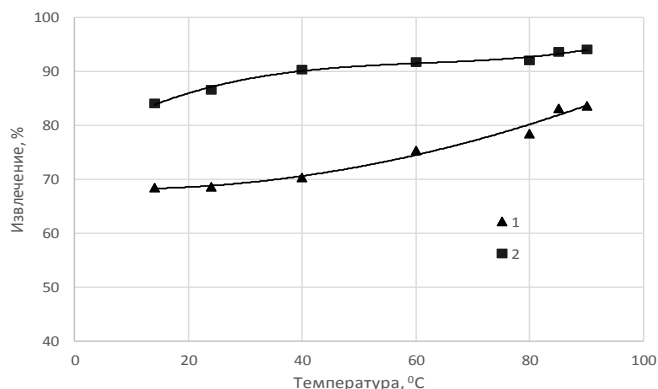
Для эффективной очистки поверхности от структурированных карбонатно-силикатных поверхностных покрытий и восстановление природной гидрофобности алмазов требуется применение более эффективных физических и физико-химических

методов.

В качестве перспективных способов обесшламливания поверхности алмаза были рассмотрены процессы ультразвуковой обработки и теплового кондиционирования питания пенной сепарации, а также и применение реагентов–диспергаторов.

Применение теплового кондиционирования питания пенной сепарации было изучено и апробировано на обогатительной фабрике №3 Мирнинского ГОКа. Обнаруженное повышение флотуемости алмазов связывается в основном с удалением рельефных поверхностных образований вследствие проявления термомеханического разрушающего эффекта. Отмечается также возможность увеличения растворимости карбонатных пленок на поверхности алмазов при электрохимической обработке оборотной воды.

Для выбора наиболее эффективных режимов были поставлены серии опытов, включающие тепловую и ультразвуковую обработку алмазов перед кондиционированием. Результаты экспериментов показали, что очищающее действие тепловой обработки от шламов проявляется при нагревании выше 60°C. Наибольший эффект наблюдается при температуре более 85°C (рисунок 1). Результаты флотационных опытов показали увеличение извлечения алмазов при использовании обоих видов обработки.



*Рисунок 1 – Влияние тепловой обработки и ультразвуковой оттирки на флотуемость алмазов:*

1, 2 – без применения и при использовании ультразвукового диспергирования

Максимальный прирост извлечения алмазов наблюдается при сочетании ультразвуковой оттирки и нагрева пробы до 90°C. Такой эффект, по-видимому, связан с удалением тонких карбонатных пленок при тепловой обработке, максимальный эффект которой имеет место при нагреве более 80°C.

Применение реагентов-диспергаторов является хорошо изученным и часто применяемым способом повышения флотуемости минералов из руд. В практике флотационного обогащения в качестве диспергатора шламов предложено использование фосфатов и фосфонатов, в т.ч. полифосфата натрия и оксиэтилидендифосфоновой кислоты (ОЭДФ), а также жидкого стекла. Для выбора эффективного реагента-диспергатора были поставлены флотационные опыты с использованием вышеперечисленных реагентов.

Результаты опытов показали, что применение реагентов-диспергаторов способствует удалению шламов с поверхности алмазов. Использование реагентов диспергаторов одновременно с оттиркой приводит к увеличению флотуемости алмазов и повышению извлечения на 4,9-11% (рисунок 2). Наилучшие результаты (извлечение алмазов 94,3 %) достигаются при одновременном применении ультразвуковой оттирки и оксиэтилидендифосфоновой кислоты. Выбранные режимы подготовки алмазов к флотации были проверены на установке пенной сепарации на алмазосодержащих пробах кимберлитов. Методика приготовления пробы включала операцию обесшламливания,



проводимую в ультразвуковом генераторе в течение 30 с.

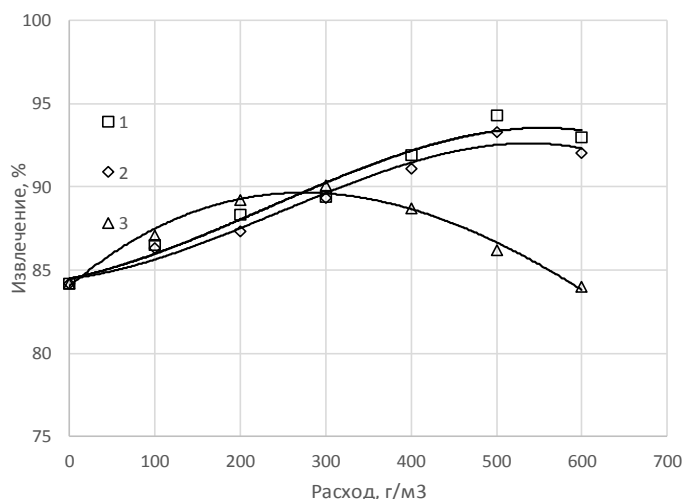


Рисунок 2 – Влияние реагентов диспергаторов на флотирuemость алмазов:

1 – с ОЭДФ; 2 – с полифосфатом натрия; 3 – с жидким стеклом

Перед ультразвуковой обработкой применяли подогрев до 85°C и добавки в оборотную воду от 100 до 200 мг/л оксиэтилидендифосфоновой кислоты. Расход собирателя (мазута флотского Ф-5) составлял 1000 г/т исходного питания.

Результаты опытов показали, что при сочетании ультразвукового диспергирования, тепловой обработки питания пенной сепарации и добавлении оксиэтилидендифосфоновой кислоты достигаются прирост извлечения алмазов на 7,5 %. (таблица).

Таблица - Влияние ультразвуковой и тепловой обработки, добавок оксиэтилидендифосфоновой кислоты (ОЭДФ) на результаты пенной сепарации

№	Режим обработки			Извлечение в концентрат, %	
	продолжит. оттирки, с	температура, °C	концентрация ОЭДФ, мг/л	алмазов	кимберлита
1	-	24	-	82,5	0,86
2	30	24	-	87,5	0,65
3		85	-	92,5	0,59
4		24	100	90,0	0,39
5		85	100	92,5	0,60
6		60	24	100	90,0
7	85		200	90,0	0,33

Полученные результаты обосновывают возможность и целесообразность применения комбинированной технологии ультразвуковой, тепловой и реагентной очистки поверхности алмазов перед процессом пенной сепарации с целью повышения их извлечения в процессе пенной сепарации.

## SELECTION AND JUSTIFICATION OF CONDITIONING MODES OF WATER-MINERAL SYSTEMS IN THE ENRICHMENT OF DIAMOND-CONTAINING KIMBERLITES

*Kovalenko E.G., Dvoichenkova G.P., Morozov V.V.*

The effectiveness of the use of ultrasonic, thermal and reagent diamond purification processes from hydrophilizing slurry coatings to increase diamond extraction during foam separation has been established.

**МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННАЯ СЕПАРАЦИЯ – ОПЫТ ПОВЫШЕНИЯ  
КАЧЕСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ПРЕДПРИЯТИЯХ  
РОССИИ И СТРАН СНГ**

*Опалев А.С., Новикова И.В., Матвеева Е.Л., Черезов А.А.*

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

*Рассмотрены пути повышения качества производимых из железистых кварцитов в России и странах СНГ железорудных концентратов с использованием современного высокоэффективного измельчительного и сепарационного оборудования. Показано, что применение традиционного метода повышения качества с использованием сверхтонкого измельчения и флотационного обогащения менее эффективно из-за повышенных потерь полезного компонента с тонкими частицами магнетита и низкой селективностью их разделения. Применение технологии стадийного вывода готового концентрата, основанной на магнитно-гравитационной сепарации подрешетного продукта тонкого грохочения с измельчением сростковой фракции в отдельном цикле, более предпочтительно из-за энергосбережения и экологичности производства, а в условиях санкционных ограничений более экономически выгодно.*

Современное развитие горно-металлургического железорудного комплекса России в значительной мере характеризуется вовлечением в переработку минерального сырья с низким содержанием полезных компонентов и тонкой вкрапленностью рудных минералов, что существенно удорожает получение высококачественных железорудных концентратов и существенно снижает технико-экономических показателей производства.

Разрабатываемые и проектируемые к освоению месторождения железных руд России характеризуются разнообразием типов, вещественного состава, различным содержанием железа и, как следствие, технологиями их подготовки к металлургическому переделу.

Наиболее распространены месторождения магнетитовых и магнетит-гематитовых железистых кварцитов.

Критерием качества, подготовленного (товарного) к металлургическому переделу рудного сырья является содержания в нем железа. Так, еще И.Н. Плаксиным было установлено, что с увеличением содержания Fe в готовом концентрате на 1 % производительность доменной печи возрастает на 4–5 %, а количество вредных примесей в чугуне существенно снижается, сокращая затраты на выплавку сталей.

Основными критериями эффективности технологий получения товарного железорудного концентрата являются: степень извлечения из него железа, затраты электроэнергии, мелющих тел и другие расходные материалы. Экономическая составляющая эффективности переработки железных руд особенно актуальна в связи с высокой мировой конкуренцией производителей железорудной продукции.

В последнее время повышаются требования к качеству железорудных концентратов как по технологическим показателям, так и экологическим критериям. Кроме того, в сравнении с развитыми зарубежными странами в России до сих пор существует отставание в развитии машиностроительной базы по выпуску промышленного обогащательного оборудования, позволяющего эффективно производить магнетитовые концентраты с содержанием Fe<sub>общ</sub> до 70 % и выше.

Высокое качество железорудных концентратов (69-71 % Fe<sub>общ</sub>) необходимо для

дальнейшего снижения затрат на металлургический передел и переход на внедоменный процесс получения металлургической продукции, что является основным направлением современного развития технологии переработки железных руд.

Современные технологии переработки тонковкрапленных магнетитовых руд базируются на стадийном выводе из процесса хвостов после каждой стадии измельчения и магнитной сепарации с получением готового концентрата в последней стадии обогащения.

Традиционные барабанные магнитные сепараторы не обеспечивают при этом селективного разделения частиц магнетита и его сростков с породными минералами, что приводит к снижению качества концентрата. Кроме того, высокие циркуляционные нагрузки замкнутого цикла измельчения приводят к переизмельчению рудных минералов и низкой степени раскрытия сростковых фракций при их совместном измельчении, что влечет за собой увеличение потерь магнетита с тонкими классами при одновременном разубоживании конечного концентрата.

Данное обстоятельство приобретает актуальное значение при создании новых подходов к разработке высокоэффективных и экологически безопасных технологий переработки железных руд, которые будут отвечать современным требованиям снижения удельных затрат на производство товарной продукции при одновременном повышении ее качества и максимально возможном извлечении в нее железа.

В последние годы с появлением возможности приобретения высокоэффективного импортного оборудования предприятия по переработке железистых кварцитов России и стран СНГ активно искали возможности повышения качества производимых рядовых железорудных концентратов (РЖК).

Мировой опыт показал, что наиболее интересным и перспективным направлением работ по решению указанной выше задачи является применение операции тонкого вибрационного грохочения в циклах измельчения вместо традиционно применяемой классификации в гидроциклонах.

Такой подход модернизации технологии производства железорудных концентратов уже широко применяется практически на всех основных ГОКах страны по аналогии с зарубежными предприятиями.

В области рудоподготовительных операций наиболее интересными решениями следует считать новые разработки в области дробильно-измельчительного оборудования. Применение высокопроизводительных валков высокого давления (пресс-валков) после трех стандартных стадий крупного, среднего и мелкого дробления при переработке железистых кварцитов позволяет существенно повысить эффективность последующих стадий рудоподготовки (измельчения-классификации) за счет подачи в процесс более тонкого материала (до -8 мм вместо -20-25 мм) и увеличить пропускную способность первой стадии измельчения. Кроме того, применение пресс-валков готового концентрата после фильтрации позволяет создавать требуемую для процесса окомкования удельную поверхность для производства высококачественных окатышей. Данное обстоятельство позволяет отказаться от дорогостоящего процесса обезвоживания с использованием керамических фильтров и переходить на выпуск грубозернистых железорудных концентратов в случае внедрения перспективной технологии стадийного вывода высококачественных концентратов (ВКК).

Развитие техники и технологии обогащения привело к широкому применению в начале XXI в. мельниц тонкого измельчения Vertimill и IsaMill, удельное энергопотребление которых ниже на 20–30 % по сравнению с барабанными шаровыми мельницами при одновременном увеличении эффективности раскрытия тонких сростков в измельчаемом материале.

Однако традиционный способ повышения качества магнетитовых концентратов – увеличение глубины обогащения за счет применения тонкого измельчения и последующей магнитной сепарации или флотации черновых концентратов, неизбежно приводит к переизмельчению материала и увеличению доли шламов (0–10 мкм), что увеличивает потери магнетита в операциях перечистного цикла и создает определенные трудности при последующей фильтрации концентрата.

Таким образом, к основным направлениям развития техники и технологии обогащения магнетитовых руд следует отнести:

- развитие технологии предварительной сухой магнитной сепарации дробленой руды, с выводом до 20–25 % объема перерабатываемого материала в хвосты с отвальным содержанием магнитного железа;
- применение технологии пресс-валкового дробления в стадияльных схемах дробления с получением продукта крупностью до 2–6 мм с последующей ММС, что позволяет уже в голове технологического процесса выделить до 30–40 % объема породы в хвосты;
- использование вертикальных мельниц Vertimill для тонкого и мельниц IsaMill для ультратонкого измельчения черновых концентратов;
- широкое применение технологии тонкого грохочения компании Derrick Corporation, при котором размер ячеек просеивающей поверхности при переработке тонко вкрапленных руд уменьшен до 70–45 мкм;
- использование флотации для получения особо чистых концентратов (71–71,5 % Fe) с минимальным содержанием вредных примесей (сера, фосфор, кремнезем).

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 стадияльного вывода готового концентрата, которая успешно реализована на предприятиях ПАО «Северсталь», ССГПО и ведутся исследования для ряда других предприятий отрасли.

Следует отметить следующие направления повышения эффективности работы действующего производства за счет реализации возможных технологических решений:

- применение технологии сухой магнитной сепарации в цикле дробления,

позволяющей выделить до 10–15 % отвальных хвостов, повысить содержание магнитного железа в руде, поступающей на обогащение, а за счет удаления части трудноизмельчаемых минералов породы увеличить удельную производительность стержневых мельниц I стадии измельчения;

- предварительное грохочение мелкодробленной руды перед I стадией измельчения с использованием мультинаклонных грохотов высокой производительности для выделения класса –2(2,5)–0 мм и его последующей магнитной сепарации и стадийного получения магнетитового концентрата;
- расширение фронта тонкого грохочения за счет применения грохотов китайского производства с увеличенной площадью грохочения и просеивающих поверхностей с размером ячеек 0,045–0,071 мм, позволяющего обеспечить своевременный вывод готового по крупности материала для последующей сепарации с получением кондиционного концентрата после каждой стадии обогащения;
- использования магнитно-гравитационной сепарации для выделения из подрешетного продукта тонкого грохочения высококачественного железорудного концентрата и сrostковой фракции, направляемой на измельчение в отдельном цикле.

Вывод раскрытого магнетита в кондиционный концентрат обеспечит как снижение циркулирующих нагрузок по переделу обогащения, так и существенно уменьшит ошламование зерен магнетита.

Для подготовки более грубозернистого высококачественного концентрата к процессу окомкования целесообразно его доизмельчать с использованием роллер-прессов после обезвоживания на дисковых вакуум-фильтрах с тканевой фильтрующей поверхностью.

Данные мероприятия обеспечат повышение эффективности производства концентрата с содержанием железа общего не менее 70 % за счет снижения удельных энергетических расходов и повышения извлечения общего и магнитного железа.

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

---

## **MAGNETIC GRAVITY SEPARATION - EXPERIENCE IN IMPROVING THE QUALITY OF IRON ORE CONCENTRATES AT ENTERPRISES IN RUSSIA AND CIS COUNTRIES**

*Opalev A.S., Novikova I.V., Matveeva E.L., Cherezov A.A.*

The ways of improving the quality of iron ore concentrates produced in Russia and CIS countries from ferruginous quartzites using modern highly efficient crushing and separation equipment are considered. It is shown that the application of the traditional method of quality improvement using ultrafine grinding and flotation enrichment is less effective due to increased losses of the useful component with thin magnetite particles and low selectivity of their separation. The use of the technology of stadiial withdrawal of the finished concentrate based on the magnetic-gravitational separation of the undersize products of fine screening with the grinding of the oversize fraction in a separate cycle is more preferable due to energy saving and environmental friendliness of production, and in conditions of sanctions restrictions it is more economically advantageous.

---

## **БЕЗРЕАГЕНТНАЯ ТЕХНОЛОГИЯ УДАЛЕНИЯ ТВЕРДЫХ СОЛЕВЫХ ОТЛОЖЕНИЙ В ТРУБОПРОВОДАХ СЛОЖНОЙ КОНФИГУРАЦИИ\***

**Лыков В.В.**

Общество с ограниченной ответственностью «Имплазтех», г. Грозный, Российская Федерация,  
e-mail: nilit-ggntu@mail.ru

*Представлена безреагентная технология удаления твердых солевых отложений в открытых трубопроводах сложной конфигурации без их остановки ударной волной, создаваемой электрогидравлическим разрядом снаружи трубы в специальной оснастке с водой, которую передвигают по трубопроводу по мере его очистки.*

Очистка трубопроводов (растворопроводов) от твердых солевых отложений (ТСО) требуется на горно-металлургических и химических заводах, везде, где для нормальной работы газоочистного оборудования при мокрой очистке отходящих газов используются растворы солей с высокой концентрацией, в результате чего происходит интенсивное зарастание растворопроводов ТСО.

На большинстве алюминиевых заводов России очистка газов осуществляется по комбинированной схеме, разработанной в 70-80-х годах прошлого века. Орошение газов в аппаратах «мокрой» ступени осуществляется водными растворами кальцинированной соды ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) высокой концентрации и требует наличия протяженных сетей растворопроводов [1].

Общая длина растворопроводов для очистки газовых выбросов на Братском алюминиевом заводе (БрАЗ) составляет 11,7 км, на которые необходима непрерывная подача растворов солей в объеме 250-300 м<sup>3</sup> в час, что сопоставимо с производительностью магистрального нефтепровода.

Высокая концентрация солей в растворе приводит к снижению производительности трубопровода на 30% в квартал.

Удаление ТСО осуществляется монтажом временной схемы подачи раствора и механической очисткой стационарного растворопровода. При степени перекрытия проходного сечения труб на 50% и более существующими способами удалить ТСО из них не удается [2].

Образование ТСО на стенках нефтепровода происходит совместно с асфальтено-смоло-парафиновыми отложениями (АСПО), которые без принятия мер борьбы с ними могут полностью его закупорить в течение нескольких дней.

Схожие проблемы с образованием ТСО существуют в геотермальных водопроводах, где концентрация солей в воде значительно превышает обычные нормы. Появление электромобилей привело к спросу на аккумуляторы, в которых используется литий. В настоящее время во многих странах началось промышленное извлечение лития из геотермальных вод [3].

Для доставки геотермальных вод от скважины до завода необходимо предотвратить осаждения ценных солей, которые затем необходимо будет извлечь, на стенках трубопровода. При этом использование химических реагентов нежелательно. Образование ТСО в трубопроводе после выхода на поверхность происходит неравномерно. Максимальное образование ТСО в трубопроводе происходит на расстоянии 50–200 метров от скважины [4].

Основные методы борьбы с ТСО: химические (ингибиторы), физические (ультразвук, электрогидравлические, гидродинамические), механические (скребки).

Химический метод экологически грязен, а травильные растворы могут вызвать коррозию материала труб.

Механический (скребки, буры) и гидродинамический способы не обеспечивают достаточную полноту (60–70%) очистки труб от прочных отложений [4].

Ультразвук не может обеспечить необходимую мощность для разрушения твердых и застарелых отложений.

Электрогидравлический (ЭГ) метод использует ударную волну, создаваемую высоковольтным электрическим разрядом в жидкости. Несмотря на то, что ЭГ метод является самым энергоэффективным, широкого применения он еще не нашел, так как разряд создавался внутри трубы, что ограничивало длину обработки трубопровода, особенно при наличии поворотов и других конструктивных элементов. Кроме того, требовалась остановка трубопровода и наличие в нем потока воды.

Представленная технология лишена указанных недостатков.

Суть метода в том, что ударная волна создается снаружи трубопровода электрогидравлическим разрядом в специальной оснастке с жидкостью (водой), которая может устанавливаться в любом месте трубопровода [6].

Длина оснастки 0.5–1.0 м, диаметр оснастки от 2-х до 5 диаметров трубы, при диаметре трубы от 500 мм до 80 мм соответственно. Созданная в оснастке ударная волна ударяет в трубопровод снаружи и разрушает ТСО внутри трубы. Метод продемонстрирован в работе [7].

При большой скорости образования ТСО на трубопроводе могут располагаться одновременно несколько десятков оснасток, на которые по программе подаются разрядные импульсы.

Если средняя периодичность удаления ТСО, например, 3 суток, то обработка будет производиться 1–2 раза в день в течение не более 1 часа, что при мощности установки не более 10 кВт, обеспечивает крайне низкое энергопотребление в сутки и трудозатраты. При этом расположение оснасток определяется диаграммой распределения толщины ТСО вдоль трубопровода.

Для геотермальных трубопроводов достаточно обрабатывать первые 50–200 м [4].

При малой скорости образования ТСО (периодичность очистки 2–3 недели) можно использовать одну оснастку, которую передвигают по трубопроводу по мере его очистки.

Таким образом, технология позволяет:

- удалять ТСО в любых открытых трубопроводах диаметром от 70 мм до 500 мм с любым количеством поворотов, вертикального или горизонтального положения, с наличием муфт, вентилях, задвижек и других фасонных элементов трубопровода;
- не повреждать внутренней и внешней поверхности труб, в том числе специальных покрытий;
- предотвращать отложения ТСО при постоянном нахождении оснастки на трубопроводе;
- удалять ТСО в полимерных трубах, не повреждая их;
- очищать трубы с любой даже 100%-ной степенью перекрытия отложениями проходного сечения трубопровода;

- разрушать ледяные и гидратные пробки в трубопроводе.
- работать в режиме онлайн без остановки трубопровода;
- работать в отсутствие жидкости внутри трубопровода.

Главное преимущество новой технологии в том, что ее применение не зависит ни от конфигурации и длины трубопровода, ни от типа отложений, ни от типа жидкости внутри нефтепровода.

Более того, внутри трубы может не быть вообще никакой жидкости, а ТСО внутри нее будут разрушены и отделены от стенок.

Разрушенные фрагменты ТСО различных фракций затем вымываются водой или рабочей жидкостью.

Скорость очистки трубопровода зависит от многих факторов: твердости и толщины ТСО, конфигурации и диаметра трубопровода, наличия трубопроводной арматуры и фасонных элементов, длины очищаемого участка, метода удаления разрушенных фрагментов ТСО.

Технология может применяться во всех областях промышленности, где используются открытые трубопроводы (участки трубопровода), в том числе в нефтегазовой, химической, энергетической, горной, металлургической промышленности, в жилищно-коммунальном и сельском хозяйстве.

Установка может располагаться в цехах, на промыслах, на передвижном автотранспорте для очистки участка трубопровода от ТСО.

#### *Список использованных источников*

1. Григорьев В. Г. и др. Создание импортозамещающей экологически и энергетически эффективной конструкции «сухой» очистки отходящих газов при производстве алюминия. (АО «СибВАМИ», ООО «РУСАЛ ИТЦ») / Сборник докладов и каталог XIII международной конференции «Металлургия-Интехэко-2021», Москва. 2021. С. 36–39.
2. Баранов А. Н., Кутюренко М.В., Янюшкин С.А., Кореногин К.В. Электромеханическая очистка растворопроводов на Братском алюминиевом заводе // Современные технологии и автоматизации в машиностроении. 2017. №16. С. 61–63.
3. Попов Г. В. Изучение сорбции ионов лития из геотермальных растворов ионообменными смолами // Вестник ТвГУ. Серия «Химия». 2019. № 1(35). С. 199–206.
4. Ахмедов Г. Я. К вопросу о повышении эффективности использования геотермальных вод // Труды Института геологии Дагестанского научного центра РАН. 2009. №55. С. 148–152.
5. Ищенко Ж. Н., Завода В.П., Тодышев В.Я., Дегтев Ю.Н. Разрушение прочных отложений в процессе очистки труб электрическими разрядами // Электронная обработка материалов, 2005, № 2. С. 81–89.
6. Лыков В. В. Технология удаления солевых и парафиновых отложений в открытых трубопроводах сложной конфигурации // Нефтяное хозяйство. 2022. №4. С. 83–85.
7. <https://youtu.be/tvPe4hdVArg>.

---

## **REAGENT-FREE TECHNOLOGY FOR REMOVING SOLID SALT DEPOSITS IN PIPELINES OF COMPLEX CONFIGURATION**

*Lykov V.V.*

Reagent-free technology for removing solid salt deposits in open pipelines of complex configuration is presented without stopping it by a shock wave generated by an electrohydraulic discharge outside the pipe in a special equipment with water, which is moved along the pipeline as it is cleaned.

---



## ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ТОНКИХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ЯРОСЛАВСКОЙ ГОРНОРУДНОЙ КОМПАНИИ

*Воронова О.В., Киенко Л.А.*

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: olya-vo@mail.ru

*В работе показана необходимость подготовки техногенного сырья с целью формирования новых поверхностей для более полного контакта с реагентами. Обоснованы и предложены условия флотации, позволяющие извлечь из тонкодисперсных фракций качественные концентраты.*

Исследования техногенного сырья в целях его эффективного использования позволят не только расширить минерально-сырьевую базу перерабатывающих производств при нарастающем дефиците минерального сырья, но и решить экологические проблемы.

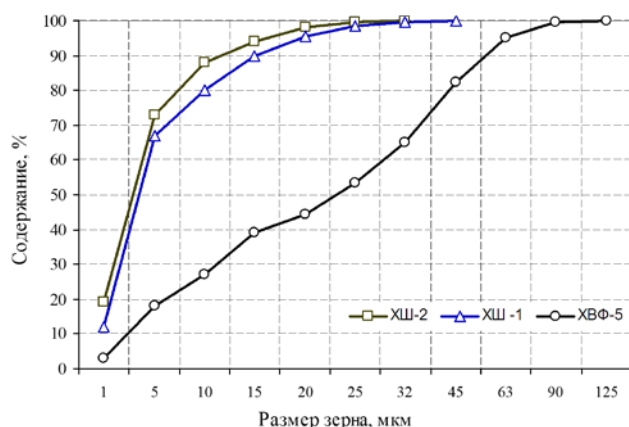
Сырьем для получения флюоритовых концентратов могут служить отходы обогащения Ярославской горнорудной компании, базирующейся на переработке руд Вознесенского рудного района (ВРР) Приморского края. По данным проведенных опробований массива хвостохранилища содержание флюорита в хвостах колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – 12-14 %. Запасы их по имеющимся данным составляют не менее 30 млн. т.

При обосновании и разработки технологии флотационного обогащения вторичного сырья [1] необходимо учитывать ряд факторов, оказывающих существенное влияние на минералы. Это технологические особенности, обусловленные процессами, протекавшими на стадии первичной переработки минерального сырья и при долговременном хранении отходов. Всё это влияет на селективность процесса извлечения ценных компонентов.

Все руды ВРР, перерабатываемые предприятием, отличались чрезвычайно тонкой вкрапленностью, что диктовало необходимость измельчения их до крупности, соответствующей содержанию зёрен размером менее 0,044 мм до 85-90 % [2, 3]. Однако, полного раскрытия минералов и, соответственно, высокой их селекции не достигалось даже при столь тонком измельчении. Поэтому для складированных в хвостохранилище отходов характерно наличие большого количества тонких шламов и, как выяснилось при опробовании различных участков техногенного месторождения, наличие зон, в которых сосредоточен особо тонкий материал.

Известно, что флотация тонкоизмельчённых материалов сопряжена с рядом значительных трудностей. Поэтому технологический режим при их обогащении необходимо выстраивать с учётом определённой специфики. Для шламовых продуктов характерны особые кинетические свойства, обусловленные повышенной адсорбционной ёмкостью, крайне низким весом частиц и очень большим их количеством. При изучении возможности повышения обогатимости тонкоизмельчённых флюоритовых руд с высоким содержанием шламов ранее нами была предложена схема с отдельной флотацией песковых и шламовых фракций [4, 5]. Было установлено, что для повышения эффективности взаимодействия реагентов с поверхностью тонких частиц необходима корректировка ряда параметров, в том числе снижение плотности пульпы во всех операциях, существенное увеличение расходов основных реагентов, особенно собирателей, увеличение продолжительности операций на 30-70 % и более.

Исследования возможности выделения флюоритовых концентратов из шламовых фракций проводились на материале проб ХШ-1 и ХШ-2, отобранных в зоне концентрации наиболее тонкой части отходов флотации. Гранулометрический состав проб изучался с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITSCHE. Результаты представлены на рисунке 1.



*Рисунок 1 - Гранулометрическая характеристика материала техногенных хвостов, различных зон хвостохранилища*

Даже относительно крупный материал основного массива хвостохранилища, представленный пробой ХВФ-5 содержит свыше 80 % частиц размером менее 45 мкм и 44,3 % фракции менее 20 мкм. В пробах ХШ-1 и ХШ-2, практически все зёрна представлены тончайшими шламами. Содержание класса размером менее 10 мкм составляет в них, соответственно, 80 и 88 %. Необходимо заметить, что по имеющейся на предприятии информации количество такого материала может составлять 20-25 %.

По данным химических анализов содержание  $\text{CaF}_2$  в материале шламовых проб ХШ-1 и ХШ-2 составило 11,56 и 13,12 %,  $\text{CaCO}_3$  12,57 и 10,33 %, соответственно. С учётом чрезвычайно высокого содержания тонких классов крупности первоначально эксперименты проводились без использования измельчительной подготовки. Выделенные концентраты содержали 87,06-85,35 %  $\text{CaF}_2$  при извлечении в них флюорита лишь 36,3-33,3 %. Низкие показатели, обусловлены, с нашей точки зрения, отсутствием непосредственного контакта минеральных компонентов с собирателем, т.к. минеральная структура поверхности частиц в большей части недоступна для взаимодействия из-за наличия экранирующих покрытий. Очевидно, что включение в схему операции обработки материала в мельнице необходимо. Цель при этом – не снижение размеров частиц, а воздействие на минеральные частицы с целью обдирки имеющихся покрытий.

Эксперименты с предварительной обработкой проб шламовых фракций в лабораторной шаровой мельнице марки МШЛ 40МЛ показали возможность выделения качественных концентратов. На рисунке 2 представлены данные по извлечению флюорита с предварительным измельчением, в режимах с переменными параметрами плотности пульпы в питании основной флотации.

Полученные результаты свидетельствуют о повышении эффективности процесса флотационного разделения при снижении плотности питания до 14 %. Рост извлечения флюорита в концентраты равного качества составил 2,8-3,8 %. При этом продолжительность основной флотации увеличивалась на 45-75 %. Высокая степень разбавления пульпы представляет собой инструмент, обеспечивающий снижение числа минеральных частиц в единице объёма с соответствующим увеличением дистанции между ними.

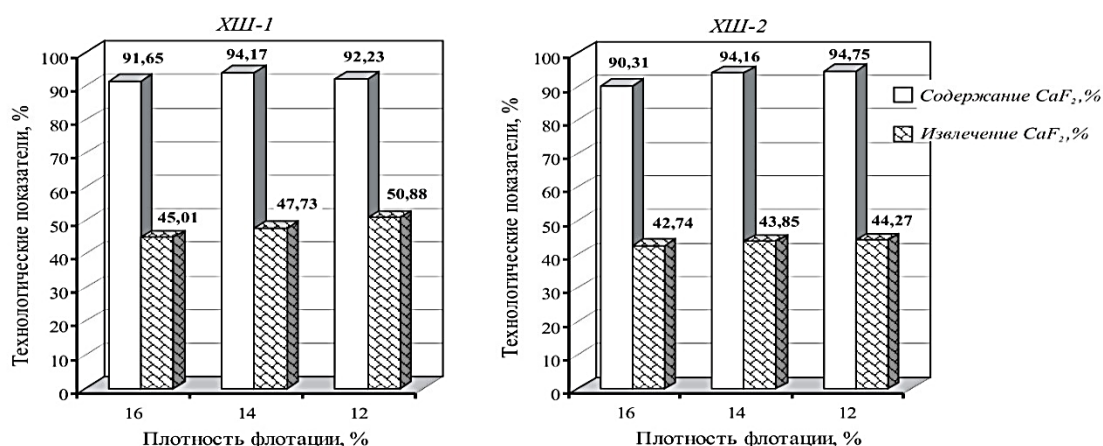


Рисунок 2 - Показатели извлечения флюорита из тонких фракций техногенных хвостов

Потери по извлечению флюорита при флотации проб XIII-1 и XIII-2 происходят в основном на стадии основной флотации. При низком содержании CaF<sub>2</sub> в исходном материале содержание в хвостах пробы XIII-1 составляло 3,7-4,75 %, по пробе XIII-2 5,15-5,55 %, что в 2-2,5 раза превышает содержание CaF<sub>2</sub> в хвостах значительно более богатой пробы ХВФ-5. Что свидетельствуют о низкой общей эффективности обогащения шламовых фракций техногенного сырья. Корректировка технологии в сторону увеличения времени обработки в мельнице, увеличения продолжительности флотации, увеличения расходов собирателя не привели к получению более высоких результатов.

#### Список использованных источников

1. Киенко Л.А., Воронова О.В., Кондратьев С.А. Исследование перспектив вторичной переработки хвостов обогащения карбонатно-флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании // ФТПРПИ. 2017. – № 1. – С. 158-164.
2. Рязанцева М.Д., Шкурко Э.И. Флюориты Приморья. – М.: Недра, 1992. – 156 с.
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., Воронова О.В. Селективная флотация тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд в условиях повышения дисперсной однородности пульпы // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2014. – № 1. – С. 176-182.
5. Киенко Л.А., Воронова О.В. Повышения качества флюоритовых концентратов при переработке бедных труднообогатимых флюоритовых руд приморских месторождений // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья: Материалы Международной научной конференции «Плаксинские чтения – 2016» г. Санкт-Петербург, 26-30 сентября 2016 г., С. 509-512.

## STUDY OF THE POSSIBILITY OF EXTRACTION OF FLUORITE FROM thin FRACTIONS OF TECHNOGENIC RAW MATERIALS OF THE YAROSLAVSKY MINING COMPANY

*Voronova O. V., Kienko L. A.*

In work necessity of preparation of the technogenic raw materials for the purpose of formation of new surfaces for more complete contact with reagents is shown. The conditions of flotation that allow extracting high-quality concentrates from thin dispersed fractions are substantiated and proposed.

**РЕЗУЛЬТАТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПРИМЕНЕНИЮ  
МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОЙ СЕПАРАЦИИ В ТЕХНОЛОГИИ  
ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ МАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ  
С СОДЕРЖАНИЕМ  $Fe_{общ}$  НЕ МЕНЕЕ 70 %**

***Калюжная Р.В.***

ФГБУН Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Россия, e-mail: [linuz@mail.ru](mailto:linuz@mail.ru)

*Выполнены комплексные исследования по разработке энергосберегающей технологии обогащения железистых кварцитов на основе применения эффективных методов тонкого грохочения и магнитно-гравитационной сепарации. Показана универсальность применения магнитно-гравитационного способа обогащения на материалах различной крупности и с различным содержанием полезного компонента в исходном питании.*

Основные направления развития мирового горно-металлургического производства обуславливают необходимость повышения качества производимых магнетитовых концентратов, и в связи с истощением запасов руд с богатым содержанием ценного компонента требуют совершенствования существующих технологических схем обогащения и применяемого оборудования. Вовлечение в обогатительный передел бедных железных руд со сложным вещественным составом и низким содержанием полезных компонентов становится необходимостью и предопределяет поиск новых технических и технологических решений в области переработки железных руд.

Технологические схемы на подавляющем большинстве обогатительных предприятий построены по стадийному принципу, который предусматривает прохождение рудной части через все стадии обогащения с выводом в каждой из них немагнитной части в хвосты с получением готового концентрата в последней стадии обогащения [1 – 5]. Для вывода готовой по крупности рудной массы из циклов измельчения, в большинстве случаев, используется классификация в гидроциклонах, эффективность работы которых не превышает 45–50 % [6], что приводит к снижению производительности мельниц, увеличению циркуляционной нагрузки в циклах измельчения. В результате низкой эффективности работы классифицирующего оборудования измельчение фракции сростков происходит совместно с раскрытыми зернами магнетита, что приводит к переизмельчению ценного компонента, снижению извлечения железа в концентрат из-за потерь тонких фракции магнетита с хвостами. Кроме того, вследствие загрязнения готовых концентратов шламистыми частицами кварца за счет адгезионного закрепления их на поверхности зерен раскрытого магнетита также существенно снижается качество получаемых концентратов. Применение мокрых магнитных сепараторов обеспечивает эффективное отделение магнетита от раскрытых частиц кварца и силикатов, но не от сростков магнетита с этими минералами. Таким образом, стадийное построение схем обогащения с получением готового концентрата в последней стадии приводит к низкой селективности разделения минералов с близкими физическими свойствами и не позволяет получать высококачественный магнетитовый концентрат с содержанием  $Fe_{общ}$  более 70 %.

Эффективность операций магнитного обогащения руд черных металлов напрямую зависит от эффективности подготовительных операций. Прежде всего, это относится к оптимальному гранулометрическому составу обогащаемой руды, который обеспечивает раскрытие зерен полезного минерала без переизмельчения, и отделение полезного

минерала от пустой породы. Одним из наиболее перспективных направлений интенсификации процессов классификации является применение тонкого вибрационного грохочения [7], которое делает возможным высокую эффективность разделения тонкоизмельченных продуктов по крупности.

Горным институтом разработана технология получения готового магнетитового концентрата в каждой стадии обогащения с использованием комбинации тонкого грохочения и магнитно-гравитационной сепарации [8, 9]. Определение оптимальной степени раскрытия зерен магнетита в подготовительных операциях схемы обогащения железистых кварцитов дробильно-обогащительной фабрики (ДОФ) АО «Олкон» заключалось в установлении крупности тонкого вибрационного грохочения, изучении влияния крупности питания на эффективность магнитно-гравитационной сепарации. Для получения необходимых данных был выполнен комплекс работ по установлению граничного класса крупности подрешетного продукта грохочения при получении высококачественного магнетитового концентрата с содержанием железа общего  $Fe_{\text{общ}}$  более 70,0 %. Исходным материалом для изучения являлись подрешетные продукты грохотов «Derrick» I стадии измельчения с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  около 47 % и магнитный продукт II стадий мокрой магнитной сепарации (ММС) с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  около 48,2 % ДОФ АО «Олкон».

На рисунке 1 приведена схема проведения лабораторных испытаний, включающая две стадии магнитно-гравитационной сепарации с получением трех продуктов.

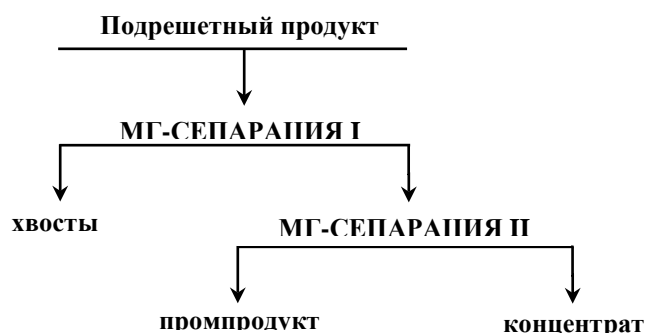
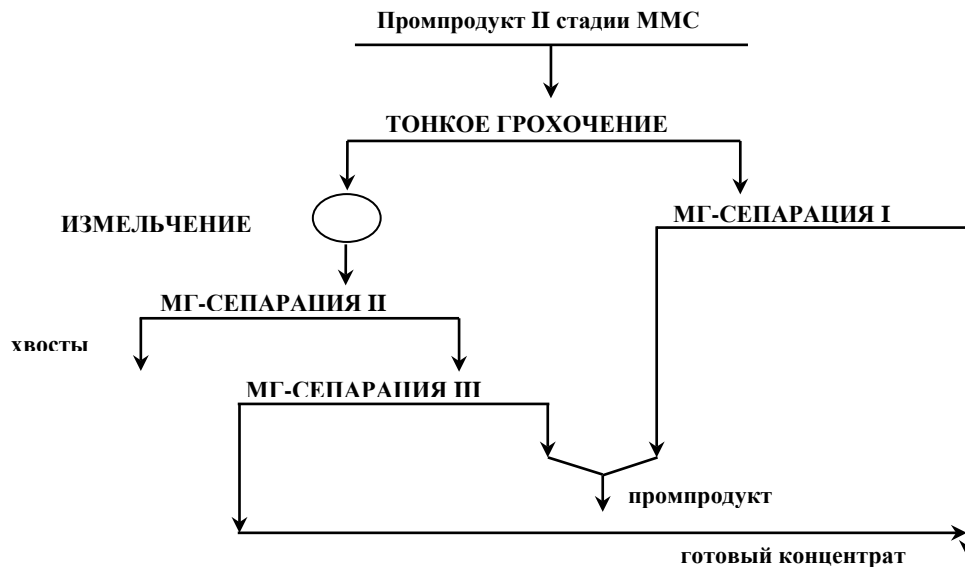


Рисунок 1 - Схема проведения лабораторных испытаний

Исследуемая проба подверглась разделению по зерну крупностью 0,16 мм. Материал крупностью +0,16 мм предполагается отправлять на доизмельчение с целью обеспечения раскрытия зерен магнетита с минералами породы. Фракция крупностью –0,16 мм с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  49,76 % поступала в цикл обогащительных операций, являясь питанием I стадии магнитно-гравитационной сепарации. В I стадии обогащения получен концентрат высокого качества с содержанием массовой доли общего железа 70,16 %. Прирост по содержанию  $Fe_{\text{общ}}$  составил 20,7% при извлечении ценного компонента в концентрат более 96%, при массовой доле общего железа в сливе 6%. Слив определяется в отвальный хвост. Во II стадии обогащения получен концентрат высокого качества с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  более 71 % и промпродукт, имеющий  $Fe_{\text{общ}}$  41,58 %. Извлечение полезного компонента в концентрат сохраняется на уровне более 96 %. Промпродукт, характеризуется высоким содержанием железа, что не позволяет рассматривать его как конечный продукт. Данный материал необходимо возвращать в процесс в виде циркулирующей нагрузки в цикл измельчения. Для рассматриваемого продукта крупностью –0,16 мм рекомендуется только одна стадия магнитно-гравитационной сепарации, позволяющая получать магнетитовый концентрат высокого качества с содержанием  $Fe_{\text{общ}}$  более 70 %.

На рисунке 2 приведена схема лабораторных испытаний для получения высококачественного магнетитового концентрата из промпродукта II стадии ММС, включающая тонкое грохочение, измельчение и три стадии магнитно-гравитационной сепарации с получением трех продуктов.



*Рисунок 2 - Схема проведения лабораторных испытаний*

Согласно гранулометрической характеристике исследуемого продукта фракция – 0,071 мм, в которой сосредоточена основная доля раскрытых зерен магнетита, имеет содержание  $Fe_{\text{общ.}}$  более 60 % при выходе 22,8 %. Материал содержит незначительное количество переизмельченного магнетита с размерами частиц, соизмеримыми с размерами магнитных доменов, что позволяет прогнозировать минимальные потери раскрытого магнетита в операциях разделения.

Питанием I стадии магнитно-гравитационной сепарации служил продукт фракции – 0,125 мм после классификации, выход которого составил 37,8 % с содержанием железа общего 57,4 %.

В I стадии обогащения получен концентрат высокого качества с содержанием массовой доли общего железа 70,6 %. Прирост содержания  $Fe_{\text{общ.}}$  составил более 13 % при извлечении ценного компонента на уровне 94 %, при этом содержание массовой доли общего железа в сливе находилось в пределах 15 %. Это позволяет рассматривать слив в качестве промпродукта, требующего дальнейшей переработки. Питание II стадии – продукт классом крупности –0,125 мм после цикла измельчения, выход которого составил 100% с содержанием железа общего 42,6 %. В результате получен промежуточный концентрат с содержанием  $Fe_{\text{общ.}}$  68,83 % при извлечении ценного компонента в концентрат на уровне 93 %, содержание массовой доли общего железа в сливе 7,1 %. В III стадии обогащения получен концентрат высокого качества с содержанием массовой доли общего железа более 71 % и извлечением полезного компонента на уровне 98 %. Также был получен промпродукт с содержанием  $Fe_{\text{общ.}}$  более 23 %, требующий возвращения в обогатительный процесс.

Определен коэффициент эффективности I стадии магнитно-гравитационного обогащения исследуемых проб по критерию Ханкока-Луйкена. Для подрешетного

продукта I стадии грохочения крупностью  $-0,16$  мм он составил 84,69 %, для промпродукта II стадий ММС крупностью  $-0,125$  мм – 84,82 %. Для данных продуктов подобрана оптимальная крупность тонкого вибрационного грохочения, которая обеспечивает достаточную степень раскрытия зерен магнетита в подготовительных операциях технологической схемы ДОФ АО «Олкон».

Данное исследование посвящено разработке энергосберегающей технологии переработки железистых кварцитов с точки зрения подбора крупности тонкого грохочения и эффективности магнитно-гравитационной сепарации.

В результате установлена оптимальная крупность питания магнитно-гравитационного сепаратора, которая позволила получить концентрат по содержанию  $Fe_{\text{общ}}$  более 70 % в одну стадию обогащения подрешетного продукта операции тонкого вибрационного грохочения. Показана универсальность применения магнитно-гравитационного способа обогащения на материалах различной крупности и с различным содержанием полезного компонента в исходном питании.

#### *Список использованных источников*

1. Лищинский В.С., Попов В.П. и др. Основные направления подготовки к производству концентрата для металлургических брикетов // Горный журнал. 1997. № 5-6. — С. 57—60.
2. Ломовцев Л.А., Несторова Н.А., Дробченко Л.А. Магнитное обогащение сильномагнитных руд. — М.: Недра, 1979. — С. 67—70.
3. Ломовцев Л.А., Ганжа Р.П. Перспективные направления совершенствования технологии обогащения бедных магнетитовых кварцитов // Горный журнал. 1998. — № 1. — С. 24-26.
4. Справочник по обогащению руд. Основные процессы / Под ред. О. С. Богданова, 2 изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1983. — С. 141.
5. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Под ред. О.С. Богданова. — М.: Недра, 1982. — 366 с.
6. Вайсберг Л.А., Коровников А.Н. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности // Обогащение руд. 2004. № 3. С. 23-34.
7. Пелевин А.Е., Лазебная М.Б. Применение грохотов «Деррик» в замкнутом цикле измельчения на обогатительной фабрике ОАО «Комбинат Кмаруда» // Обогащение руд. 2009. № 2. С. 4–8.
8. 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) — С. 176—184.
9. Усачев П.А., Опалев А.С. Магнитно-гравитационное обогащение руд. Апатиты: КНЦ РАН. — 1993. — 92 с.

---

### **RESULTS OF TECHNOLOGICAL RESEARCH ON THE APPLICATION OF MAGNETIC-GRAVITY SEPARATION IN THE TECHNOLOGY OF PRODUCING HIGH-QUALITY MAGNETITE CONCENTRATES WITH A TOTAL Fe CONTENT OF AT LEAST 70%**

*Kalyuzhnaya R. V.*

Complex studies on the development of an energy-saving processing technology for ferruginous quartzites have been carried out on the basis of the use of effective methods of fine screening and magnetic-gravity separation. The universality of the application of the magnetic-gravity processing method on materials of various sizes and with different content of the useful components in the original feeding has been shown.

---

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ И ПЕРСПЕКТИВЫ КОМПЛЕКСНОЙ  
ПЕРЕРАБОТКИ ПЕРВИЧНОЙ ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ  
(МАЛМЫЖСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ УЧ. СВОБОДА)\***

*Гурман М.А.*

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г.  
Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: *mgurman@yandex.ru*

*Выявлены минералогические и технологические особенности первичной золото-медно-порфировой руды Малмыжского месторождения, уч. Свобода. Приведены результаты исследования флотуемости руды и возможные пути повышения извлечения Cu, Au Ag и комплексности использования сырья*

Медно-порфировые руды характеризуются низким содержанием меди, однако их промышленная ценность определяется большими запасами и комплексным составом (золото, серебро, молибден, селен, теллур, рений и др.) [1]. В исследуемой нами первичной золото-медно-порфировой руде содержится ~5 % сульфидов, в т.ч. халькопирита – 1,3-1,5 %, пирита – 2,8-3 %. Основным минералом меди является халькопирит. Содержание Cu 0,44-0,5 %. Массовая доля благородных металлов составляет: 0,39-0,44 г/т Au, 1,13-1,64 г/т Ag. В связи с очень низким содержанием и неравномерностью распределения золота (и серебра) идентификация форм его нахождения в руде осуществлялась методами электронной микроскопии после предварительной флотационной концентрации. Золото выявлено в виде свободных зерен (1-30 мкм), в сростаниях и включениях в халькопирите (1-20 мкм), включениях на границе сростания зерен халькопирита и пирита (4-5 мкм); серебро как постоянная примесь в золоте (2-33 % Ag) и во включениях (1-7 мкм) в галените [2]. Полуколичественным спектральным анализом в руде выявлены попутные элементы (%): Bi–0,0001; Co–0,008; Cr–0,003; Mn–0,04; Mo–0,0018; Ni–0,0025; Sn–0,0003; V– 0,013; W–0,08; Zn–0,008.

Исследования по флотации в замкнутом цикле по коллективно-селективной схеме с диалкилдитиофосфатом выполнялись в условиях, принятых отдельными опытами [3]; pH 6,8-7,2 – в коллективной флотации, pH 8,74-8,94 – в медной селекции. Для улучшения условий разделения халькопирита и пирита перед медной флотацией осуществлялось перемешивание пульпы с активным углем и последующей добавкой динарийфосфата [4-6]. В коллективный концентрат флотации извлекается 91,3 % Cu с содержанием 5,83 %, из коллективного в медный – 81,9 % с содержанием 20,2 %. Хвосты, получающиеся в коллективном цикле, содержат 0,03 % Cu. Извлечение золота и серебра в медный концентрат составляет 67,5 % и 65,2 % при содержании Au 16,2 г/т и Ag 45 г/т, соответственно. В составе медного концентрата в халькопирите выявлены микровключения минералов Bi, Te, Se, придающие концентрату дополнительную ценность. В хвосты медного цикла флотации извлекается, %: Cu – 9,3; Au -14,2; Ag -14,8 при содержании Cu – 0,8 %, Au – 1,2 г/т, Ag – 3,6 г/т. Потери меди (и золота), могут быть связаны с недостаточным измельчением части крупных зерен халькопирита или

---

\* Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных Дальневосточного отделения Российской академии наук», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ по проекту № 075-15-2021-663.



переизмельчением мелких. Трудности селективной флотации обусловлены рядом выявленных особенностей вещественного состава руды:

- тонкой и агрегатной вкрапленностью (2-100 мкм) халькопирита в метасоматитах и тесным сростанием части халькопирита с пиритом; количественным преобладанием пирита над халькопиритом и более крупной размерностью пирита;
- присутствием генераций халькопирита и пирита, отличающихся крупностью и формой зерен, присутствием элементов-примесей и тонких включений минералов Ag, Pb, W, Mo, Bi, Te, Se;
- наличием золота в сростаниях и включениях в халькопирите и серебра в галените, ассоциированных с пиритом, и локализацией золота на границе зерен халькопирита и пирита.

В составе руды присутствует магнетит, содержание которого составляет ~1,5-2 %. В магнетите, выделенном из питания и хвостов коллективной флотации, выявлены примеси Cr, Mn, Ni, Co, V, Ti. Повышение извлечения меди и попутного извлечения золота и серебра может осуществляться за счет применения дополнительного сильного собирателя в коллективном цикле флотации с целью доизвлечения пирита и связанного с ним халькопирита; включения операции доизмельчения коллективного концентрата. Для повышения полноты извлечения ценных компонентов представляется целесообразным выделение магнетита из хвостов коллективной флотации магнитной сепарацией.

*Список использованных источников*

1. Абрамов А.А. Технологии переработки и обогащения руд цветных металлов. В 2-х кн. М.: МГГУ, 2005. – Кн. 2. - 575с.
2. Гурман М.А., Щербак Л.И. Формы проявления золота в первичной золото-медно-порфировой руде Малмыжского месторождения // Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2020): материалы Международной конференции (Апатиты, 21-26 сент. 2020 г). – Апатиты, ФИЦ КНЦ РАН, 2020. – С.77-79.
3. Гурман М.А., Шепета Е.Д., Полтарецкая А.Е. и др. Результаты флотации золотосодержащей медно-порфировой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. № 8, спец. вып. 30: Проблемы освоения георесурсов Дальнего Востока. – С. 42-49.
4. Богданов О.С., Еропкин Ю.И., Поднек А.К. Исследование действия флотационных реагентов. Сб. трудов института Механобр. – Ленинград: Механобр, 1965. С. 43-53
5. Рябой В.И., Голиков В.В., Шендерович В.А. и др. Селективный собиратель на основе диизобутилдитиофосфата натрия для сульфидно-мышьяковистых руд // Обогащение руд. – 1997. – № 3. – С.12-14.
6. Саматова Л.А., Рябой В.И., Шепета Е.Д. Повышение извлечения цветных и благородных металлов с использованием аэрофлотов при флотации шеелит-сульфидных руд // ФТПРПИ. – 2013. – № 6. – С.151-157.

---

**TECHNOLOGICAL FEATURES AND PROSPECTS FOR THE COMPLEX  
PROCESSING OF PRIMARY GOLD-COPPER-PORPHYRY ORE  
(MALMYZH DEPOSIT, SVOBODA)**

*Gurman M.A.*

The mineralogical and technological features of Malmyzh deposit Svoboda primary porphyry copper–gold ore is revealed. The research results of ore floatability and possible ways to increase the recovery of Cu, Au Ag and the complexity of the use of raw materials are presented

---

## ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТО - СУРЬМЯНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С ЦЕЛЮ ПОЛУЧЕНИЯ ТРИОКСИДА СУРЬМЫ И СУРЬМЯНИСТОГО ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СПЛАВА

Соложенкин П.М., Кузнецова И.Н.

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

Предложен способ переработки золото-сурьмяного концентрата. Разработаны условия разделения сурьмы от золота путем плавки Au-Sb концентрата в рудно-термической печи, рафинирование черновой сурьмы и ее возгонки в виде триоксида сурьмы, его закалки до сенармонита и получения кристаллов кубической сингонии.

Сурьмянистый золотосодержащий сплав (СЗСС) по мере накопления в нем расчетного количества золота из электропечи разливается в аноды и направляется на получение золота в цех электролитического рафинирования анодов. Продуктом рафинирования анодов является катодная сурьма, оборотный электролит и золотосодержащий шлам. Последний собирают в емкость и затем переплавляют, полученное лигатурное золото разливают в слитки. Из донного остатка печи возгонки (СЗСС) изготавливают электроды. Продолжение процесса в течение 35 дней для получения СЗСС с содержанием золота не ниже 10 кг/т.

На рисунке 1 показана схема получения триоксида сурьмы и СЗСС.

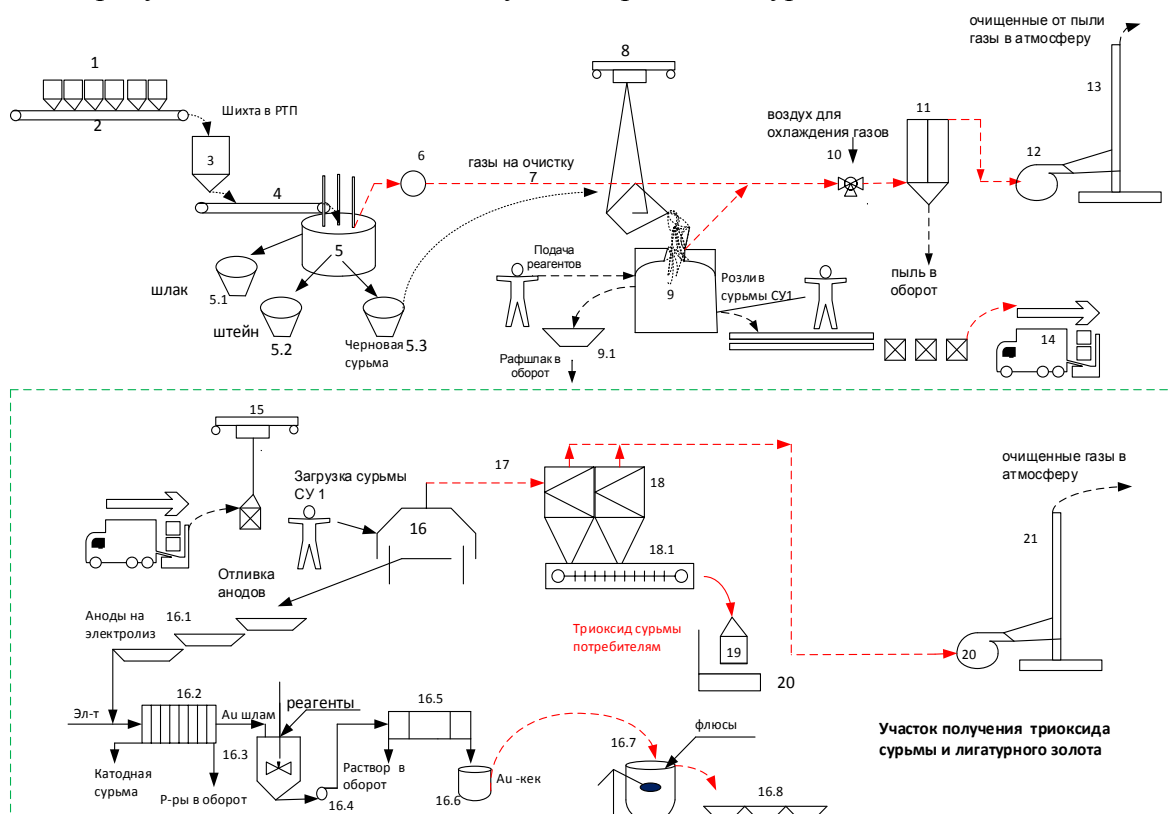


Рисунок 1 - Схема получения триоксида сурьмы и СЗСС

Для подготовки сырья к плавке концентраты и необходимые реагенты загружают в бункера узла шихтоподготовки (поз 1). Каждый бункер предназначен для конкретного

компонента шихты. Управление узла шихтоподготовки осуществляется, по заданному технологическому алгоритму, с центрального интерфейса.

Расчетное количество сырья и реагентов (концентрат, сода кальцинированная, стружка чугунная, уголь каменный, известняк, рафинировочные шлаки) с бункеров через питатели - весоизмерители выгружается на сборочный конвейер (поз 2), где происходит смешивание исходных компонентов. Со сборочного конвейера шихта поступает в расходный бункер рудно-термической печи (поз 3). Для подготовки сырья к плавке концентраты и необходимые реагенты загружают в бункера узла шихтоподготовки (поз 1). Каждый бункер предназначен для конкретного компонента шихты. Управление узла шихтоподготовки осуществляется, по заданному технологическому алгоритму, с центрального интерфейса.

Для подготовки сырья к плавке концентраты и необходимые реагенты загружают в бункера узла шихтоподготовки (поз 1). Каждый бункер предназначен для конкретного компонента шихты. Управление узла шихтоподготовки осуществляется, по заданному технологическому алгоритму, с центрального интерфейса.

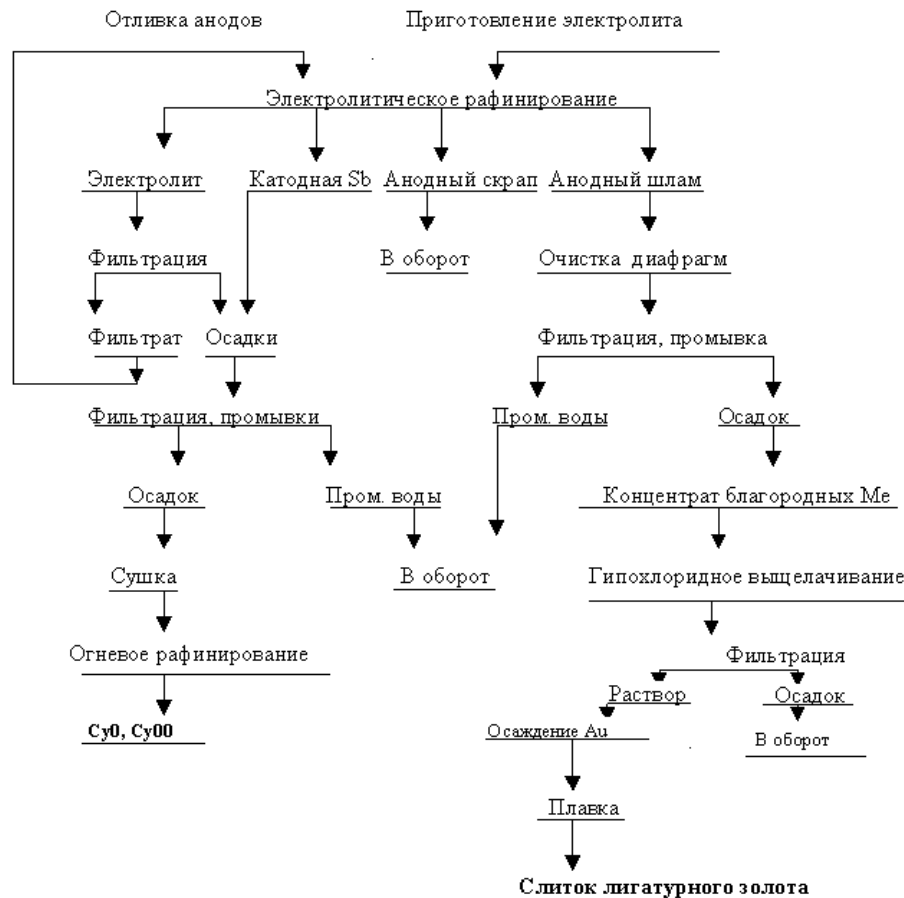
Расчетное количество сырья и реагентов (концентрат, сода кальцинированная, стружка чугунная, уголь каменный, известняк, рафинировочные шлаки) с бункеров через питатели - весоизмерители выгружается на сборочный конвейер (поз 2), где происходит смешивание исходных компонентов. Со сборочного конвейера шихта поступает в расходный бункер рудно-термической печи (поз. 3). Далее по загрузочному конвейеру (поз 4) шихта со скоростью 5-6 т/час загружается в рудно-термическую печь (поз 5). Загрузка и плавление шихты происходят одновременно.

В результате осадительно-восстановительной плавки в рудно-термической печи (поз 5) образуются шлак (поз 5.1), штейн (поз 5.2), черновая сурьма (поз 5.3) и технологические газы (поз 5.4). Шлаки являются отвальными и направляются на хранение и утилизацию на специальные площадки. Штейны, в зависимости от содержания сурьмы, возвращаются в оборот, либо на хранение в отвалах. Технологические газы проходят очистку от пыли в циклоне (поз 6), в рукавных фильтрах (поз 11) и дымососом (поз 12) отводятся через выбросную трубу (поз 13).

Черновая сурьма выпускается из рудно-термической печи в жаропрочные чугунные ковши (поз 5.3) и с помощью двухгакового металлургического мостового крана (поз 8) в жидком виде перемещается к отражательной рафинировочной печи (поз 9) и заливается до полного заполнения печи. В отражательной рафинировочной печи осуществляют очистку металла от примесей мышьяка и железа. Необходимые реагенты подают в печь через загрузочное окно в боковой стене печи. Продуктами рафинирования черновой сурьмы являются рафинировочные шлаки, рафинированная сурьма  $Su_1$ , содержащая благородные металлы и технологические газы. Рафинировочные шлаки скачивают гребком в чугунные изложницы (поз 9.1) и после остывания, направляют на переработку осадительно-восстановительной плавкой в рудно-термической печи. Технологические газы по стальному газоходу (поз 7) после очистки в рукавных фильтрах (поз 11), дымососом (поз 12) удаляются в атмосферу через выбросную трубу (поз 13).

Металлическая сурьма  $Su_1$  разливается в чугунные изложницы, размещенные на механическом конвейере (поз 9.2). После остывания слитки сурьмы складываются на металлические поддоны (поз 9.3) и на автомашине (поз 14) через весовую перевозят на

участок получения триоксида сурьмы и СЗСС. Схема переработки СЗСС показана на рисунке 2.



*Рисунок 2 - Технология переработки сурьмянистого золотосодержащего сплава*

На участке получения триоксида сурьмы поддоны с металлической сурьмой Су-1 с помощью кран-балки 9 (поз 15) разгружаются у электропечи (поз 16). Металл загружается в предварительно разогретую до температуры 900<sup>0</sup>С электропечь (поз 16). После набора рабочего уровня в печи, с помощью дымососа (поз 20), над зеркалом расплава протягивается атмосферный воздух, сурьма окисляется до триоксида, газовый поток с триоксидом сурьмы выносятся из печи и по стальному газоходу (поз 17) поступает на улавливание триоксида в рукавные фильтры (поз 18). Уловленный триоксид сурьмы по системе шнековых транспортеров (поз 18.1) разгружается в мягкие контейнеры типа Биг-Бег (поз 19), взвешиваются на напольных весах (поз 20) и направляются потребителям. Очищенные газы дымососом (поз 21) через выбросную трубу (поз 22) выбрасываются в атмосферу. Сурьмянистый золотосодержащий сплав (СЗСС) по мере накопления в нем расчетного количества золота, из электропечи (поз 16) разливается в аноды (поз 16.1) и направляется на получение золота в цех электролитического рафинирования сурьмяных анодов.

Аноды размещаются в электролизные ванны (поз 16.2) и проводят электролиз с растворимым сурьмяным анодом. Продуктами электролитического рафинирования анодов являются катодная сурьма, очищенная от примесей благородных металлов, оборотный

электролит и золотосодержащий шлам.

Катодная сурьма направляется на огневое рафинирование и получение марочной сурьмы СУ0, СУ00. Шлам подвергают гидрохимической доводке (ГХД) в реакторе (поз 16.3), пульпу после ГХД насосом (поз 16.4) подают на фильтрацию на нутч – фильтр (поз 16.5). Фильтрат направляют в оборот. Золотосодержащий кек собирают в емкость (поз 16.6) и после предварительной просушки, переплавляют с флюсами в индукционной печи (поз 16.7), полученное лигатурное золото разливают в слитки (поз 16.8). Шлак плавки направляют в оборот.

---

**TECHNOLOGY OF PROCESSING GOLD -ANTIMONY OF A CONCENTRATE  
WITH RECEPTION TRUOKCUDA OF ANTIMONY AND ANTIMONY GOLD OF  
CONTAINING ALLOY**

*Solozhenkin P.M., Kuznetsova I.N.*

The way of processing Gold-Antimony offered. The conditions of division of antimony from Gold are developed by dissolve of a contentrade in the rud-thermal furnace, ratify of antimony and her dissolve as truokcuda of him antimony zakalka and reception of crystal cubic cungonal.

---

**СЕКЦИЯ «ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ,  
РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ  
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ»**



**КОМПЛЕКСНАЯ МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА  
ПРОМЫШЛЕННЫХ МИНЕРАЛОВ ХИЗОВААРСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ  
АРКТИЧЕСКОЙ ЗОНЫ РЕСПУБЛИКИ КАРЕЛИЯ\***

*Щипцов В.В.<sup>1,2</sup>, Бубнова Т.П.<sup>1,2</sup>, Никифоров А.Г.<sup>1</sup>, Фролов П.В.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт геологии КарНЦ РАН, ФИЦ «Карельский научный центр РАН», г. Петрозаводск, Российская Федерация, e-mail: vv.shchiptsov@gmail.com

<sup>2</sup> ФГБОУ ВО Петрозаводский госуниверситет, г. Петрозаводск, Российская Федерация

*Показано, что Хизоваарское рудное поле относится к области распространения месторождений комплексных руд промышленных минералов, формирование которых связано с интенсивными метаморфическими и метасоматическими процессами, синметаморфическими тектоническими деформациями.*

На основе важнейших геодинамических процессов, так называемой композитной геодинамики, в геологических комплексах докембрия Фенноскандинавского щита образованы месторождения и перспективные рудопроявления, среди которых немаловажное место занимают промышленные минералы. Хизоваарская структура Северо-Карельского зеленокаменного пояса относится, по мнению специалистов, к важному реперу геологических процессов. Здесь особое минерагеническое значение имеют породы по коэффициенту глиноземистости, относимые к разновидностям умеренно глиноземистых и высокоглиноземистых пород. Региональный метаморфизм и ультраметаморфизм неоархейских пород сопровождался формированием метаморфогенных рудообразующих систем [1]. Выделены два сланцевых «горизонта». Продуктивные метасоматиты, развитые по породам как кислого, так и основного состава, представлены кианитовыми и мусковитовыми кварцитами. С ними связано образование определенных промышленных минералов (кианит, мусковит, кварц, гранат, графит, ставролит, пирит), что показано на карте-схеме (рисунок 1). Установлена полигенность и полихронность докембрийских толщ и выделены метаморфогенный, метаморфогенно-метасоматический и метасоматический природные типы руд [2]. В течение длительного периода закономерно менялся режим ведущих эндогенных процессов, включая метасоматические преобразования.

Экспериментальные данные по изучению устойчивости алюмосиликатов в условиях меняющейся кислотности-щелочности и при различных температурах и давлениях объясняют появление неоднотипных парагенезисов минералов.

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке темы НИР 210 ИГ КарНЦ РАН 121040600173-1

Глобальная минерально-сырьевая стратегия XXI века предполагает повышение эффективности использования минерального сырья. В целом мировая конъюнктура и динамика цен на основные промышленные минералы имеют тенденции к росту устойчивого развития технологий для будущего и в данном аспекте определяют промышленные минералы Хизоваарского рудного поля (кварц, кианит, мусковит, гранат, ставролит, графит, пирит).

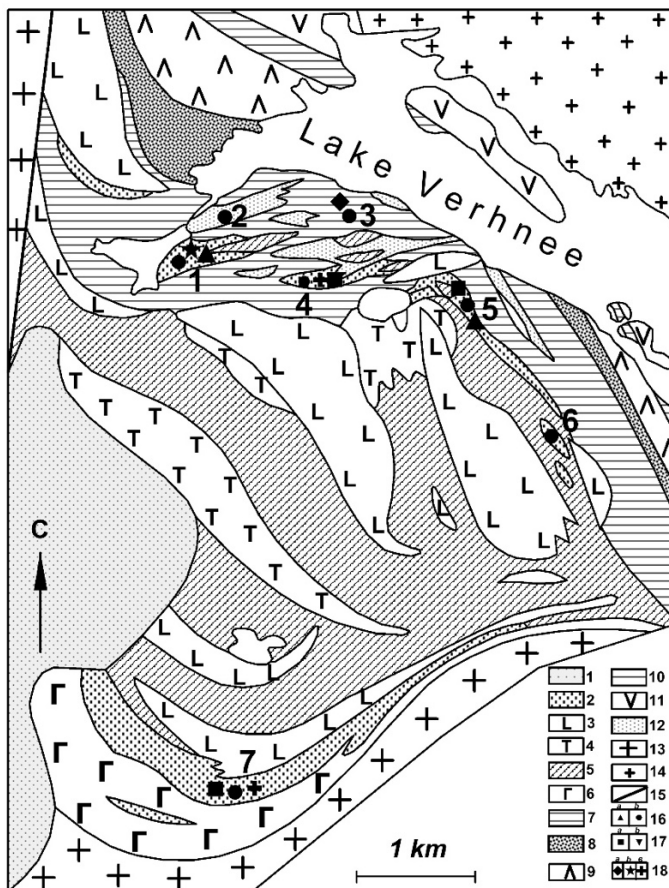


Рисунок 1 - Схема Хизоваарского рудного поля с главными месторождениями [2].

Условные обозначения: 1 – четвертичные отложения; 2 – метасоматиты стадии кислотного выщелачивания; 3 – базальтовые лавы подушечного типа, силлы ультрабазитов; 4 – фельзитовые туфы, лавобрекчии; 5 – метадациты и метариолиты; 6 - силлы габбро; 7- осадочно-вулканогенные и терригенные метаосадки; 8 – метаандезиты, гипербазитовые бониниты и базальты; 9- железистые метабазальты; 10 – бонинитовые серии метавулканитов; 11 – магнезиальные базальты с телами перидотитовых кумулатов. Интрузивные и субвулканические породы: 12 – тела субвулканитов от мафитов до фельзитов; 13 – диориты и гранодиориты; 14 – микроклиновые граниты; 15 – тектонические дислокации; 16 – промышленные минералы - а) кварц; б) кианит; 17 – промышленные минералы а) мусковит; б) гранат. Цифрами на рис. обозначены рудопровяления: 1 – Южная линза (кианит, кварц, пирит), 2 - Северная линза (кианит), 3 – Восточная линза (кианит, графит), 4 – Фукситовый (кианит, ставролит, мусковит), 5 – Межозерный (мусковит, кварц, кианит), 6 - Восточный (кианит), 7 - Высота-181 (гранат, кианит, ставролит).

Обосновывается важность изучения промышленных минералов в районах распространения докембрийских высокоглиноземистых образований, а Хизоваарская структура представляется эталонным полигоном для исследований на современном уровне. В метаморфических породах данной структуры развиты кислые и основные метасоматиты. Они образованы при средних температурах (450-600 °С) и высоких давлениях (5-8 кбар), определенные В.А.Глебовицким и С.А.Бушминым [3] как хизовариты – глубинные аналоги скелей. К хизоваритам относятся глубинные

метасоматиты роговообманково-гранат-ставролит-кианит-кварцевого и роговообманково-ставролит-гранатового составов и кислотные метасоматиты, содержащие избыточный кремнезем с обогащенным алюминием. Среди пород Хизоваарского рудного поля локализованы три типа природных руд (промышленные минералы) – метаморфогенный, метаморфогенно-метасоматический и метасоматический, каждый из которых имеет свои морфогенетические особенности. Они различаются по минеральному, гранулярному составу и характеру сростаний.

В результате исследований установлено, что формирование метасоматитов кислотного выщелачивания кианит-кварцевой фации и основных метасоматитов ставролит-гранатовой фации по гранат-биотитовым гнейсам стало причиной высоких содержаний граната, кианита, ставролита и мусковита, определяемых как комплексные руды, факторы контроля которых связаны с литолого-стратиграфическими, метаморфогенно-метасоматическими и структурными особенностями вмещающей среды.

В тыловых зонах кислотного выщелачивания происходило формирование пирита, содержание которого в пирит-кианит-кварцевых и пирит-кварцевых комплексах достигает 15%. Данный процесс описан для метасоматитов и связанных с ними кианитовых руд северного крыла [2]. В метаморфических и метасоматических комплексах также образуются в небольшом количестве ильменит, рутил, титаномагнетит.

Кислотные метасоматиты Хизоваарской структуры, как указано выше, формировались по всей площади в условиях кварц-кианитовой и кварц-мусковитовой фаций метасоматоза средних температур и повышенных давлений с высокой активностью летучих, что приводит к устойчивости других минералов. Метасоматиты являются следствием подвижности компонентов и изменения минеральной системы, где большую роль играли процессы природного обогащения. Промышленные минералы самоочищаются при проявленных метасоматических процессах. Надо отметить, что требования к суперчистоте концентратов промышленных минералов повышаются в связи с развитием высоких технологий.

Разновременные метасоматические процессы могут пространственно совмещаться. Метасоматоз играет важнейшую роль в становлении минеральных систем, с которыми связано формирование промышленных минералов. Для кислотных метасоматитов получены минералого-технологические показатели, которые позволяют определить площади проявления кислотного метасоматоза. Предложены методы комплексного обогащения, приведены области возможного использования и выполнены предварительные укрупненные экономические расчеты.

Проведен цикл работ по оценке минерального сырья Хизоваарского рудного поля с получением минералого-технологических характеристик метаморфических и метасоматических рудообразующих комплексов и связанных с ними промышленных минералов (кианит, мусковит, кварц, гранат, графит, ставролит и пирит). Разработаны инновационные методы комплексного обогащения с получением конечных продуктов (концентратов). Предварительные укрупненные технико-экономические расчеты позволяют оценить целесообразность освоения минерально-сырьевых ресурсов Хизоваарского рудного поля с использованием разработанных инновационных технологий, существующих экологических требований и с учетом областей использования конечных продуктов обогащения.



*Список использованных источников*

1. Shchiptsov V.V., Nikiforov A.G. Contribution of metasomatic processes to the formation of industrial minerals in Khizovaara ore field, Republic of Karelia, Russia // 16th Int. multidisciplinary sci. geoconf. SGEM. Book 1. Sci. and Technologies in Geol., Exploration and Mining. Conf. proceed. – Sofia: Vol. I. P. 125–132.
  2. Щипцов В.В., Бубнова Т.П., Заверткин А.С. и др. Кианитовые руды Хизоваарского рудного поля (Северная Карелия) // Тр. КарНЦ РАН (серия «геология докембрия». – Петрозаводск: 2020, № 6. С.С. 75-97
  3. Глебовицкий В.А., Бушмин С. А. Послемигматитовый метасоматоз. – Л.: 1983, Наука. 216 с.
- 

**COMPREHENSIVE MINERALOGICAL AND TECHNOLOGICAL ASSESSMENT OF INDUSTRIAL MINERALS FROM THE KHIZOVAARA ORE FIELD IN THE ARCTIC ZONE OF THE REPUBLIC OF KARELIA**

*Shchiptsov V.V., Bubnova T.P., Nikiforov A.G., Frolov P.V.*

It is shown that the Khizovaara ore field belongs to the area of complex ore deposits of industrial minerals, the formation of which is associated with intense metamorphic and metasomatic processes, synmetamorphic tectonic deformations.

---

**ОСНОВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ В МОДЕЛИРОВАНИИ ДВИЖЕНИЯ МЕЛЮЩЕЙ ЗАГРУЗКИ В МЕЛЬНИЦАХ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ**

*Дмитрак Ю.В., Атрушкевич В.А., Адамова Л. С.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: [dmitrak@yandex.ru](mailto:dmitrak@yandex.ru)

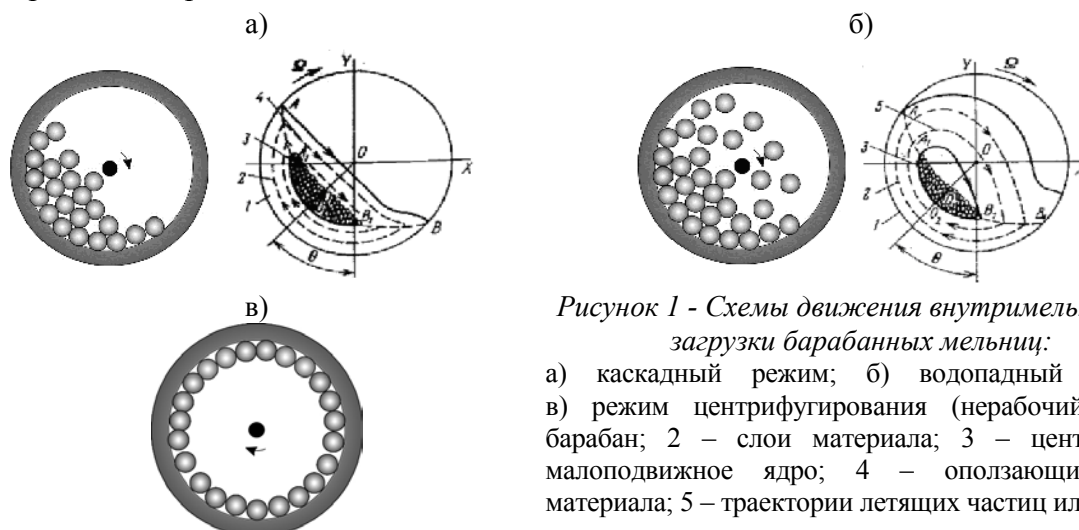
*Приведены результаты теоретических исследований и математического моделирования процесса измельчения горных пород в мельницах различных типов. Рассмотрены вопросы создания цифровых двойников мельниц и повышения энергоэффективности их эксплуатации.*

Измельчение, как технологический этап обогащения полезных ископаемых и, в частности, рудоподготовки является одним из наиболее энергоёмких процессов в горнорудной отрасли. Объёмы производства концентрата на современных горно-обогатительных фабриках постоянно увеличиваются, вследствие чего растут типоразмеры применяемого для измельчения оборудования. Затраты электроэнергии возрастают нелинейно с увеличением габаритов мельниц, что негативно сказывается на себестоимости готовой продукции.

Логично, что инженеры, конструкторы, производственники и исследователи давно занимаются актуальными вопросами снижения удельной энергоёмкости измельчения горных пород в мельницах различных типов. Предлагались различные варианты, технические решения и технологические схемы работы мельниц для снижения энергоёмкости их работы. Но практически все специалисты, занимающиеся вопросами измельчения горных пород, сходятся во мнении о том, что мощным резервом снижения энергоёмкости измельчения является оптимизация движения мелющей загрузки, потребляющей более 90% всей расходуемой мельницей энергии [1]. Сегодня для тонкого и сверхтонкого измельчения горных пород применяются мельницы различных типов. Это молотковые, валковые, струйные и другие типы мельниц, а также дезинтеграторы.

В настоящей работе в силу указанных выше причин мы остановимся на анализе исследований, посвящённых работе мельниц, использующих мелющие тела для измельчения горных пород и, в частности, моделированию движения мелющей загрузки в помольных камерах. Наиболее исследованными с точки зрения движения мелющей загрузки являются барабанные мельницы. Ещё в первой половине XX века Дэвисом были сформулированы постулаты, на которых и в настоящее время базируются теоретические модели движения шаровой загрузки (рисунок 1) [2]:

- дробящие (мелющие) тела, находящиеся на круговых траекториях движения, имеют одинаковые угловые скорости;
- геометрическое место точек перехода шаров с круговых траекторий движения на параболические определяется из равенства сил: центробежной силы, действующей на шар и нормальной составляющей его силы тяжести;
- в процессе движения мелющей загрузки траектории шаров и частиц измельчаемого материала не пересекаются.



*Рисунок 1 - Схемы движения внутримельничной загрузки барабанных мельниц:*

- а) каскадный режим; б) водопадный режим; в) режим центрифугирования (нерабочий); 1 – барабан; 2 – слои материала; 3 – центральное малоподвижное ядро; 4 – оползающие слои материала; 5 – траектории летящих частиц или шаров

Многолетний опыт использования данных постулатов при составлении математических моделей движения мелющей загрузки, например, профессорами Марютой А.Н., Богдановым В.С., Сысой А.Б., Крюковым Д.К. и др. показал приемлемость данного подхода только для оценки общих критериев работы барабанных мельниц [3]. В настоящее время в связи с очевидными допущениями, сделанными Дэвисом в своей теории, точность моделей, основанных на данных постулатах, не соответствует требованиям, предъявляемым к современным расчётам динамических параметров мелющей загрузки. Тем не менее, постулаты, сформулированные Дэвисом, позволяют качественно оценить картину движения мелющей загрузки в барабанных мельницах.

В качестве примера на рисунке 2 показана расчётная схема фрикционных колебаний малоподвижного ядра, составленная профессором А.Н. Марютой. В своих исследованиях профессор описал процесс проскальзывания малоподвижного ядра относительно остальной части мелющей загрузки барабанной мельницы.

Специалисты АО «Моделирование и Цифровые Двойники», в полной мере, воспользовались современным уровнем развития компьютерной техники и передовых технологий математического моделирования.

На рисунке 3 представлен демонстратор цифрового двойника барабанной мельницы

(АО «МЦД», Россия). Комплексный цифровой двойник выдает рекомендации по изменению режимов работы, остаточном ресурсе и износу элементов мельницы.

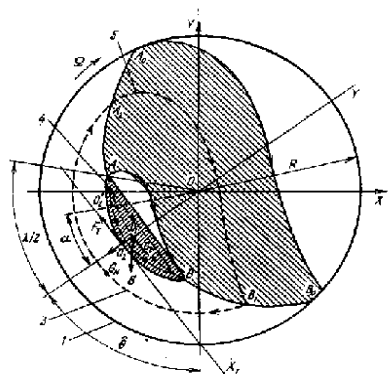


Рисунок 2 - Расчётная схема фрикционных колебаний малоподвижного ядра по А.Н. Марюте



Рисунок 3 - Демонстратор цифрового двойника барабанной мельницы  
(АО «Моделирование и Цифровые Двойники», Россия)

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.

На наш взгляд наиболее близко к точному описанию динамики мелющей загрузки подошли исследователи Центрального университета штата Юта, США. В этом университете на протяжении ряда лет ведутся работы по компьютерному моделированию движения мелющей загрузки в помольных камерах барабанных мельниц. Исследования выполнены для барабанных мельниц различных типоразмеров: от лабораторных до больших промышленных. Эти исследования вначале проводились в двумерной постановке. Затем появились исследования трехмерного движения [4].

Авторы данных работ поставили своей целью разработку метода для численного моделирования шаровой загрузки в барабанной мельнице. При этом были учтены как линейные перемещения шаров (в трех направлениях), так и их вращения (относительно любой прямой). В анализируемых работах при описании взаимодействия шаров друг с другом и со стенкой помольной камеры учтена динамика удара (или безударного взаимодействия) за счет введения нормальной и сдвиговой жесткостей шаров.

В механике сплошных сред это эквивалентно применению уравнения состояния и

уравнению неразрывности, без которых вообще невозможно описание динамики сжимаемой среды. Также предпринята попытка смоделировать зависимость коэффициента трения от скорости за счет введения коэффициентов пропорциональности Ралли и условия проскальзывания шаров параллельно поверхности контакта. В результате проведённых исследований впервые была получена модель движения отдельных мелющих тел, однако она не учитывает случайный характер соударений шаров, а также демпфирующие свойства измельчаемого материала. Кроме того, экспериментальные подтверждения данной теории носят косвенный характер и, строго говоря, они не могут быть приняты в качестве неоспоримого доказательства возможности её применения на практике.

Другим типом измельчительного оборудования, использующим мелющие тела, являются вибрационные мельницы. Главным негативным фактором, сдерживающим распространение промышленных образцов вибромельниц, является не проработанность конструкции подшипниковых узлов мельниц, что снижает их долговечность. В мире существуют всего несколько образцов вибромельниц больших типоразмеров. Вместе с тем при условии решения вопросов, связанных с обеспечением заданного ресурса, вибрационные мельницы являются эффективным типом измельчительного оборудования, позволяющего получать качественный помол с высокой производительностью.

Движение мелющей загрузки в помольной камере вибрационной мельницы является наименее изученным вопросом по сравнению с аналогичными исследованиями загрузки в других типах мельниц. Одной из причин этого является большие значения частоты колебаний помольной камеры и коэффициента заполнения камеры мелющими телами [1].

П.Ф. Овчинников разработал теорию движения мелющей загрузки вибромельниц с учётом свойств измельчаемого материала [5, 6]. В своих работах автор рассматривает мельницу с одним мелющим телом, которое совершает независимое от помольной камеры движение, либо движется вместе с ней, либо катится по ней.

Расчётная схема движения мелющей загрузки по теории П.Ф. Овчинникова представлена на рисунке 4. В результате разработки математической модели автор получил дифференциальные уравнения движения мелющей загрузки для всех описанных выше случаев:

$$\begin{aligned} & [(m_1 + m_2)x + m_3x_3 + m_2q \cos \theta + S \sin \varphi]'' + C_1(x - x_0) - C_3R_1 \\ & (\cos \beta_1 - \cos \beta_{10}) - C_5R_2(\cos \beta_2 - \cos \beta_{23}) + C_3q(\cos \theta - \cos \theta_0) = 0 \end{aligned} \quad (1)$$

где  $m_1, m_2, m_3$  - соответственно массы камеры, шаровой загрузки и вала с дебалансом;  
 $x, x_0$  - соответственно координаты по вертикали всей системы и центра тяжести загрузки;

$q$  - расстояние от центра тяжести системы до центра тяжести дебаланса.

Однако, П.Ф. Овчинников рассматривал шаровую загрузку как сосредоточенную массу и не исследовал движение отдельных мелющих тел, что снижает точность результатов, получаемых с использованием его метода.

Б.П. Красовский в работе [7] разработал математическую модель движения загрузки с учётом силы трения, возникающей между стенкой помольной камеры и крайнем рядом шаров (рисунок 5).

Несмотря на учёт фрикционных свойств мелющей загрузки Б.П. Красовский рассматривает её как распределённую массу, обладающую упругими и диссипативными

свойствами, что негативно сказывается на точности получаемых результатов [8].

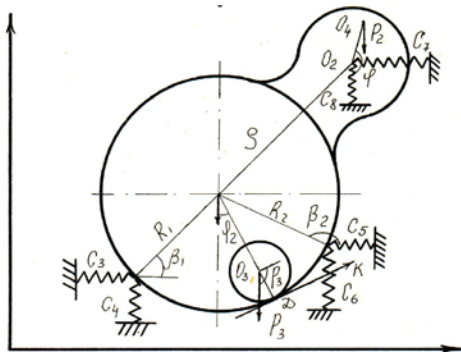


Рисунок 4 - Расчетная схема движения мелющей загрузки по П.Ф.Овчинникову

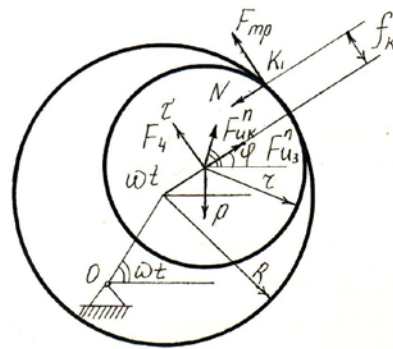


Рисунок 5 - Расчетная схема движения мелющей загрузки по Б.П.Красовскому

Большой опыт в исследовании и создании промышленных вибромельниц накопили специалисты американской фирмы «Microgrinding corporation», исследования которых в последнее время сосредоточены в области снижения энергоёмкости измельчения за счёт грамотного взаимного расположения отдельных частей мельницы. В частности, ими разработана виброкинетическая мельница со встречным креплением пружин, что позволяет использовать во время работы их потенциальную энергию, а также снизить вибрации, передаваемые на фундамент [9].

Математическая модель движения помольной камеры, составленная на основе основных уравнений динамики, учитывает влияние режимных и конструктивных параметров мельницы на энергоёмкость измельчения, однако величина удельной энергии измельчения, входящая в модель, определена эмпирической формулой, что снижает точность получаемых результатов.

Третьим рассматриваемым типом измельчительного оборудования, использующим мелющие тела, являются планетарные мельницы. Это наименее изученный тип мельниц. Связано это прежде всего с особенностью движения мелющей загрузки, совершающей сложное движение в соответствии с характером движения помольной камеры. Сегодня существуют несколько промышленных планетарных мельниц.



Рис. 6. Промышленная планетарная мельница конструкции «ТТД – Балтиец»

В нашей стране ведущим производителем таких мельниц является компания «ТТД – Балтиец» (рисунок 6), которая занимается разработкой и серийным производством планетарных мельниц периодического и непрерывного действия как для сухого, так и для мокрого помола в режиме шарового и бесшарового измельчения. Отметим, что фирма накопила значительный опыт по измельчению различных материалов в планетарных мельницах, которые позволяют сделать вывод о рациональных областях их применения.

Американская компания «FunPlanet Enterprises, Ltd.» сконструировала самый



большой на сегодняшний день промышленный образец планетарной мельницы непрерывного действия для производства угольного порошка [10].

Теоретические исследования движения мелющей загрузки в помольных камерах планетарных мельниц опираются на широко известный, но экспериментально не подтверждённый постулат об эквивалентности форм движения загрузки в планетарной и барабанной мельницах. Предполагается, что в помольной камере планетарной мельницы могут существовать по аналогии с барабанной мельницей каскадный, водопадный и смешанный режимы движения шаров. На наш взгляд, точное следование данному постулату приводит в исследованиях к искажению реальной динамической картины, происходящей внутри помольной камеры планетарной мельницы.

В качестве иллюстрации эквивалентности подхода к описанию движения мелющей загрузки в помольных камерах барабанной и планетарной мельниц можно привести работу Л.П. Бушуева [11].

Для определения зависимости границ основных режимов загрузки в планетарно-центробежной мельнице с вертикальными осями от коэффициента загрузки автор использует математическую модель водопадного режима движения загрузки, которая базируется на идеализированной расчетной схеме, аналогичной предложенной В.Э. Девисом [2] для барабанных мельниц. Предполагается, что движение частиц носит регулярный циклический характер и состоит из двух этапов: кругового движения совместно с барабаном по круговым траекториям и свободного движения после отрыва от массива.

Для расчета режима движения загрузки в барабанах планетарно - центробежной мельницы Л.П. Бушуевым разработан алгоритм, на основе которого был произведен численный расчет на ЭВМ с целью определения вида движения загрузки в многобарабанной планетарной мельнице. Составлены расчётные схемы движения мелющей загрузки для каскадного и водопадного режимов /без учета коэффициента трения/ (рисунок 7).

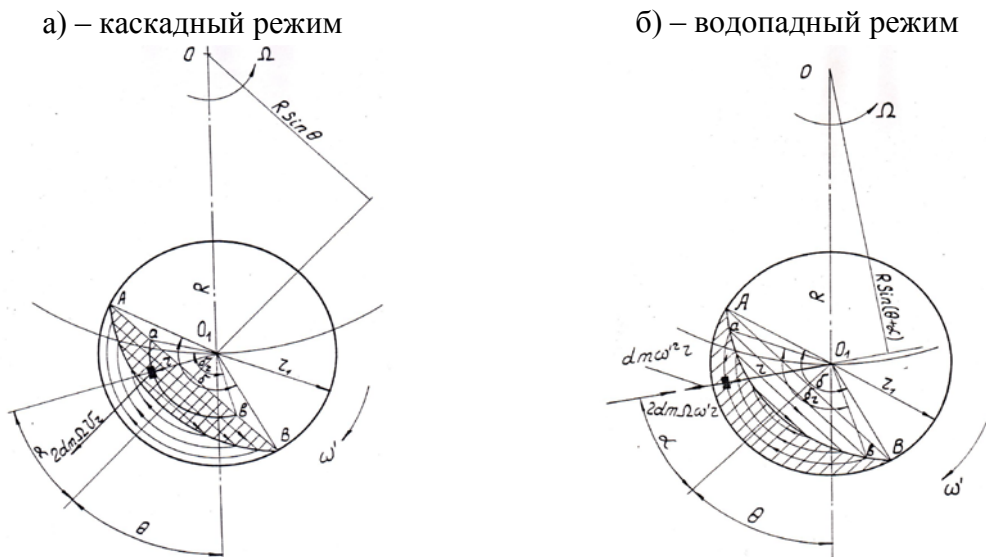


Рисунок 7 - Расчётные схемы движения мелющей загрузки по Л.П.Бушуеву

Математическая модель движения шаровой загрузки, разработанная Л.П. Бушуевым, легла в основу современных исследований динамики планетарных мельниц. Однако она не учитывает влияния динамики отдельных мелющих тел на формирование фазового

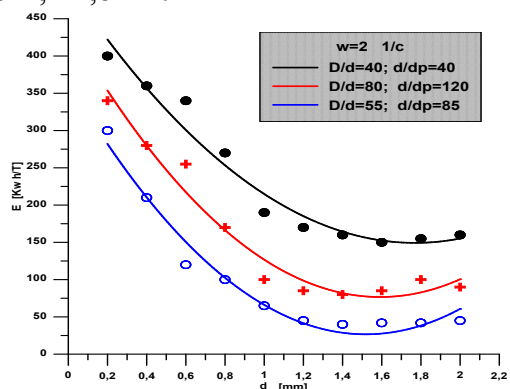
портрета загрузки и требует уточнений с целью её использования для оценки энергоёмкости планетарных мельниц. Доказано, что характер движения мелющей среды для планетарных мельниц с коротким водилом существенно отличается от имеющего место в шаровых мельницах. Исследованиями установлено, что при уменьшении длины водила до некоторого значения, планетарная мельница превращается в вибрационную мельницу [1].

Все рассмотренные выше математические модели движения мелющей загрузки объединяет один общий подход к методологии описания процесса взаимодействия мелющих тел с измельчаемым материалом: мелющая загрузка рассматривалась исследователями как единая система, обладающая демпфирующими и упругими свойствами. Безусловно, такой подход позволял найти с достаточным приближением основные закономерности движения мелющей загрузки (определить характер движения мелющих тел, зоны относительной неподвижности их, установить диапазоны значений коэффициента заполнения помольной камеры мелющими телами и т.д.). Однако данный подход априори не позволял устанавливать точные величины значений вышеперечисленных параметров, и, самое главное, делал невозможным точное определение величины энергии, которую необходимо подвести к мелющей загрузке для обеспечения эффективного процесса измельчения горных пород до заданной тонины помола. Не вызывает сомнений, что только смоделировав движение каждого мелющего тела в отдельности, поняв физику процесса взаимодействия отдельных мелющих тел с измельчаемым материалом, можно с заданной степенью точности определить величину энергии мелющего тела, необходимой и достаточной для разрушения частицы материала до заданного размера.

Такая задача была поставлена перед группой исследователей Московского государственного горного университета ещё 25 лет назад, и в тот период начались фундаментальные и прикладные исследования по определению динамики мелющих тел в помольных камерах мельниц различных типов. Понятно, что для экспериментального подтверждения результатов теоретических исследований потребовалось создание комплекса измерительного оборудования, позволяющего измерять ударные импульсы, сообщаемые мелющей загрузке отдельными мелющими телами. На Международной конференции «Плаксинские чтения – 2021» нами представлен доклад, в котором был показан обзор измерительных комплексов для определения динамики мелющей загрузки в помольных камерах мельниц [12]. В данной работе представлены основные направления в моделировании движения мелющей загрузки в мельницах различных типов, сформированных в течение более чем 25 - летних исследований группы учёных МГГУ, СКГМИ (ГТУ) и ИПКОН РАН. Все эти исследования объединяет единый подход к изучению динамики мелющей загрузки - исследованию движения отдельных мелющих тел для определения энергетических параметров мелющей загрузки в целом.

Е.Е. Балахнина в своих исследованиях динамики мелющей загрузки барабанных мельниц представляла мелющую загрузку в виде цепочки взаимодействующих между собой мелющих тел [13]. Впервые ей удалось получить закономерности движения мелющей загрузки барабанных мельниц, отличающихся тем, что они учитывают динамические параметры отдельных мелющих тел, а также влияние фрикционных свойств измельчаемого материала на формирование фазового портрета шаровой загрузки.

В результате теоретических исследований процесса взаимодействия шаров Е.Е. Балахниной были определены угловые координаты каждого мелющего тела в загрузке, а также установлены значения для скоростей шаров. В частности, ей были получены зависимости удельной энергоёмкости измельчения горных пород от среднего диаметра частиц готовой продукции при измельчении в барабанной мельнице. Анализ зависимостей, представленных на рисунке 8, позволяет сделать важный вывод о том, что оптимальным диапазоном значений среднего диаметра частиц измельчаемого материала с точки зрения минимальной удельной энергоёмкости измельчения для барабанных мельниц является интервал 1,2-1,8 мм.



*Рисунок 8 - Зависимости удельной энергоёмкости измельчения горных пород от среднего диаметра частиц готовой продукции при измельчении в барабанной мельнице*

Ранее мы упоминали об очень интересных исследованиях, которые проводит компания АО «Моделирование и Цифровые Двойники» [14]. На наш взгляд, имитационное моделирование движения мелющих загрузок на основе применения программного комплекса Rocky DEM в сочетании с экспериментальными исследованиями с применением уникального комплекса виброизмерительного оборудования, разрабатываемого в ИПКОН РАН, даст мощный синергетический эффект в решении проблемы определения динамического портрета мелющей загрузки барабанных мельниц.

В исследовании вибрационных мельниц специалистами МГГУ и СКГМИ (ГТУ) главный акцент также делается на определение динамических параметров отдельных мелющих тел. Ф.А. Мешковым в работе [8] составлена математическая модель движения шаровой загрузки в вибрационных мельницах, отличающаяся тем, что на основе численных методов расчёта механики соударений отдельных мелющих тел получены зависимости рабочих параметров мельниц от динамических параметров мелющих тел.

В результате численного моделирования процесса взаимодействия шаров Ф.А. Мешковым впервые составлен динамический портрет шаровой загрузки в помольной камере вибрационной мельницы, описаны траектории шаров в помольной камере, а также произведено разбиение загрузки на динамические зоны (рисунок 9).

По проведённым расчётам составлено выражение для условия не перекрытия зон поверхностных деформаций шаров и относительных скоростей двух взаимодействующих между собой шаров. Это позволило автору также получить зависимости удельной энергоёмкости измельчения от среднего диаметра частиц измельчаемого материала (рисунок 10). Анализ зависимостей, представленных на рисунке 10 позволяет сделать важный вывод о том, что оптимальным диапазоном значений среднего диаметра частиц измельчаемого материала с точки зрения минимальной удельной энергоёмкости измельчения для вибрационных мельниц является интервал 0,08-0,12 мм.

Наиболее сложными с математической и технической сторон проблемы являются



исследования динамики мелющей загрузки в планетарных мельницах. В этом направлении также накоплен опыт, позволяющий формулировать критерии работы мельниц с низкой удельной энергоёмкостью измельчения.

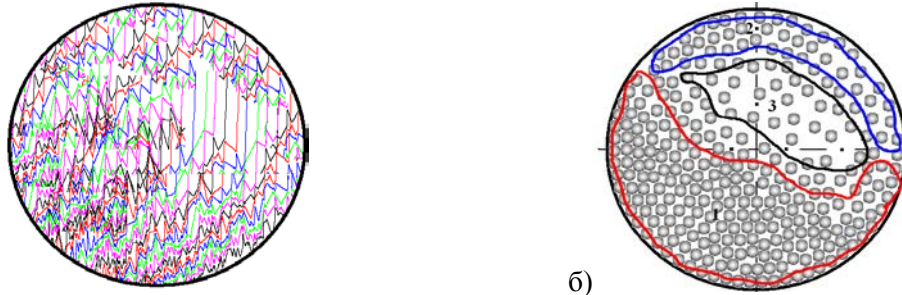


Рисунок 9 - Динамика шаровой загрузки в помольной камере вибрационной мельницы:  
а) - траектории шаров в помольной камере; б) – разбиение загрузки на динамические зоны

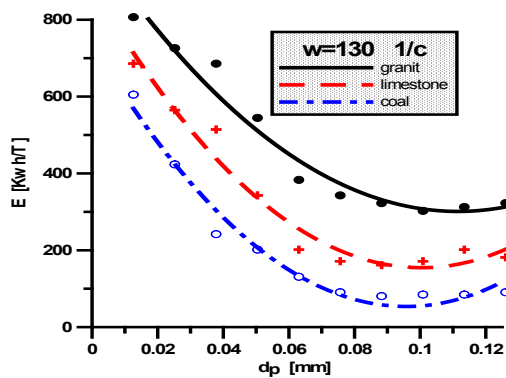


Рисунок 10 - Зависимости удельной энергоёмкости измельчения от среднего диаметра частиц измельчаемого материала

В работе [1] нами была составлена математическая модель движения мелющей загрузки в планетарной мельнице и получены траектории движения шаров (рисунок 11).

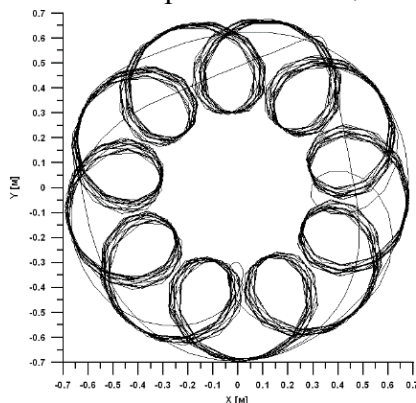


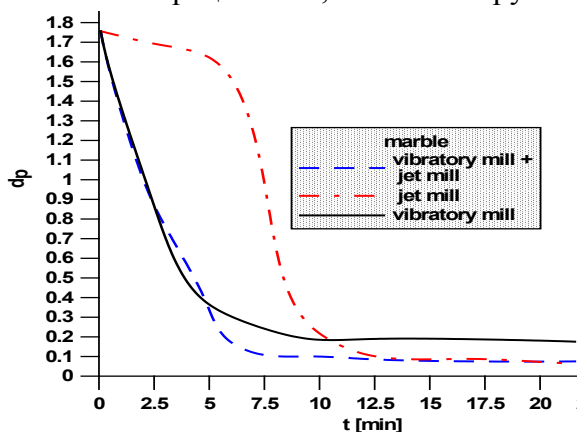
Рисунок 11 - Траектории движения шаров, находящихся в помольных камерах мельниц планетарного типа

Анализ данного рисунка показывает, что в планетарной мельнице в отличие от барабанной и вибрационной мельниц отсутствуют чётко выраженные изменения направления движения мелющих тел (что характерно для ударных процессов). Данное обстоятельство позволяет сделать вывод о том, что измельчение в планетарной мельнице происходит за счёт истирания, а соударения мелющих тел не оказывают существенного влияния на процесс измельчения и лишь способствуют перемешиванию материала в помольной камере [1].

Выше мы кратко представили обзор основных направлений в моделировании движения мелющей загрузки в мельницах различных типов. На основании проведённых исследований, был сделан вывод о том, что для каждого вида горной породы и заданной тонины её помола существует диапазон значений среднего размера частиц готового

продукта, а также тип мельницы, при которых процесс измельчения будет осуществляться с минимальной энергоёмкостью.

На рисунке 12 представлены кривые кинетики измельчения мраморной крошки, применяемый в технологических линиях по производству микрокальцита, при использовании одного цикла измельчения в вибрационной (сплошная линия) или струйной (штрих - пунктирная линия) мельницах и при последовательном измельчении материала сначала в вибрационной, а затем в струйной мельнице (пунктирная линия).



*Рисунок 22 - Кинетика измельчения  
микрокальцита при использовании мельниц  
различных типов и их комбинаций*

Анализ рисунка свидетельствует о том, что при использовании только вибрационной мельницы процесс измельчения сначала протекает очень интенсивно, а затем постепенно замедляется и в итоге материал вообще не достигает требуемого гранулометрического состава. При измельчении материала в струйной мельнице процесс измельчения сначала протекает очень медленно, а затем быстро ускоряется, но за счёт медленной первой фазы время измельчения достаточно велико. Замедление процесса измельчения на начальной фазе связано с невозможностью струйной мельницы измельчать материал, содержащий частицы размером  $> 5$  мм. Наиболее благоприятные условия для измельчения материала создаются при ведении процесса в 2 этапа. На первом этапе измельчение ведётся в вибрационной мельнице с диаметрами помольной камеры и шаров соответственно 300 мм и 30 мм, а на втором этапе – в струйной мельнице. Это позволяет отсечь зоны малоэффективной работы мельницы, что существенно снижает время измельчения, а значит и энергоёмкость процесса [15].

#### *Список использованных источников*

1. Дмитрак Ю.В. Теория движения мелющей загрузки и повышение эффективности оборудования для тонкого измельчения горных пород. Дисс. док.техн.наук. М. 2000. 430 с.
2. Davis E.W., «Fine crushing in ball mills», AIME transactions, Vol. 61, pp. 250-296, 1919.
3. Марюта А.Н. Практические расчеты по внутренней механике барабанных рудоразмельных мельниц //Изв. вузов. Цветная металлургия, 1989. - № 3. - с. 17-26.
4. 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.
5. Овчинников П.Ф. К расчету вибромельниц //Машиностроение. - 1966. - 3. - С. 85-89.
6. Овчинников П.Ф. О характере ударного разрушения в вибромельнице //Прикл. механика. - 1968. ~ Т.4, вып. 4. - СЛ04-П.
7. Красовский Б.П. Обоснование параметров наклонной вибрационной мельницы для производства известняковой муки из отходов карбонатных карьеров: Дисс. канд.техн. наук. - М.МГГУ, 1989, 231 с.
8. Мешков Ф.А. Обоснование параметров вибрационной мельницы для тонкого измельчения горных пород с учётом динамики мелющих тел: Дисс. канд. техн. наук. М: МГГУ, 2001. 170 с.

9. Bruce H Winn. A new approach to Vibratory Grinding //The 1-st International Partical Technology Forum Posters for Comminution & Attrition, v.1, p. 48-51, 1994.
  10. Yuriy V. Dmitrak. «The developing of the technological processes of fine milling for rock's waste grinding». 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.36, p.14, Chapel Hill, USA, 1999.
  11. Бушуев Л.П. Многорежимная планетарная мельница //Изв. вузов. Горный журнал. 1965. №10. с. 148-154.
  12. Дмитрак Ю.В. Основные направления научной деятельности СКГМИ (ГТУ) в исследовании и решении проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья // Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2021). - СКГМИ (ГТУ); Владикавказ, 578 с.
  13. Балахнина Е.Е. Обоснование параметров барабанной мельницы для тонкого измельчения горных пород с учётом динамики мелющих тел.: Дисс. ... канд. техн. наук. – М, МГГУ, 2002. – 178 с.
  14. Золотарев О.В. Цифровой двойник мельницы измельчения. – CADFEM REVIEW. 2020. №7. с. 19-22.
  15. Шишканов К.А. Выбор кинематических параметров шаровой загрузки вибрационной мельницы для тонкого измельчения горных пород: Дисс. ... канд. техн. наук. – М, МГГУ, 2012. – 165 с.
- 

## **THE MAIN DIRECTIONS OF MODELING THE CHARGE MOTION IN MILLS OF VARIOUS TYPES**

*Dmitrak Y.V., Atrushkevich V.A., Adamova L.S.*

The results of theoretical studies and mathematical modeling of the process of grinding rocks in mills of various types are presented. The issues of creating digital twins of mills and increasing the energy efficiency of their operation are considered.

---

## **К ДЕЗИНТЕГРАЦИИ РУД ПРИ ПРОЕКТИРОВАНИИ СЕКЦИЙ РУДОПОДГОТОВКИ**

*Маляров П.В.<sup>1</sup>, Сысоев Н.И.<sup>1</sup>, Долгов А.М.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> ФГБОУ ВО «Южно-Российский государственный политехнический университет (НПИ) имени Платова», г. Новочеркасск, Российская Федерация

<sup>2</sup> Национальный технический университет «Днепропетровская политехника», г. Днепр, Украина

*Применение мельниц полусамоизмельчения в схемах дезинтеграции руд сопряжено с повышением удельного расхода энергии. Исследования распределение загрузки в мельницах показали, что крупные куски руды, расположены во внешних слоях. Шары концентрируются в центральной части загрузки и не участвуют в измельчении. Наиболее эффективным является использование измельчающих волков высокого давления типа Humboldt Wedag GmbH. При обогащении тонковкрапленных руд применяют мельницы типа Vertimill.*

Дезинтеграцию руд в зависимости от применяемого оборудования и крупности полученного продукта условно подразделяют на операции дробления и операции измельчения. К дробилкам, широко распространённым при подготовке руд к обогащению относили щековые и конусные дробилки. При измельчении использовались шаровые и стержневые мельницы. Практика применения выше перечисленного оборудования на

протяжении многих лет, наряду со своими преимуществами, показала и ряд недостатков. Во второй половине прошлого века с разными целями стали применять мельницы полусамозмельчения. Применение таких мельниц было обусловлено желанием снизить количество операций дробления, совместив в мельницах таких типов ряд операций дробления, включая крупное дробления, с операциями измельчения. При этом в качестве мелющих тел применялись крупные куски руды. Крупность исходного питания достигала 400 мм и более.

Для повышения производительности и снижения удельных энергетических затрат в мельницы полусамозмельчения стали добавлять в качестве мелющих тел стальные шары диаметром 150 мм. Обычно объём добавляемых шаров не превышал 8%-15% от общего объёма мельниц. При проектировании таких мельниц возникали вопросы снижения их прочности при пропорциональном увеличении размеров несущих элементов конструкции. В первую очередь это касалось размеров барабана мельниц, в связи с возросшими изгибающими моментами, а, следовательно, и непропорциональному увеличению напряжений от изгиба. Практика применения коротких, по сравнению с диаметром барабанов мельниц, безусловно, сказалась на технологических показателях дезинтеграции. При этом для улучшения процессов дезинтеграции в схемы стали вводить операции предварительного дробления. При этом короткие мельницы и в этом случае не обеспечивали необходимых классов крупности измельченного материала. В этой связи в схемах дезинтеграции стали устанавливать операции додробливания, полученного в мельницах полусамозмельчения продукта.

Таким образом, одна из целей, а именно уменьшение числа операций дезинтеграции не была реализована при одновременном ухудшения технологических показателей. Одновременно с повышенным удельным расходом энергии, в ряде случаев наблюдается увеличение количества труднообогащаемых шламов в мельницах доизмельчения.

Д. Старкей для проектирования циклов измельчения с использованием мельниц полусамозмельчения представил методику [1] в которой общую энергию измельчения в таких мельницах представил в виде  $W_{j,0} = W_{пси} + W_{ш}$ , где  $W_{пси}$  - энергия полусамозмельчения рассматривается как энергия измельчения до промежуточного класса 1,7 мм (Т80).

Следует обратить внимание на физические процессы в мельницах полусамозмельчения по сравнению с шаровыми мельницами. На физической модели барабанной мельницы на протяжении ряда лет нами [2] были проведены всесторонние исследования распределения загрузки в поперечном сечении барабана и по её длине. Выяснилось, что в сложившейся практике эксплуатации мельниц полусамозмельчения наблюдается негативный, с точки зрения распределения внутримельничной энергии, эффект. При небольшом заполнении мельниц шарами (до 15% от общего объёма мельниц) и догрузкой мельницы измельчаемым материалом (45% крупными кусками руды) Внешний слой загрузки представлен крупными кусками руды, а шары расположены во внутренних слоях загрузки, часто не представляющие между собой замкнутые энергетические цепочки, направленные на разрушение кусков руды в зоне наибольших энергетических взаимодействий. Такой недостаток невозможно устранить ничем, кроме как значительным увеличением размеров мелющих тел и снижением размеров частиц измельчаемого материала. Причем, следует иметь ввиду, что произвольное увеличение

размеров мелющих тел приводит к снижению количества единичных контактов между мелющими телами при относительном проскальзывании на траекториях подъёма, что в свою очередь снижает эффективность дезинтеграции в слое за счет сжатия [2] в свободных пространствах между шарами.

Используя известную зависимость Бонда, при которой определяется 80% крупность продуктов и рассчитывается индекс чистой работы для шаровых мельниц было установлено, что индекс чистой работы для барабанных мельниц определяют по уравнению:

$$W_{iш} = 44,5/a^{0,23} q_n 0,820 10(1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F})$$

Для сравнения количественных показателей измельчения в мельницах первой и второй стадий был введен критерий, названный индексом измельчаемости, под которым понимается отношение количества вновь образованной поверхности к энергии, затраченной на её образование. По ряду обогатительных фабрик, где использовалась двухстадиальная схема, были проведены представительные опробования по всем классам крупности во всех технологических точках. При подсчетах индексов измельчаемости оказалось, что индекс измельчаемости у мельниц первой стадии оказался значительно выше, чем у мельниц второй стадии. Причиной такого явления явилась неудовлетворительная работа вспомогательного оборудования по разделению продуктов измельчения по крупности, а именно спиральных классификаторов. При использовании спиральных классификаторов с крупными частицами в днище классификатора оседают мелкие и готовые к обогащению классы. Это приводит к переизмельчению, а, следовательно, и к повышенному расходу энергии. При этом в лабораторных условиях было установлено, что скольжение на траекториях подъёма носит дискретный, а не постоянный характер. При этом в случае оптимального заполнения пространства между шарами происходит разрушение мелких классов в слое, что благоприятно сказывается на образовании готовых к обогащению классов крупности. Одновременно, применение в двухстадиальных схемах барабанных классифицирующих устройств позволяет не только перераспределять объёмы исходного питания между стадиями, но и значительно снизить количество труднообогатимых шламов в конечных продуктах измельчения

Это явление свидетельствовало о том, что мельницы второй стадии оказывались недогруженными измельчаемым материалом, а неэффективное выделение готовых классов из продуктов измельчения первой стадии приводило к образованию труднообогатимых шламов, т.е. в конечном итоге к переизмельчению и излишнему расходу энергии. Таким образом, применение мельниц полусамозмельчения не дало прогнозируемых результатов, а именно снижение количеств операций дезинтеграции, но и привело к повышению удельных расходов энергии на единицу готового к обогащению продукта [3].

Дробильные отделения на обогатительных фабриках не включены жестко в схемы измельчения, поэтому их энергетические показатели следует рассматривать самостоятельно. Опыт эксплуатации дробильных отделений на различных предприятиях показал их большую эффективность по сравнению с измельчительными отделениями. Вместе с тем взаимосвязь этих операций между собой очевидна. Завышенная крупность продуктов дробления приводит к снижению производительности измельчительных отделений и повышению удельных расходов энергии. Получение более мелких классов при дроблении традиционно связано с использованием конусных дробилок крупного, среднего

и мелкого дробления. Мировой опыт эксплуатации дробильного оборудования при подготовке руд черных и цветных металлов к обогащению крепостью от 8 ед. и выше по шкале М. Протодряконова, показал, что для двухстадиального цикла измельчения наиболее предпочтительной является средняя крупность продуктов дробления 16 мм и менее. Следует отметить, что использование конусных дробилок и барабанных мельниц практически исчерпал потенциал снижения энергоёмкости процессов рудоподготовки. Дальнейшее развитие в области существующих схем рудоподготовки лежит в области автоматизации и совершенствования технологических процессов с использованием традиционно используемого оборудования.

В последнее 25-летие в практике рудоподготовки стали широко использоваться измельчающие валки высокого давления ИВВД. Применение такого оборудования позволяет значительно снизить энергопотребление с одной стороны и совместить операции дробления и измельчения с другой. Большие производительности ИВВД от 400 т/ч до 3000 т/ч, при небольших габаритах позволяют значительно сократить площади отделений рудоподготовки. Роллер-прессы KHD Humboldt Wedag GmbH за 25 лет поставила на мировой рынок свыше 220 измельчающих валков высокого давления, что составляет 45% от оборота такого оборудования на мировом рынке.

Эффективность применения роллер прессов подтверждена практикой эксплуатации на центральных обогатительных предприятиях в Чили и Перу. Применение роллер прессов обеспечивает лучшую степень извлечения за счет образования микротрещин. Высокий уровень эксплуатационной готовности (95%) и простоты обслуживания позволяет применять роллер-прессы не только при измельчении клинкера, но и при измельчении руд черных и цветных металлов. Известным препятствием на пути широкого распространения ИВВД является значительное содержание глинистых и большое содержание влаги в руде. Применение роллер-прессов в ряде случаев обеспечивает повышение производительности до 40% при одновременном снижении удельных энергетических затрат.

При этом в продуктах измельчения часто содержатся тонкодисперсные и вкрапленные руды, не поддающиеся принятым способам обогащения. Однако их содержание представляет значительный интерес для дальнейшего извлечения. С разработкой способов обогащения забалансовых руд и учитывая уже затраченную энергию на получение готового к обогащению класса крупности, представляется возможным при дальнейшем тонком измельчении вовлечь в процесс извлечения полезной компоненты минералов содержащейся в хвостах. При обогащении минерального сырья в связи с быстрым ростом цен на энергоносители, а также **вовлечением в переработку** труднообогатимых тонковкрапленных руд применяют мельницы тонкого и сверхтонкого измельчения типа Vertimill. В настоящее время при тонком измельчении широко используются мельницы компании Metso, которые способны работать с питанием до 6 мм и измельчать его 20 мкм и ниже [4].

На рынке России и стран СНГ технология Vertimill была впервые применена в 2009 году на ОАО «Учалинский ГОК», где была установлена мельница Vertimill -1500 WB в узле дообогащения хвостов флотации. В настоящее время реализуются проекты с применением технологии Vertimill на ГМК «Норильский никель» Российская Федерация, «Полтавский ГОК» (Украина), и ТОО «Алтай Полиметаллы» (Казахстан) с использованием самых мощных мельниц Vtrnimill ЗАО «Метсо Минералз СНГ»

Таким образом, развитие схем с полусамоизмельчением следует вести с учетом конструктивных особенностей мельниц, а также за счет увеличения длины барабана мельницы по отношению к её диаметру, а также за счет увеличения объёма шаровой шаровой загрузки и уменьшения крупности питания. Одним из основных факторов снижения удельных расходов энергии является перераспределение энергии дезинтеграции не только на стадиях измельчения, но и на стадиях дробления, а также использование тонкого и сверхтонкого измельчения продуктов флотации.

*Список использованных источников*

1. Starkey, J, Dopbby,G, (1996). Application of the Minovex SAG Pover Index at Five Canadian Sag Plants //International Autogtuous and Semiautogenous Grinding. Technology Confrence 2001, V.1, pp345-360.
  2. Маляров П.В., Ковалев П.А., Бочкарев А.В. и др. Исследования влияния механизмов разрушения минерального сырья в шаровых мельницах. //Обогащение руд. 2018. №3.
  3. Стюарт М. Джеймс, Витас Свалбонас. Крупно габаритные мельницы измельчения // Горная промышленность 2003 г. № 2
  4. Чантурия В.А. Маляров П.В. Обзор мировых достижений и перспективы развития техники и технологии дезинтеграции минерального сырья при обогащении полезных ископаемых.
- 

**TO THE DISINTEGRATION OF ORES IN THE DESIGN OF SECTIONS OF ORE PREPARATION**

*Malyarov P.V., Sysoev N.I., Dolgov A.M.*

Application of semi-self-grinding mills (SAG) in ore disintegration schemes is associated with increase of specific energy consumption. Studies of loading distribution in mills have shown that large pieces of ore are located in the outer layers. The balls are concentrated in the central part of the load and do not participate in grinding. The most effective is the use of high pressure grinding wolves such as Humboldt Wedag GmbH. Vertimill mills are used in the processing of fine-cut ores.

---

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОЦЕССА МЕХАНОАКТИВАЦИИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ\***

*Литвинова Н.М., Лаврик Н.А., Кирильчук М.С., Богомяков Р.В., Степанова В.Ф.*

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: nauka22@yandex.ru

*Приведены результаты экспериментальных исследований использования механоактивации при переработке руд и техногенного минерального сырья Дальневосточного региона. Установлена эффективность применения электрофотоактивированных растворов на стадии минералоподготовки.*

Одним из направлений интенсификации процессов переработки золотосодержащих руд и техногенных образований является процесс механоактивации. Механоактивация приводит к заметному увеличению энергетического состояния минералов и их

---

\* Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных Дальневосточного отделения РАН», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ (проект № 075-15-2021-663).

реакционной способности вследствие разрыва валентных связей, нарастания дефектности и искажений кристаллической структуры [1, 2].

Эффективность применения процесса направленного изменения свойств минералов на основе механоактивации их поверхности установлена для разных аспектов технологической цепочки - для снижения сорбционных свойств материалов (при наличии углистого и глинистого вещества и др.), формирования микротрещин в окисленных рудах для проникновения выщелачивающих растворов в кристаллические решетки минералов, окисления поверхности первичных руд, снятия пленок на минеральной поверхности и др.

Механическая активация минералов вызывает структурные изменения, новые поверхностные образования, способствует стабилизации однородности состава при измельчении рудного материала [3].

Цель исследований – снижение потерь золота на основе использования процесса механоактивации минеральной массы в активированном бесцианидном растворе.

Объекты исследования – различные типы железомарганцевой руды месторождения Поперечное; хвосты гравитационного обогащения золотосодержащей руды одного из месторождений Дальневосточного региона; кеки цианирования Покровского рудника.

Механохимическая активация проводилась на лабораторном агитаторе для выщелачивания проб с использованием электрофотоактивированных карбонатно-цианидных (предварительная механохимическая обработка) и гипохлорит-хлоридных (активационное выщелачивание) растворов.

Количественный анализ на содержание золота проводится пламенным атомно-абсорбционным методом после экстракции изоамиловым спиртом (методика НСАМ – 131-С) с использованием спектрофотометра АА-7000). Гранулометрический состав проб изучался с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITSCH. Определение общего, органического, неорганического углерода выполнялось высокотемпературным каталитическим методом ИК-детектирования с использованием анализатора общего углерода (модель ТОС-V фирмы Шимадзу). Исследования по выявлению платины и золота «гравитационной» крупности в железомарганцевых рудах месторождения Поперечное отражены в работах [4, 5]. Инженером-минералогом Степановой В.Ф. впервые была обнаружена платина в железомарганцевой руде (размер зерен, в среднем, - 0,5+0,25 мм) и золото во вмещающих породах.

На рисунке 1 представлены результаты исследований по агитационному выщелачиванию золота из различных типов железомарганцевой руды месторождения Поперечное. Показатели извлечения золота активным хлоридным раствором по всем пробам существенно превышают аналогичные по цианидному выщелачиванию. Прирост извлечения по углистым сланцам – 85 %. Извлечение золота в продуктивный раствор из руды гематит-магнетитового типа – 54 %, при цианидном выщелачивании данный показатель достигал лишь 7,94 %.

Основное количество золота (до 40%) в рудах Покровского месторождения представлено наноразмерными включениями в халцедоновидном кварце, адуляре, мышьяковистом пирите и аморфном углероде. Извлечение золота при стандартном цианировании и с использованием альтернативных цианидных рабочих выщелачивающих растворов составило менее 30 %.



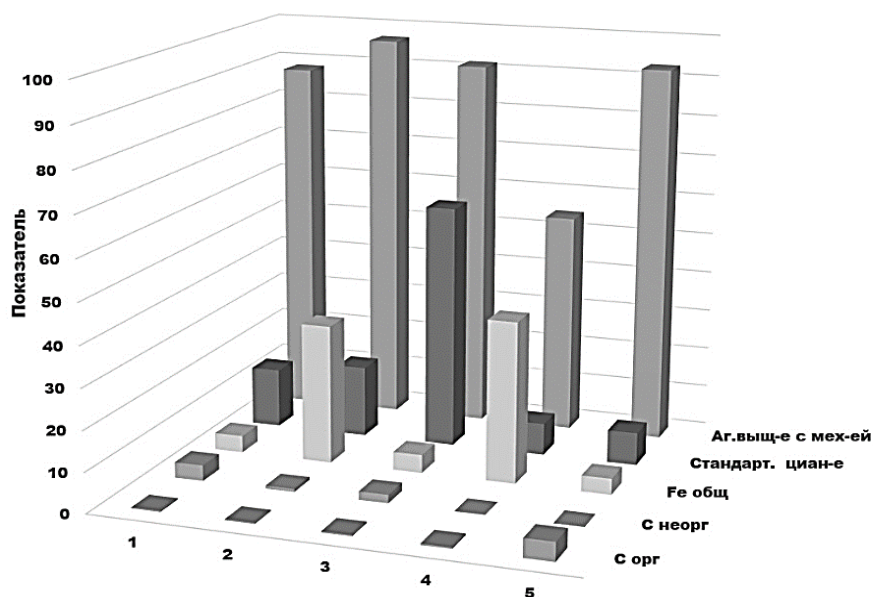


Рисунок 1 - Зависимость выхода золота в продуктивный раствор от содержания органического углерода ( $C_{орг}$ ), неорганического углерода ( $C_{неорг}$ ), железа для различных типов железомарганцевой руды:

1- рудный материал магнетитового типа, 2- известняки, 3- доломитизированные известняки, 4 - рудный материал гематит-магнетитового типа, 5 - углистые сланцы

Для разработки технологических решений по извлечению «упорного» золота была использована комбинация процесса механоактивации и введения в пульпу электрофотоактивированных растворов реагентов.

По данным результатов выщелачивания проб с верхнего, среднего и нижнего горизонтов извлечение золота соответственно составило 50 %; 71,11 %; 93,7 %. Содержание золота в хвостах гравитационного обогащения пробы одного из месторождений Дальневосточного региона - 1,98 г/т.

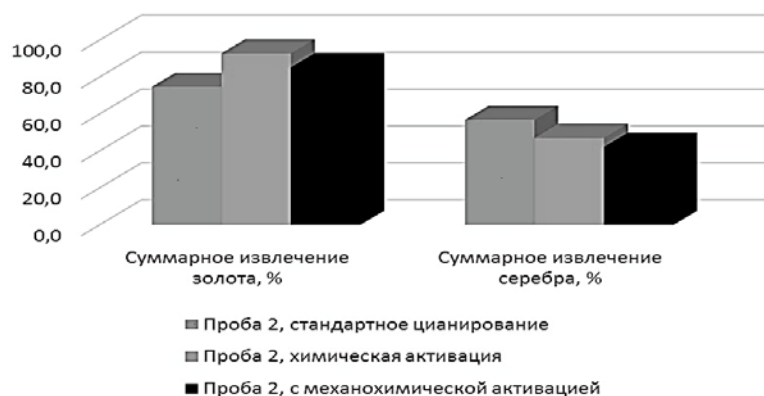


Рисунок 2 - Результаты извлечения золота при агитационном выщелачивании хвостов гравитационного обогащения одного из месторождений Дальневосточного региона

На рисунке 2 представлены результаты извлечения золота при агитационном выщелачивании данного материала. По результатам проведенных исследований прирост извлечения золота (по сравнению с вариантом стандартного цианидного выщелачивания) при агитационном выщелачивании хлоридно-гипохлоритным раствором с предварительной механохимической активацией карбонатно-пероксидным раствором составляет 10,5%,

В результате проведенных исследований установлена эффективность

предварительной подготовки проб к активационному выщелачиванию. Механохимическая активация, помимо доизмельчения относительно крупных минеральных частиц, обеспечивает формирование микротрещин в зернах кварца и адуляра, соответственно, вскрытие дисперсного наноразмерного золота и выход ценного компонента в продуктивный раствор. Для руд с различным вещественным составом проводится подбор соответствующего режима подготовки проб, соответствующего комплексного реагента и условий проведения основного технологического процесса выщелачивания.

*Список использованных источников*

1. Богатырева Е.В., Ермилов А.Г., Свиридова Т.А. и др. Влияние продолжительности механоактивации на реакционную способность вольфрамитовых концентратов // Неорганические материалы. 2011. Т.47. №6. С.877-883.
  2. G.Kozhina, S.Estemirova, N.Pechishcheva et al. Joint mechanical activation of MnO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, and graphite: mutual influence on the structure // Advanced Powder Technology. 2017. Т.28. №4, С. 1202-1212.
  3. Богатырева Е.В., Ермилов А.Г., Хохлова О.В. Прогнозирование эффективности предварительной механоактивации лопаритового концентрата с применением рентгеноструктурного анализа // ФТПРПИ. – 2016. – № 4. – С. 166-172.
  4. Ханчук А.И., Рассказов И.Ю., Крюков В.Г. и др. О находке промышленной платины в рудах Южно-Хинганского месторождения марганца // ДАН. – 2016. – № 6 (470). – С. 1-3.
  5. Крюков В.Г., Литвинова Н.М., Лаврик Н.А. и др. Определение минеральных форм благородных металлов в железомарганцевых месторождениях Дальнего Востока России // Обогащение руд. – 2017. – № 4 (370). – С. 42-48.
- 

**THE USE OF THE MECHANICAL ACTIVATION PROCESS IN THE ENRICHMENT  
OF MINERAL RAW MATERIALS**

*Litvinova N.M., Lavrik N.A., Kirilchuk M.S., Bogomyakov R.V., Stepanova V.F.*

The results of experimental studies of the use of mechano-activation in the processing of ores and man-made mineral raw materials of the Far Eastern region are presented. The effectiveness of the use of electrophotoactivated solutions at the stage of mineral preparation has been established.

---

**ВЛИЯНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ОБЕЗВОЖИВАЕМОГО СЫРЬЯ ПРИ  
ПОДБОРЕ ФИЛЬТРОВАЛЬНОГО ОБОРУДОВАНИЯ**

*Круглов А.В.<sup>1</sup>, Дмитрикова У.В.<sup>1</sup>, Чылбак-оол Е.Д.<sup>1,2</sup>, Юшина Т.И.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> ООО НТЦ Бакор, Москва, Российская Федерация

<sup>2</sup> ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технический университет МИСиС»,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: yushina,ti@misis.ru

*Приведены результаты исследований по оценке влияния характеристик пульпы медного концентрата на показатели сравнительных испытаний при обезвоживании на керамическом дисковом фильтре и пресс-фильтре. Подобраны режимы работы промышленного оборудования, тип керамического фильтрующего элемента и тип фильтровальной ткани.*

Обезвоживание тонкодисперсных продуктов обогащения руд цветных металлов является актуальной задачей. Как правило, к таким продуктам относят концентраты цветных металлов (медь, никель, цинк, свинец), имеющих высокую стоимость на рынке и

унос частиц данных металлов в фильтрат является нежелательным фактором.

Исследуемая проба на 99,9 % сложена халькопиритом (как относительно крупная фракция, так и шламовая).

Размеры частиц сульфидов в основной массе пробы варьируют от 1 мкм до 40 мкм, присутствуют редкие зерна размерностью до 70–100 мкм (таблица 1).

Таблица 1 - Гранулометрический состав концентрата

Класс крупности, мкм	Частный выход класса, %	Суммарный выход класса по минусу, %
+71	2,35	100,00
-71 +45	37,65	97,65
-45 +20	36,29	60,00
-20 +10	5,58	23,71
-10 +5	7,14	18,13
-5 +4	1,23	10,99
-4 +3	2,18	9,76
-3 +2	3,03	7,58
-2 +1	2,82	4,55
-1 +0,05	1,73	1,73
Итого:	100,00	

Кроме халькопирита в пробе присутствует примесь пирротина и пентландита (преимущественно в сростках), а также единичные зерна арсенопирита, борнита и ковеллина.

Породообразующие минералы в пробе находятся в весьма малых количествах (0,1 %). Преобладает измененный клинопироксен, в значительно меньшей доле присутствуют кварц, плагиоклаз, хлорит. Проанализированные пробы представляют собой практически чистые сульфидные концентраты — халькопиритовый. Размеры сульфидных частиц в основной массе проб не превышают 40 мкм (рисунок 1).

#### Fritsch Particle Sizer 'analysette 22'

Measuring Range 0.1 [µm] - 100.86 [µm] Pump 25 [%]  
Resolution 102 Channels (20 mm / 38 mm) Ultrasonic On  
Absorption 13.00 [%]  
Measurement Duration 60 [Scans]

Regularization / Modell o\_medium

Fraunhofer Calculation selected.

Interpolation Values C:\Program Files\22 32\Fritsch\20-45-71-125-200 µm\FPS					
0.050- 1.000µm=	7.30%	1.000- 2.000µm=	11.90%	2.000- 3.000µm=	12.78%
3.000- 4.000µm=	9.21%	4.000- 5.000µm=	5.17%	5.000- 10.000µm=	30.10%
10.000- 20.000µm=	23.54%	20.000- 45.000µm=	0.01%	45.000- 71.000µm=	0.00%
71.000- 125.000µm=	***	125.000- 200.000µm=	***		

Interpolation Values C:\Program Files\22 32\Fritsch\10-3-50-97-100 % FPV					
3.0 % <=	0.248 µm	10.0 % <=	1.218 µm	50.0 % <=	5.695 µm
90.0 % <=	12.702 µm	97.0 % <=	14.871 µm	100.0 % <=	22.409 µm

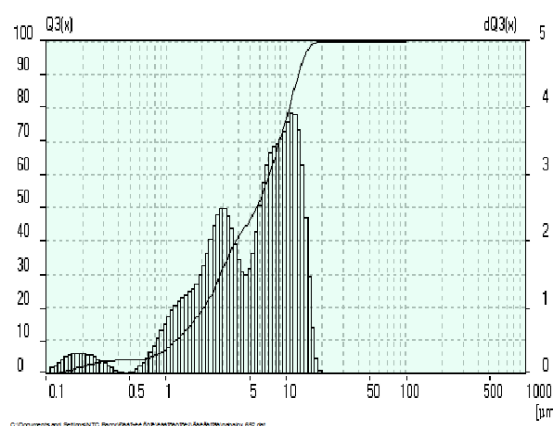


Рисунок 1 – Данные, полученные с лазерного анализатора «Fritsch analysette 22», при анализе класса «-20 мкм»

Испытания с применением керамического дискового фильтра. В рамках проведения работы на керамическом дисковом фильтре были поставлены опыты при обезвоживании медного концентрата при различных показателях содержания твердого в суспензии, при наличии глинистого материала и при добавлении крупной фракции и без наличия

примесей.

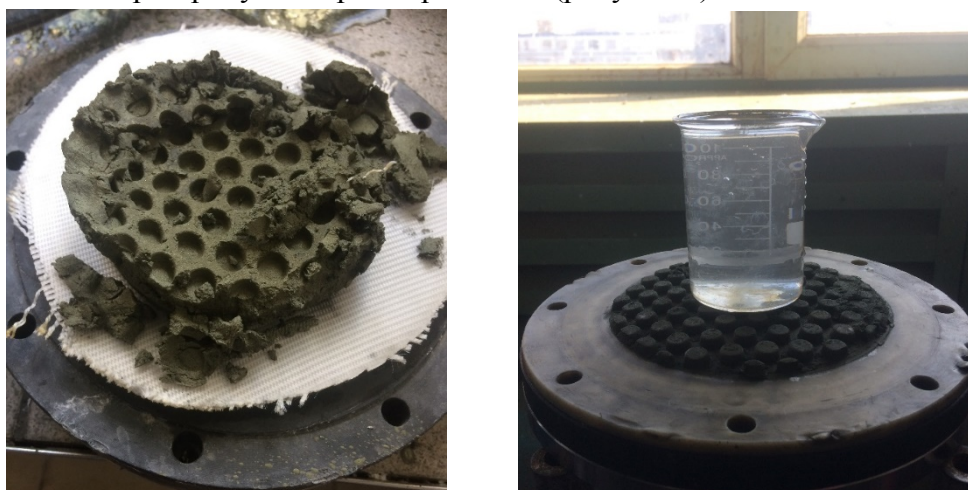
Конструкция современных керамических дисковых фильтров, разработанная в ООО НТЦ Бакор, позволяет сократить негативное влияние шламистых примесей и глинистых включений на достижение показателей при обезвоживании такого типа суспензий. Результаты испытаний представлены в таблице 2.

*Таблица 2 – Результаты проведенных испытаний на керамическом дисковом фильтре*

Плотность суспензии, г/л	Удельная производительность, кг/м <sup>2</sup> *ч	Остаточная влажность, %
Медный концентрат без добавления примесей		
1750-1800	1075	12,0
Медный концентрат с добавлением 12% монофракционного песка		
1800-1850	1155	12,5
Медный концентрат с добавлением глины при постоянных значениях вакуума		
1550-1650	345	13,7
Медный концентрат с добавлением глины при переменных значениях вакуума		
1550-1650	315	11,8

При наличии глинистых примесей при постоянных значениях вакуума, существенно снижается удельная производительность и возрастает остаточная влажность осадка. С уменьшением толщины слоя сжимаемого осадка его пористость, при прочих равных условиях, возрастает, в связи с уменьшением сжимающих усилий.

*Испытания на лабораторной ячейке по пресс фильтрованию медного концентрата.* В работе использовались только ткани максимальной толщины, т.к. целью работы является минимизировать потери продукта через поры ткани (рисунок 2).



*Рисунок 2 – Обезвоженный продукт на ткани РЕТ 1,7 мм; 1550 г/м<sup>2</sup>; 28 л/м<sup>2</sup> час и визуальная оценка фильтра*

Опытным путем было доказано, что чем толще ткань, тем чище получается фильтрат. Так же, фильтровальные ткани из синтетических материалов менее подвержены загрязнению. Поэтому были выбраны три ткани из синтетических материалов, которые показывали качественное фильтрование других продуктов. Концентрат испытывался на лабораторной установке, имитирующей фильтр-пресс.

Результаты проведенных испытаний на лабораторной ячейке, имитирующей фильтр-пресс представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты проведенных испытаний на лабораторной ячейке, имитирующей фильтр-пресс

Характеристики фильтровальной ткани	Масса обезвоженного осадка, г	Объем полученного фильтрата, мл	Остаточная влажность, %
РЕТ; 1,7 мм; 1550 г/м <sup>2</sup> ; 28 л/м <sup>2</sup> час	286	230	11,9
РР; 1,8 мм; 1150 г/м <sup>2</sup> ; 25 л/м <sup>2</sup> час	297	300	12,1
РЕТ; 1,7 мм; 1550 г/м <sup>2</sup> ; 60 л/м <sup>2</sup> час	274	230	12,1

Стоит отметить, что полученный фильтрат на фильтровальной ткани «РР; 1,8 мм; 1150 г/м<sup>2</sup>; 25 л/м<sup>2</sup> час» был самым мутным. Это обуславливается меньшей поверхностной плотностью ткани (1150 г/м<sup>2</sup>), чем у двух других тканей (1550 г/м<sup>2</sup>).

Таким образом, наличие примесей в фильтруемой суспензии, содержание твердого и гранулометрические характеристики оказывают существенное влияние на показатели обезвоживания методом фильтрования. Выбор типа оборудования и способа обезвоживания в полной мере зависит от характеристик обезвоживаемого продукта.

---

#### **INFLUENCE OF THE MATERIAL COMPOSITION OF DEHYDRATED RAW MATERIALS IN THE SELECTION OF FILTER EQUIPMENT**

*Kruglov A.B., Dmitrakova U.B., Chylbak-ool E.D., Yushina T.I.*

Results of researches on assessment of the impact of characteristics of a pulp of a copper concentrate on indicators of comparative tests at dehydration are given in the ceramic disk filter and the press filter. Operating modes of the industrial equipment, type of the ceramic filtering element and type of filter fabric are picked up.

---

#### **ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА СМЯГЧЕНИЯ НА ПРОЦЕСС ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДНОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММНОГО КОМПЛЕКСА ROCKY DEM**

*Паливода А.А., Опалев А.С.*

ФГБУН Горный институт - обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: a.palivoda@ksc.ru

*В статье обоснован выбор оптимального коэффициента смягчения для моделирования процесса измельчения в программном комплексе Rocky DEM. Получено изменение массы рудного сырья в зависимости от времени при различных коэффициентах смягчения k. Показано распределение частиц руды по крупности в зависимости от времени измельчения для коэффициентов смягчения, равных 0,1 и 0,01.*

В последние десятилетия принято выделять два направления развития горнодобывающей промышленности, непосредственная цель которых улучшение технико-экономических показателей переработки минерального сырья: внедрение инновационных технологий переработки сырья и совершенствование существующей технологии. Последнее направление предполагает оптимизацию работы рудоподготовительного

оборудования, т.е. подбор определенных параметров для обеспечения наиболее эффективной эксплуатации.

С конца XX века в результате развития вычислительной техники для усовершенствования процессов измельчения рудного сырья стал применяться метод дискретных элементов (DEM). Этот метод лежит в основе программного обеспечения Rocky DEM, предназначенного для моделирования поведения частиц сыпучего материала разнообразной формы и размера. Быстрый рост вычислительных мощностей позволяет все чаще применять различные инструменты для моделирования как отдельного оборудования, так и целых технологических схем переработки минерального сырья, доказывая неизбежность применения метода в будущем.

На сегодняшний день численное моделирование процессов измельчения и дробления является неотъемлемым инструментом при проектировании и модернизации обогатительных аппаратов.

Временной шаг является одним из основных факторов, определяющих количество времени, необходимого для завершения моделирования в программе Rocky DEM. Для ускорения процесса моделирования желательно максимально увеличить временной интервал без ущерба для стабильности и точности расчета. Наиболее часто для ускорения моделирования используется метод уменьшения жесткости. Программа Rocky DEM позволяет использовать данный метод с помощью глобального коэффициента уменьшения, называемого коэффициентом смягчения.

Цель работы состоит в изучении влияния коэффициента смягчения на процесс дезинтеграции рудного сырья с использованием программного комплекса Rocky DEM. Предметом исследования являются закономерности процесса измельчения при различных значениях коэффициента смягчения.

В статье используется модель мгновенного разрушения Ab-T10. Данная модель основана на алгоритме разделения частиц по принципу разбиения Вороного. Модель рассматривает каждую отдельную частицу как единое целое, которое может быть мгновенно разрушено на фрагменты в зависимости от приложенной силы разрушения или энергии.

Для изучения влияния коэффициента смягчения на процесс дезинтеграции рудного сырья была создана численная модель работы мельницы в программном комплексе Rocky DEM. Геометрия численной модели мельницы соответствует геометрии лабораторной шаровой мельницы МШЛ-7 (рисунок 1). Мелющими телами являются стальные шары диаметром 15 мм. Форма частиц руды представлена многогранниками с 20 вершинами, размер которых варьируют от 1 до 10 мм. Для достижения наилучшей сходимости результатов моделирования DEM были заданы коэффициенты взаимодействия частиц друг с другом и с рабочими поверхностями мельницы. Значения коэффициента смягчения приняты  $k = 0,001; 0,01; 0,1; 0,5$  и 1. Частота вращения барабана составляет 68 об/мин.

На рисунке 2 показано изменение массы рудного сырья в зависимости от времени при различных коэффициентах смягчения  $k$ . Результаты численного моделирования процесса измельчения показывают, что при коэффициентах смягчения, равных 1, 0,5 и 0,1, масса руды за период времени  $t = 120$  с уменьшается на 0,2; 0,1 и 0,9%, соответственно. При этом затрачиваемое время, необходимое для моделирования процесса измельчения, уменьшается на 37 %.

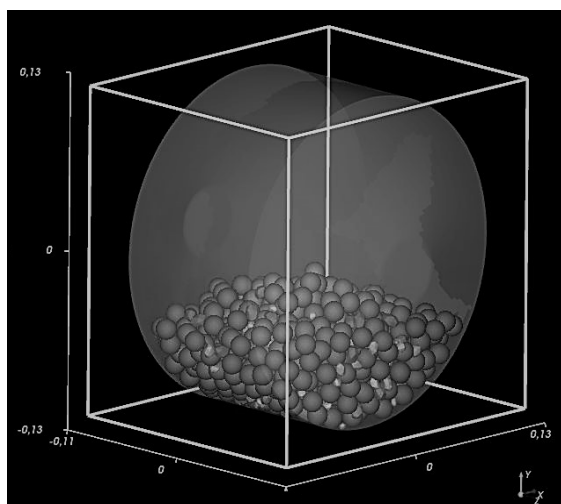


Рисунок 1 – Геометрия модели мельницы в программе Rocky DEM с начальным расположением частиц руды

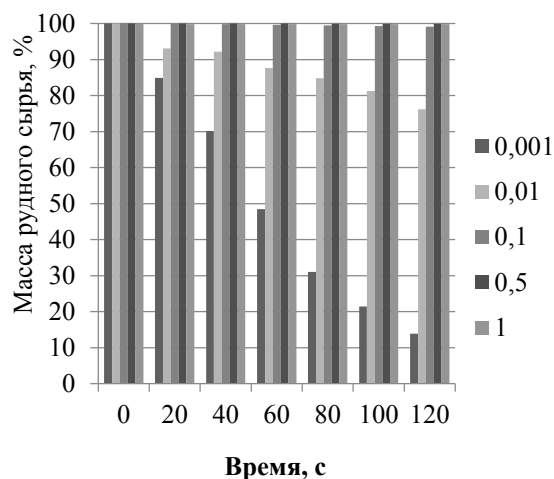


Рисунок 2 – Изменение массы рудного сырья в зависимости от времени при различных коэффициентах смягчения

Значительное уменьшение массы рудного сырья соответствует коэффициенту смягчения, равному 0,001, оно составляет 86%. Следовательно, максимально малое значение коэффициента приводят к нестабильным и неточным результатам моделирования.

На рисунке 3 показано изменение распределения частиц руды по крупности в зависимости от времени измельчения для коэффициента смягчения, равного 0,1. Аналогичное распределение частиц руды по крупности получено для коэффициентов смягчения, равных 0,5 и 1.

Относительная разница по массе частиц руды составляет менее 10% для размера частиц от 3 до 10 мм; 34% – от 2 до 3 мм, 38% – от 1 до 2 мм при времени измельчения, равном 120 с.

На рисунке 4 изображено распределения частиц руды по крупности в зависимости от времени измельчения для коэффициента смягчения, равного 0,01.

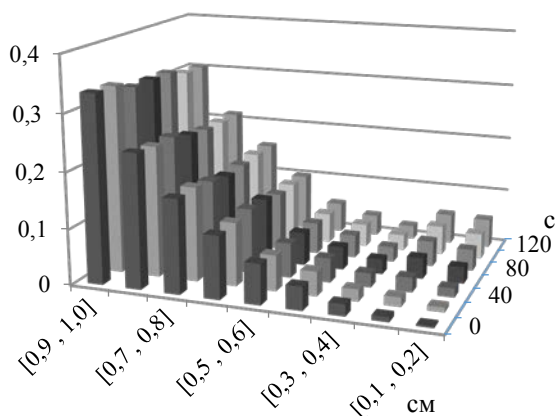


Рисунок 3 – Изменение распределения частиц руды по крупности в зависимости от времени измельчения для  $k = 0,1$

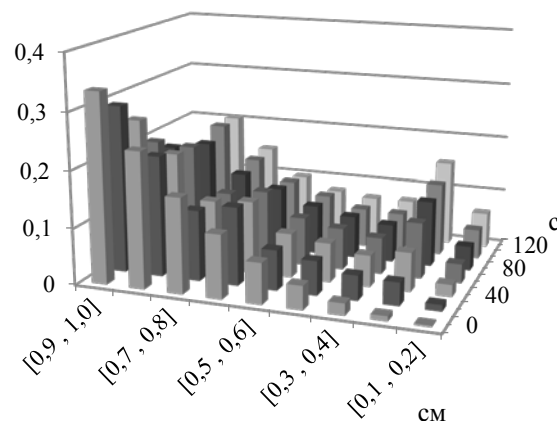


Рисунок 4 – Изменение распределения частиц руды по крупности в зависимости от времени измельчения для  $k = 0,01$

На основе анализа полученных данных можно сделать вывод, что уменьшение



значения коэффициента смягчения приводит к увеличению временного шага и уменьшению жесткости. При  $k = 0,001$  изменение распределения частиц руды по крупности имеет иную картину: происходит мгновенное разрушение более крупных частиц (8–10 мм) на более мелкие (4-5 мм), затем, вследствие больших перекрытий частиц, программа Rocky DEM определяет группу мелких частиц как одну большую частицу. Данное явление приводит к увеличению массы крупных частиц, и, наоборот, уменьшению массы мелких частиц.

Для каждого размера частиц была определена зависимость массы рудного сырья от времени измельчения для коэффициента смягчения  $k = 0,1$ . Данная зависимость описывается следующими уравнениями:

$$y = At + B, \tag{1}$$

$$y = Ct^2 + Dt + E, \tag{2}$$

где:  $y$  – масса частиц рудного сырья, г,  $t$  – время измельчения (с),  $A, B, C, D, E$  – коэффициенты. Значения коэффициентов приведены в таблице в зависимости от размера частиц.

Как следует из полученных результатов численного моделирования, зависимость массы рудного сырья от времени измельчения с учетом размера частиц описывается линейными и полиномиальными функциями с соответствующими коэффициентами. Результаты показывают, что между двумя вышеуказанными величинами имеет место хорошая корреляция ( $R^2 > 0,81$ ).

*Таблица - Значения коэффициентов в зависимости от размера частиц*

Коэффициенты	Размер частиц, мм								
	1-2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7	7-8	8-9	9-10
A	0,441	0,413	-	-	-0,138	-	-0,129	-0,274	-0,276
B	-0,417	1,397	-	-	13,68	-	33,06	48,140	67,003
C	-	-	-0,005	-0,004	-	-0,007	-	-	-
D	-	-	0,190	0,087	-	0,067	-	-	-
E	-	-	3,661	8,246	-	22,470	-	-	-

По результатам численного моделирования процесса дезинтеграции рудного сырья можно сделать вывод, что наиболее оптимальным коэффициентом смягчения для данного моделирования является коэффициент  $k = 0,1$ . Данное значение коэффициента смягчения позволяет сократить затрачиваемое время на 37% при относительной погрешности результатов менее 1%.

## STUDY OF THE INFLUENCE OF THE SOFTENING FACTOR ON THE PROCESS OF CRUSHING ORE RAW USING THE ROCKY DEM SOFTWARE PACKAGE

*Palivoda A. A., Opalev A. S.*

The article the choice of the optimal softening factor is justified for modeling the grinding process in the Rocky DEM software package. The change in the mass of ore raw as a function of time at different softening factor  $k$  is obtained. The distribution of ore particles by size depending on the grinding time for softening factor equal to 0.1 and 0.01 is shown.

## УГЛЕРОДИСТЫЕ ОБРАЗОВАНИЯ В МЕТАСОМАТИЧЕСКИХ ПОРОДАХ



## ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАЛМЫЖ

*Лаврик А.В., Лаврик Н.А.*

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук,  
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: alexalavrikxx@gmail.com

*В статье представлены результаты исследования углеродистых образований в породах Малмыжского Ау-Ку-порфинового месторождения. В результате исследований предполагается, что эта руда будет характеризоваться наличием углеродного прег-роббинга.*

Как известно, одной из основных причин упорности золотосодержащих руд может являться присутствие сорбционно-активного углеродистого вещества (УВ), которое способно образовывать металлоорганические соединения в процессе цианирования и существенно снижать извлечение благородного металла.

Сорбционная способность природных углистых веществ, присутствующих в золотосодержащих рудах, может проявляться в различной степени. В некоторых рудах углистые вещества обладают высокой осадительной способностью и сильно осложняют процесс цианирования (углеродный прег-роббинг).

Процесс поглощения растворенного золота углистым веществом имеет достаточно сложный характер: наряду с чисто физической адсорбцией могут протекать реакции химического взаимодействия ионов золота с окисью углерода и органическими соединениями, входящими в его состав.

В многочисленных исследованиях отмечается, что сорбционная активность материалов по отношению к золоту определяется степенью «преобразованности» углеродистого вещества (т.е. степени упорядоченности структуры атомов углерода). Различные аморфные и кристаллически слабо выраженные органические вещества с широким спектром состава, имеющие неупорядоченную молекулярную структуру (керогены, битумены) обладают наиболее активными сорбционными свойствами.

Преобразование углеродистого вещества от аморфного сорбционно-активного углерода до кристаллического графита сопровождается уменьшением размера кристаллитов в углеродной матрице. При росте степени преобразованности органического вещества содержание функциональных групп на его поверхности снижается, а кристаллическая структура становится более совершенной. Конечным членом преобразования является графит с гексагональной структурой элементарной ячейки. С увеличением степени «преобразованности» углеродистого вещества доля указанных группировок в нем уменьшается, и сорбционная активность материала ослабевает.

Исследованные на содержание углеродистых образований горные породы месторождения Малмыж относятся к интервалу глубин от 277 м до 728 м по одной скважине. Это метасоматиты серицит-альбит-хлорит-карбонат кварцевые по гранодиоритам, диоритам, диоритовым порфирирам с интенсивной сульфидизацией.

Гидротермально-метасоматически изменённые горные породы золото-медно-порфинового месторождения Малмыж содержат включения углеродистого вещества. Форма и размеры этих выделений могут быть различными: невидимые визуально, небольшие изометричные гнёзда с сульфидами (1-5 мм), неправильные извилистые прерывистые скопления (до 1-3 см) с вкрапленностью рудных минералов.

В таблице показаны результаты анализов на среднее содержание углерода, меди,

золота и серебра для классов (-2+1; -1+0,5; -0,5+0,2; -0,2+0,0).

*Таблица 1 - Результаты анализов на среднее содержание углерод, Си, Au и Ag*

Класс крупности, мм	Среднее содержание					
	С <sub>общ.</sub> , %	С <sub>неорг.</sub> , %	С <sub>орг.</sub> , %	Au, г/т	Ag, г/т	Си, г/т
<i>Проба 4. Скв. F 12-11, инт. 277-287 м. Метасоматиты серицит-хлорит-карбонат-кварцевые по гранодиоритовым порфиридам с интенсивной сульфидизацией</i>						
Среднее	0,416	0,09	0,324	0,798	1,21	3681,60
<i>Проба 3. Скв. F 12-11, инт. 460-474 м. Метасоматиты карбонат-хлорит-кварцевые по мелкозернистым диоритам с интенсивной сульфидизацией</i>						
Среднее	0,358	0,048	0,31	0,185	0,302	3720,67
<i>Проба 2. Скв. F 12-11, инт. 681-690 м. Метасоматиты хлорит-карбонат-кварцевые по диоритовым порфиридам с интенсивной сульфидизацией; брекчированные</i>						
Среднее	0,66	0,244	0,442	0,0754	0,306	1021,264
<i>Проба 1. Скв. F 12-11, инт. 717-728 м. Метасоматиты хлорит-карбонат-кварцевые по диоритовым порфиридам с интенсивной сульфидизацией</i>						
Среднее	0,376	0,078	0,30	0,0268	0,246	724,268

Судя по результатам анализов, с глубиной содержание углерода органического и неорганического значительно не меняется (повышенное содержание неорганического углерода отмечается в интервале глубин 681-690 м). При этом содержание золота, серебра и меди с глубиной постепенно падает.

Электронно-микроскопические исследования некоторых из образцов проводились с использованием растрового электронного микроскопа «JEOL» (Япония), оснащенного энергодисперсионным анализатором «JCM-6000 PLUS». Ускоряющее напряжение 15 kV, зондирующий ток 7.475 nA.

Как показывают исследования, выделения углеродистого вещества содержатся не только в породах (в породообразующих минералах), но также и почти во всех рудных минералах. По составу можно выделить два типа: азотисто-углеродистые и углеродистые. Так как электронный микроскоп не фиксирует показания водорода, то более детально нет возможности сказать о составе.

Углеродистое вещество встречается: в виде мельчайших (5-15 мкм) образований в халькопирите и пирите (рисунок); равномерно распределенным в основной массе породы; в калиевых полевых шпатах; в некоторых случаях они окружены каймой из рудных минералов; на пирите в виде пластинок и чешуек графита (величиной 10-20 мкм), имеющих прямоугольную или гексагональную форму и с содержанием мельчайших включений глинистых минералов.

Азотисто-углеродистые образования могут иметь признаки кристаллографической огранки или неправильного аморфного вида, углеродистые с кислородом – сглаженные неправильной формы. Отмечаются также неправильной формы углеродистые образования в сростании с магнетитом или глинистыми минералами, полевыми шпатами.

В результате проведенных исследований можно сделать вывод о присутствии органического углерода различной степени «преобразованности». Соотношение кислорода к углероду в исследуемых углеродистых образованиях в пределах от 0,06 до 0,26, а также присутствие азота говорит о наличии его в форме наиболее близкой по составу к керогену-битумену и вероятнее всего данная руда будет характеризоваться наличием углеродного

прег-роббинга.

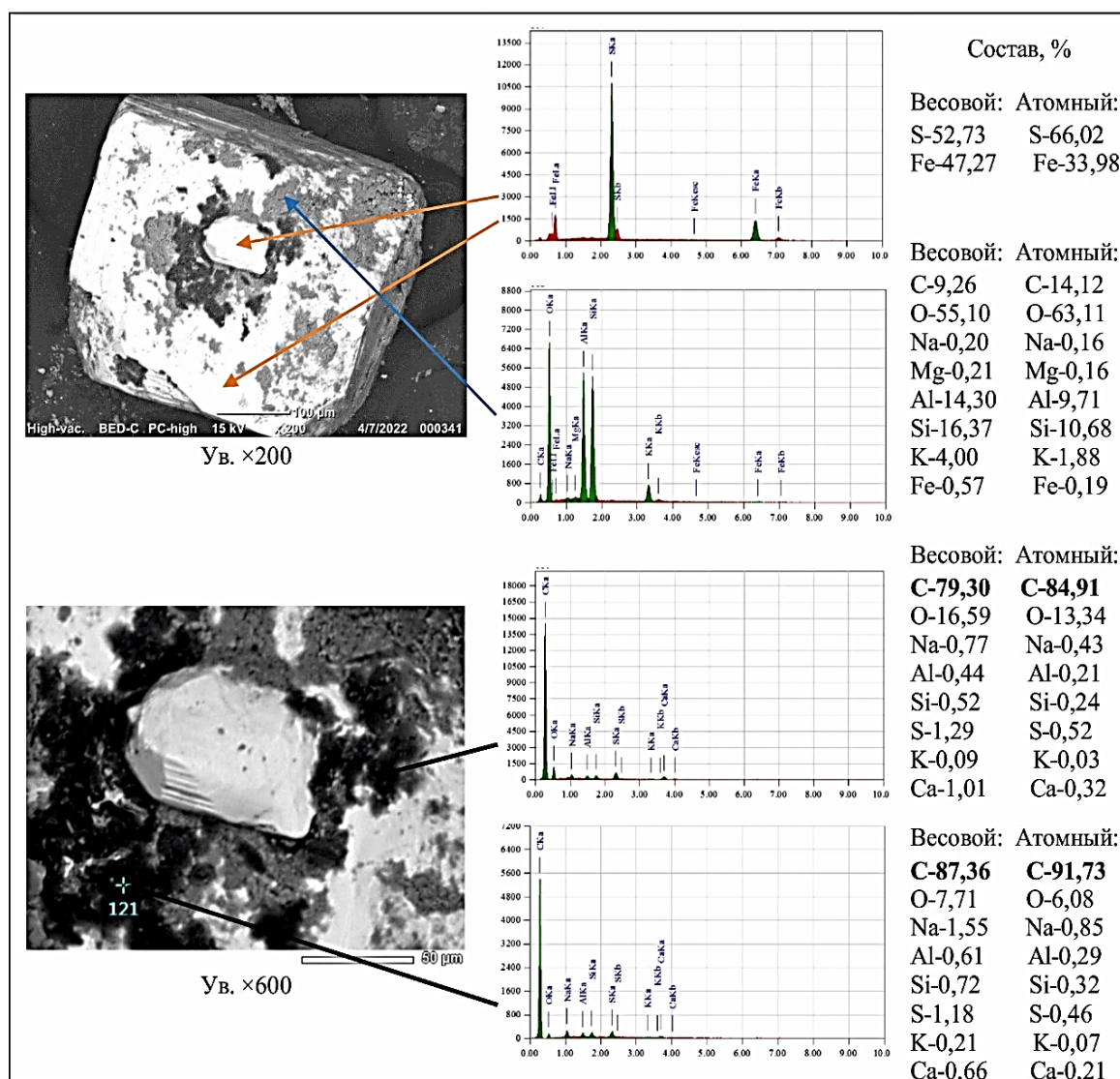


Рисунок - Зерно пирита I, содержащее налёты чешуйчатых и таблитчатых кристалликов графита и глинистых минералов вокруг пирита II.

Фото во вторичных электронах со сканирующего электронного микроскопа «JEOL»

При этом, часть углеродистых образований, имеющих признаки кристаллографической огранки, вероятнее всего, не будет проявлять сорбционно-активных свойств по отношению к золото-цианидным комплексам. Для выявления сорбционной активности исследованных проб руд нами планируется проведение тестовых испытаний.

## CARBONACEOUS FORMATIONS IN METASOMATIC ROCKS OF THE MALMYZH GOLD-COPPER-PORPHYRY DEPOSIT

*Lavrik A.V., Lavrik N.A.*

The article presents the results of research of carbonaceous formations in rocks of the Malmyzh Au-Cu-porphury deposit. As a result of studies, it is assumed that this ore will be characterized by the presence of carbon preг-robbing.

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ВЫСОКОГРАДИЕНТНЫХ МАГНИТНЫХ СЕПАРАЦИЙ  
ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ИЛЬМЕНИТСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НА  
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СОРТА С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ  
ОБОГАЩЕНИЯ**

*Мушкетов А.Ан., Шигаева В.Н.*

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: *mushketov\_a@umbr.ru*

*В работе представлены результаты технологических исследований пробы отвальных хвостов, полученных после переработки титаномагнетитовой руды. В работе исследовалась возможность получения титаномагнетитового и ильменитового концентратов в текущей крупности при помощи магнитного и электрического методов обогащения и разделения по крупности.*

В работе приведены результаты технологических исследований пробы лежалых хвостов после переработки титаномагнетитовой руды, расположенных в Челябинской области.

Массовая доля железа, диоксида титана и пентаоксида ванадия в исходной пробе составила 19,45; 8,36 и 0,22 % соответственно. Результаты фазового анализа пробы на формы титана показали, что с ильменитом связано 85,87 % всего титана, с титаномагнетитом - 1,32 %, с рутилом - 11,5 %, с силикатами - 1,32 %. Основными рудными минералами пробы являются ильменит и титаномагнетит. Нерудные минералы представлены в основном силикатами, основную массу которых составляют клинохлор, амфиболы и пироксены. Минералогический состав пробы приведён в таблице 1.

*Таблица 1 – Минералогический состав пробы*

Минерал	Массовая доля, %	Минерал	Массовая доля, %
Ильменит	12	Кварц	2
Рутил	1	Клинохлор (слюды)	38
Титаномагнетит	8	Амфиболы, пироксены	38
Сульфиды	< 1	Прочие силикаты	1
		Итого	100

Проведены технологические исследования исходной пробы с целью выделения из исходной пробы двух технологических сортов (легко- и труднообогатимый) для последующей более селективной переработки электрическим методом обогащения.

Схема обогащения представлена на рисунке 1. Первоначально исходная проба обогащена в два приёма в операциях ММС-I (1, 2) при напряжённостях магнитного поля 1600 и 1300 Э. В результате обогащения в текущей крупности получен железный промпродукт с массовой долей железа и диоксида титана 56,0 и 6,5 % соответственно. Полученный продукт требует дополнительного раскрытия зёрен титаномагнетита с целью повышения содержания железа и снижения содержания диоксида титана.

Объединённый немагнитный продукт обогащения в слабом магнитном поле поступал в операцию высокоградиентной мокрой магнитной сепарации ВГММС-I в барабанный мокрый сепаратор с напряжённостью магнитного поля 8000 Э.

Магнитный продукт (промпродукт 1) сепарации с выходом 13,2 % является легкообогатимым сортом с массовой долей железа и диоксида титана 27,1 и 29 % соответственно. В этом продукте сконцентрированы в основном крупные и средние зёрна ильменита. Немагнитный продукт направлялся на высокоградиентную магнитную

сепарацию в мокрый роторный электромагнитный сепаратор при напряжённости магнитного поля 12000 Э.

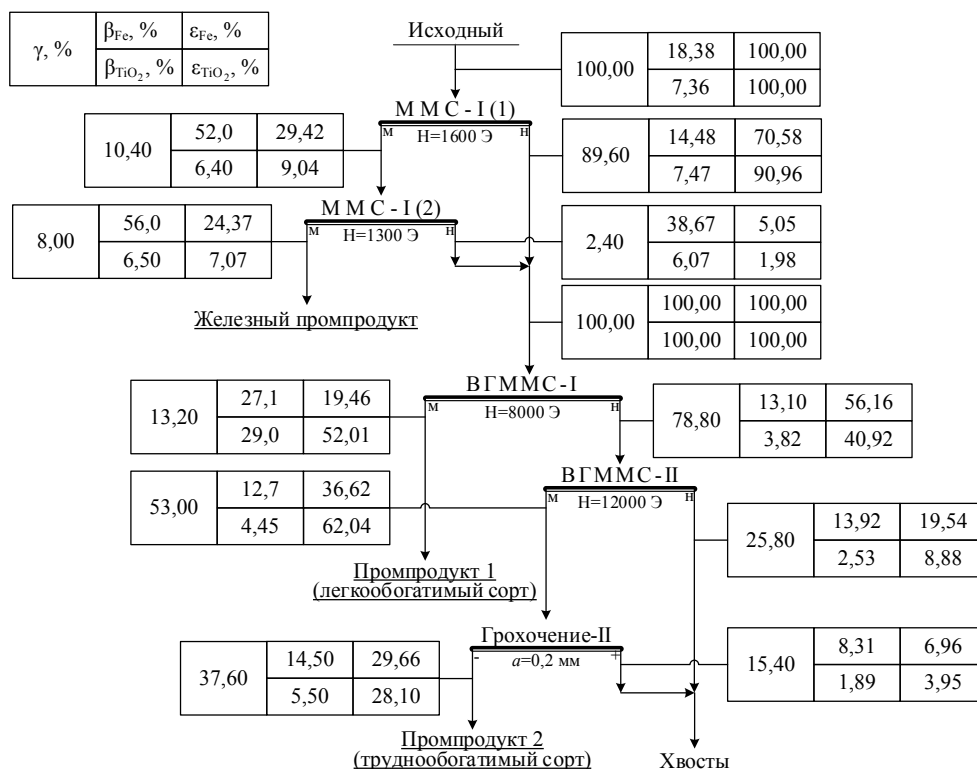


Рисунок 1 – Схема разделения исходной пробы на технологические сорта

В результате сепарации получено 53,0 % магнитного продукта с массовой долей железа и диоксида титана 12,7 и 4,45 % соответственно, являющегося труднообогащаемым сортом, содержащим в основном тонике зёрна ильменита и его сростки.

Получение технологических сортов стало возможным благодаря разделению зёрен ильменита и его сростков в высокоградиентном барабанном магнитном сепараторе в операции ВГММС-I не только по магнитным свойствам, но и по крупности [1, 2]. Для любой магнитной системы характерно резкое снижение напряжённости поля с увеличением расстояния от её поверхности. В случае нахождения частиц на одинаковой глубине ванны сепаратора, на частицу с большим размером будет действовать большая магнитная сила по причине более близкого расположения к магнитной системе и нахождения в точке рабочей зоны с более высокой напряжённостью магнитного поля. По этой причине для сепараторов с нижней подачей материала всегда характерно большее извлечение крупных частиц в магнитный продукт при их одинаковых магнитных свойствах.

На рисунке 2 приведены результаты исследований, показывающие большее извлечение крупных и средних зёрен ильменита в магнитный продукт операции ВГММС-I. На рисунке представлены значения массовой доли диоксида титана в классах крупности исходного питания операции ВГММС-I и её немагнитного продукта. Результаты анализа показали, что в исходном питании операции ВГММС-I, состоящем из немагнитных продуктов ММС-I (1, 2), с уменьшением крупности частиц происходит монотонное увеличение массовой доли диоксида титана с 1,32 до 13,72 %. В немагнитном продукте происходит увеличение массовой доли диоксида титана до 11,86 % и имеет вид

монотонной закономерности, начиная с класса  $-0,20+0,15$  мм.

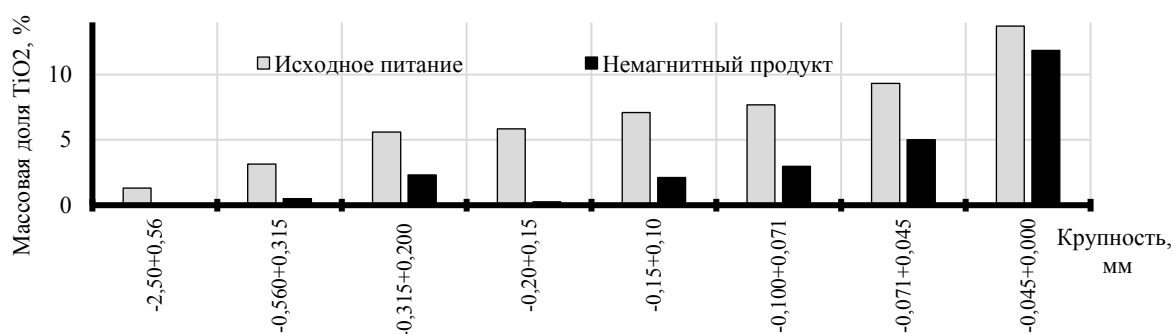


Рисунок 2 – Сравнение массовой доли диоксида титана в исходном питании операции ВГММС-I и её немагнитном продукте

Сравнения значений массовой доли диоксида титана в классах крупности показали, что в крупных и средних классах немагнитного продукта массовая доля диоксида титана снизилась в диапазоне от 2,4 до 23,4 раз. Снижения массовой доли диоксида титана в самых мелких исследуемых классах крупности  $-0,071+0,045$  и  $-0,045+0,000$  мм в процессе обогащения произошли относительно менее резко с 9,32 до 5,0 % (в 1,86 раза) с 13,72 до 11,86 % (в 1,16 раза) соответственно.

Сравнение распределений диоксида титана по классам крупности исходного питания, магнитного и немагнитного продуктов операции ВГММС-I, представленных на рисунке 3, показали, что извлечения диоксида титана в крупные и средние классы магнитного продукта превосходит аналогичные показатели для немагнитного.

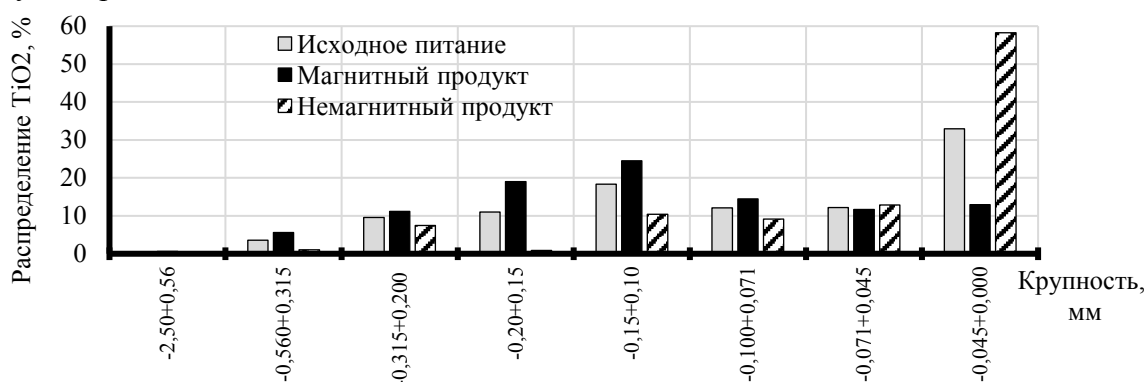


Рисунок 3 – Сравнение распределения диоксида титана в продуктах обогащения операции ВГММС-I

Извлечения диоксида титана в класс  $-0,071+0,045$  мм магнитного и немагнитного продуктов имеют примерно равные значения (11,66 против 12,83 %). Для класса  $-0,045+0,000$  мм извлечение диоксида титана в немагнитный продукт намного превышает аналогичный показатель для магнитного продукта (58,25 против 12,95 %).

Дальнейшая высокоградиентная магнитная сепарация ВГММС-II позволила получить магнитный продукт с достаточно бедными по титану крупными и средними классами. Массовая доля диоксида титана в классах крупности более 0,15 мм составила менее 2 %. Такое распределение диоксида титана позволило провести разделение по крупности на грохоте с размером отверстия сита 0,1 мм.

Результаты исследований показали, что в схемы обогащения из магнитного продукта

ВГММС-II можно выделить в отвальные хвосты 15,4 % надрешётного продукта с массовой долей железа и диоксида титана 8,31 и 1,89 % соответственно. Подрешётный продукт и магнитный продукт ВГММС-I являются легко- и труднообогатимыми промпродуктами и направляются в операцию дешламации с целью удаления тонких породных зёрен перед циклом коронно-электростатической сепарации (таблица 2).

Таблица 2 – Показатели магнетизирующего обжига окисленной руды, обожжённой в трубчатой электропечи с последующей закалкой в воде

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		Fe	TiO <sub>2</sub>	Fe	TiO <sub>2</sub>
Подрешётный	70,16	14,47	5,78	68,73	86,89
Надрешётный	29,84	15,48	2,05	31,27	13,11
Исходный	100,00	14,77	4,67	100,00	100,00

Таким образом, можно сделать следующие выводы.

1. Основными рудными минералами пробы являются ильменит и титаномагнетит. Основная масса нерудных минералов представлена клинохлором, амфиболами и пироксенами. Массовая доля ильменита в пробе 12 %, титаномагнетита – 8 %.
2. В процессе обогащения на высокоградиентном барабанном сепараторе в операции ВГММС-I происходит обогащение не только по магнитным свойствам, но и по крупности. Извлечения диоксида титана в крупные и средние классы магнитного продукта превосходит аналогичные показатели для немагнитного. Извлечения диоксида титана в класс -0,071+0,045 мм магнитного и немагнитного продуктов имеют примерно равные значения (11,66 и 12,83 %). Для класса -0,045+0,000 мм извлечение диоксида титана в немагнитный продукт намного превышает аналогичный показатель для магнитного продукта (58,25 и 12,95 %)
3. Извлечение в магнитный продукт операции ВГММС-I значительной части крупных и средних зёрен ильменита позволило при последующем разделении по крупности немагнитного продукта операции ВГММС-II выделить крупные и средние классы в отвальные хвосты в количестве 15,40 % с массовой долей железа и диоксида титана 15,48 и 2,05 % соответственно в виде надрешётного продукта.

*Список использованных источников*

1. Кармазин В.В., Кармазин В.И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: учебник. Т.1.– М.: Изд-во МГГУ, 2005. – 669 с.
  2. Пелевин А.Е., Сытых Н.А. Стадиальное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной //Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10–15.
- 

**THE USE OF HIGH-GRADIENT MAGNETIC SEPARATIONS FOR THE SEPARATION OF ILMENITE-CONTAINING TECHNOGENIC RAW MATERIALS INTO TECHNOLOGICAL GRADES IN ORDER TO INCREASE THE EFFICIENCY OF DRESSING**

*Mushketov A.An., Shigaeva V.N.*

The paper presents the results of technological studies of tailings samples obtained after processing of titanomagnetite ore. In the work, the possibility of obtaining titanomagnetite and ilmenite concentrates in the current size using magnetic and electrical methods of dressing and separation by size was studied.

---

## **ФАЗОВЫЕ ПРЕВРАЩЕНИЯ ПРИ ОБЖИГЕ АНТИГОРИТА ПЕНТИНСУО\***

*Иванова Т.К.<sup>1,2</sup>, Иващевская С.Н.<sup>3</sup>, Ильина В.П.<sup>3</sup>, Кременецкая И.П.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева  
Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук»  
(ФИЦ КНЦ РАН), г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: tk.ivanova@ksc.ru*;

<sup>2</sup> Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики центра  
наноматериаловедения ФИЦ КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

<sup>3</sup> Федеральный исследовательский центр «Карельский научный центр РАН», Институт геологии  
Карельского НЦ РАН, г. Петрозаводск, Российская Федерация

*Методом рентгенофазового анализа изучен процесс изменения фазового состава антигорита Пентинсуо при термической обработке. При температуре 700°C и выше появляются пики форстерита и увеличивается площадь широкого плато (2θ 18-38°), отражающая наличие аморфного компонента.*

Интерес к изучению процессов трансформации серпентинов обусловлен широким распространением минералов данной группы в земной коре. Серпентины характеризуются большим разнообразием кристаллических форм, полиморфных модификаций и химического состава.

Одним из вариантов использования термоактивированных серпентинов является применение их в качестве сырья для получения оксидов магния и кремния. Известен способ термокислотной переработки, по которому также можно оценить способность серпентинов образовывать активную/аморфную фазу.

Исследование термализации серпентина под руководством Н.О. Зулумяна показало, что эффективность аморфизации серпентинов связана, прежде всего, с условиями их образования в земной коре. Степень извлечения кремнезема при кислотной обработке по предложенной авторами методике является наиболее объективным показателем степени превращения серпентиновых минералов в метасерпентин.

При обработке термоактивированных серпентинов HCl (8 мас.%) происходит выщелачивание в раствор ортосиликатных анионов (SiO<sub>4</sub>)<sup>4-</sup>, выделенных из силикатного слоя серпентина в виде ортокремниевой кислоты. Кремнийсодержащая фаза, которая не выщелачивается HCl (8 мас.%), характеризуется низкой активностью.

Цель работы – методом рентгенофазового анализа изучить особенности изменения фазового состава антигорита месторождения Пентинсуо при термической обработке.

В работе изучен антигорит из серпентинизированных ультрамафитов участка Пентинсуо, месторождение талькового камня Озерки (район г. Костомукша, Карелия). Минеральный состав определен методом количественного рентгенофазового анализа (ГИ КарНЦ РАН).

В состав материала входят, мас. %: антигорит 79,37, магнезит 5,2, тонкозернистые агрегаты (серпентин, магнезит, магнетит) 12,06, магнетит 1,72 и небольшое количество других минералов среди которых хромит. Химический состав приведен в таблице.

В работе использовался антигорит измельченный до размера частиц менее 8 мкм. Термообработку минерала проводили в муфельной печи (Nabertherm). Материал

---

\* Работа выполнена в рамках темы НИР (FMEZ-2022-0018) и частично поддержана из средств гранта РФФИ (№ 21-77-10111)



рассыпали тонким слоем на металлический противень и помещали в печь, нагретую до заданной температуры, продолжительность обжига составила 20 минут.

Таблица – Химический состав антигорита Пентинсуо

Образец	Антигорит	Образец	Антигорит
SiO <sub>2</sub>	39,10	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,22
TiO	0,17	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,46
MnO	0,07	FeO	4,02
MgO	37,10	CaO	0,22
Na <sub>2</sub> O	0,03	K <sub>2</sub> O	0,01
H <sub>2</sub> O	0,35	Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,194
		п.п.п.	12,68

Для выщелачивания компонентов термоантигорита HCl (8 мас.%) (0,4 л) нагревали в термостате до 90°C, добавляли образец серпентина (20 г), после выдержки в течение 5 мин при перемешивании раствор отделяли фильтрованием и осадок анализировали.

О минеральном составе серпентинов судили на основании данных электронной микроскопии, выполненных на микроскопе VEGA 2 LSH с энергодисперсионным анализатором INCA Energy 350.

Рентгеновские спектры получены на дифрактометре Thermo Scientific ARL X'TRA Powder X-ray Diffraction System на медном излучении (Cu K $\alpha$  = 1,54 Å) в геометрии Брегга-Брентано.

Измерения проводились в диапазоне от 5° до 75° по 2° с шагом 0,02° при комнатной температуре на воздухе. Скорость движения счетчика 0,6 град/мин. Все рефлексы идентифицированы с помощью базы данных JCPDS-ICDD. Относительное содержание кристаллических фаз в образце было рассчитано при помощи программы Siroquant Version 3.0.

Изменение минерального состава серпентинов в результате термоактивации было изучено с помощью РФА.

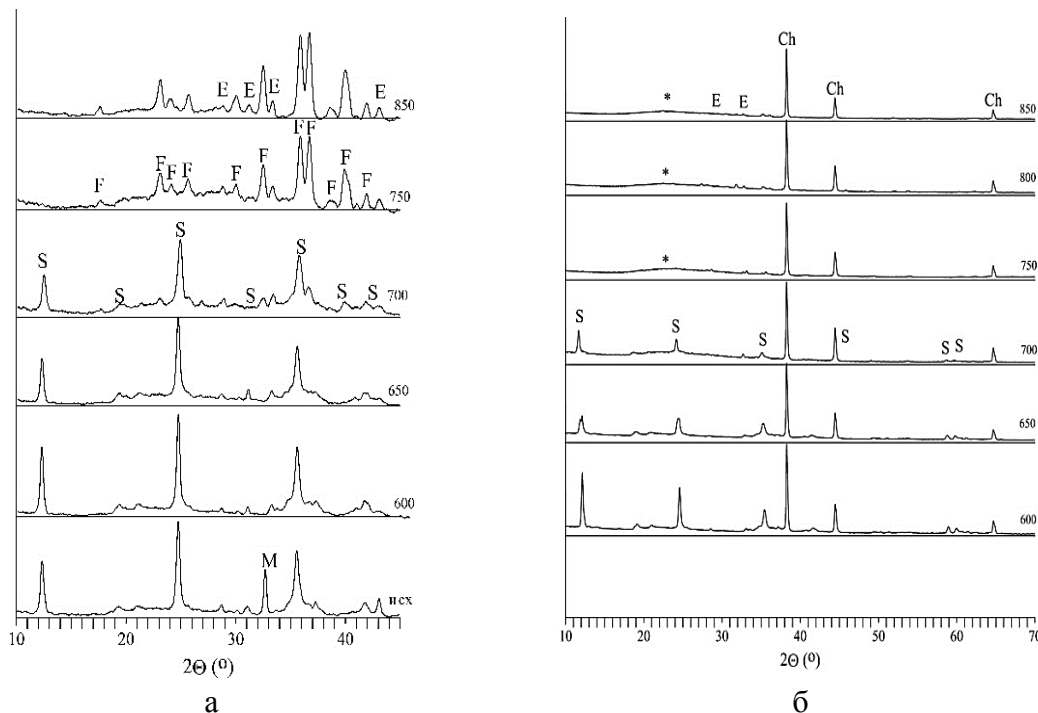
В исходном образце помимо антигорита обнаружен магнезит (рисунок 1а), рефлексы которого исчезают после термообработки при температуре 600°C. Вплоть до температуры 650°C структура антигорита не претерпевает изменений, и лишь на рентгенограмме образца, полученного при температуре 700°C, появляются слабые пики форстерита, а также происходит увеличение площади широкого плато в интервале 2 $\Theta$  18-38°, который отражает наличие аморфного компонента в термообработанных серпентиновых минералах. При той же температуре наблюдается сдвиг рефлексов антигорита в сторону увеличения 2 $\Theta$ , что означает уменьшение межплоскостных расстояний в структуре минерала.

Результаты РФА остатка от выщелачивания HCl (8 мас.%) образцов антигорита, обожженных при разных температурах, представлены на рисунке 1б.

Во всех образцах обнаружены пики, который отражают наличие гематита. Рефлексы исходной минеральной фазы присутствуют в образцах вплоть до температуры обжига 700°C. При той же температуре наблюдается появление широкого размытого плато в области 2 $\Theta$  от 18 до 38°, что говорит о наличии аморфного компонента.

По результатам РФА при температурах 800 и 850°C фиксируются рефлексы протоэнстатита, количество которого увеличивается при повышении температуры обжига

от 62 до 71 мас.% соответственно.

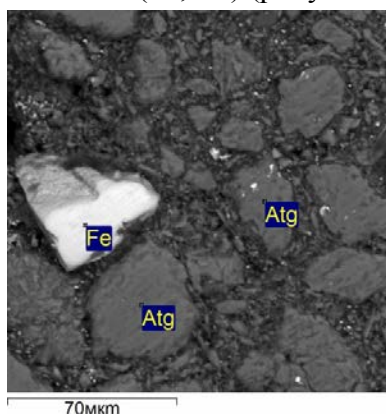


*Рисунок 1 – Рентгенофазовый анализ:*

(а) – образцов антигорита, полученных при разной температуре; (б) – остатков от выщелачивания HCl (8 мас.%) антигорита, полученных при разной температуре; минеральные фазы: S – антигорит, F – форстерит, E – энстатит, Ch – хромит, M – магнезит, \* – аморфный компонент

Структура протоэнстатита считается наименее упорядоченной по сравнению с другими разновидностями энстатита.

Самыми интенсивными на рентгенограмме являются рефлексы с межплоскостными расстояниями 2,01, 2,33, 1,42 Å, относящиеся к хромиту (FeCr<sub>2</sub>O<sub>4</sub>). Методом SEM-анализа данный компонент в количестве 3,7% присутствует в отдельных частицах материала вместе с железом (96,3%) (рисунок 2).



*Рисунок 2 – Результаты SEM-анализа антигорита Пентинсуо, Fe – железо-хромсодержащая частица, Atg – антигорит*

При проведении процесса выщелачивания хромит сконцентрировался в остатке и стал хорошо распознаваем на рентгенограммах.

Таким образом, методом рентгенофазового анализа установлено, что при нагревании антигорита до 700°C сохраняется исходная структура серпентинового минерала. При этой же температуре помимо рефлексов антигорита появляются слабые пики, отвечающие за

форстерит и размытое плато в области  $2\Theta$  от 18 до  $38^\circ$ , которое свидетельствует о наличии аморфного компонента. Остаток от выщелачивания соляной кислотой образцов антигорита, полученных при температуре  $750^\circ\text{C}$  и выше, представляет собой преимущественно аморфную фазу.

Полученные данные подтверждают предложенный ранее механизм послыоного превращения антигорита в аморфную фазу и затем в форстерит и протоэнстатит.

Результаты выполненного исследования необходимы для оптимизации режима термообработки серпентинового материала на основе антигорита с целью получения активных термоактивированных продуктов.

---

## **PHASE TRANSFORMATIONS DURING FIRE OF PENTINSUO ANTIGORITE**

*Ivanova T.K., Ivashetskaya S.N., Ilyina V.P., Kremenetskaya I.P.*

The process of changing the phase composition of Pentinsuo antigorite during heat treatment was studied by X-ray phase analysis. At a temperature of  $700^\circ\text{C}$  and above, forsterite peaks appear and the area of a wide plateau ( $2\Theta$  18– $38^\circ$ ) increases, reflecting the presence of an amorphous component.

---

## **ОСОБЕННОСТИ И СПЕЦИФИКА РУДОПОДГОТОВКИ И ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ**

*Ростовцев В.И., Кондратьев С.А.*

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, Новосибирск, Российская Федерация,  
*e-mail: benevikt@misd.ru*

*Установлено, что при флотации свинцово-цинковых хвостов в концентрат извлекается 47.6% свинца и 37.1% цинка, в случае применения радиационной обработки при дозе 5 кГр извлечение в концентрат свинца и цинка составляет 55.5% и 53.2% соответственно. Удаление железа магнитной сепарацией позволило повысить извлечение свинца и цинка в концентрате до 65.2% и 56.1%.*

Российская Федерация входит в число ведущих в мире производителей сырой нефти, природного газа, углей, железных руд, никеля, меди, алюминия, золота, платиноидов, алмазов и многих других полезных ископаемых. Доходы, получаемые за счет добычи и экспорта минерального сырья, а также продуктов его переработки, обеспечивают значительную часть поступлений в федеральный бюджет. В основном это доходы от поставок минерального сырья и продуктов его переработки в зарубежные страны, доля которых в 2019 г. в стоимостном выражении составила 77% российского экспорта. Таким образом, российский минерально-сырьевой комплекс остается основой экономики страны и обеспечения социальных потребностей населения [1].

В современных условиях при неуклонном росте ресурсных и экологических ограничений вовлечение в масштабную промышленную переработку накопленного техногенного минерального сырья, разработка и широкое внедрение для этого инновационных процессов глубокой и экологически безопасной его переработки становятся основой современного производства товарной продукции на горно-металлургических предприятиях.

Для России мировой тренд по максимальному вовлечению отходов в хозяйственный

оборот при постоянном снижении объемов их складирования и захоронения является особенно актуальным, поскольку объем образованных отходов высок и составляет 70-80 т отходов всех классов опасности на 1 млн руб. внутреннего валового продукта. При этом деятельность горнодобывающих и горно-перерабатывающих предприятий формирует свыше 90% (6-7 млрд т) от ежегодно образующихся отходов в РФ.

Однако ресурсная ценность накопленного техногенного сырья очень высока и представляет собой существенный резерв пополнения минерально-сырьевой базы страны и предприятий [2-3].

Особенность техногенного минерального сырья – это вид сырья, образовавшийся в последние столетия в районах горнорудной и металлургической промышленности и формирующий, так называемые, техногенные месторождения. Техногенное минерального сырье — горно-металлургические отходы, которые в соответствии с происхождением разделяют на два основных типа: отходы добычи полезных ископаемых и отходы переработки минерального сырья, существенно отличающиеся от природного минерального сырья по вещественному составу, технологическим свойствам, наличию новообразований, возникших при переработке и долговременном хранении [4]. Количество таких отходов в составе учтенных составляет, соответственно, 15–40 и 5–10% [5].

Основные массивы техногенного сырья характерны для Урала и Сибири. Об огромном ресурсном потенциале техногенных образований Урала можно судить по данным, приведенным в [6]. Горнопромышленные отходы занимают площадь более 15 тыс. га. Так, например, на Качканарском ГОКе накоплено более 1 млрд т хвостов магнитного обогащения руд, содержащих помимо железа, титана (0.30%), ванадия (0.03%) редкие металлы.

В никелевых шлаках шахтных печей и конвертерной плавки АО «Южуралникель» содержание хрома достигает 1%, никеля - 0.13-0.15, кобальта - 0.03-0.06, железа - 50-60%. Эти шлаки в настоящее время не перерабатываются и не используются, составляя резерв минерально-сырьевой базы никеля и кобальта.

Цель исследований: получение экспериментальных данных по совершенствованию рудоподготовки и переработке хвостов свинцово-цинковой руды. Актуальность работы связана с тем, что в [2-3] отмечается необходимость селективной дезинтеграции труднообогатимого и техногенного минерального сырья, а в [7] свинец и цинк отнесены к группе полезных ископаемых, достигнутые уровни добычи которых недостаточно обеспечены запасами разрабатываемых месторождений на период до 2035 г.

Исследования минерального состава хвостов свинцово-цинковой флотации по методике в [8] показали, что основные полезные минералы – галенит  $PbS$  и вюртцит  $ZnS$  – находятся в классах 0-10 мкм и 10-44 мкм в основном в виде сростков сложной формы. Особенностью минерального состава исследованных хвостов флотации в соответствии с таблицей является наличие в них минерала магнетита  $Fe_3O_4$ , обладающего магнитными свойствами.

Таким образом, результаты изучения минерального состава хвостов флотации свинцово-цинковой руды показывают, что для извлечения полезных минералов необходимо раскрытие сростков с целью получения концентратов флотацией и магнитной сепарацией.

Таблица – Минералогический анализ раскрытия зерен минералов в хвостах флотации свинцово-цинковой руды

Минерал и его формула	Массовая доля, %	Класс в мкм и содержание минерала в классе, %			
		0-10	10-44	44-71	71-125
Галенит PbS	3.5	17.1	82.9	-	-
Вюртцит ZnS	13.4	15.4	39.5	16.3	28.8
Пирит FeS <sub>2</sub>	8.2	3.0	28.3	33.6	35.1
Магнетит Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	30.7	8.8	49.4	22.4	19.4
Герцинит FeAl <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	3.1	35.4	54.6	10.1	-
Кальцит CaCO <sub>3</sub>	6.8	12.9	63.5	14.2	9.4
Кварц SiO <sub>2</sub>	27.0	1.8	30.0	40.6	27.6
Ортоклаз K(AlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> )	7.3	8.3	58.1	27.6	6.0
<b>Итого</b>	100.0				

Результаты экспериментов по обогащению хвостов флотации свинцово-цинковых руд приведены на рисунке.

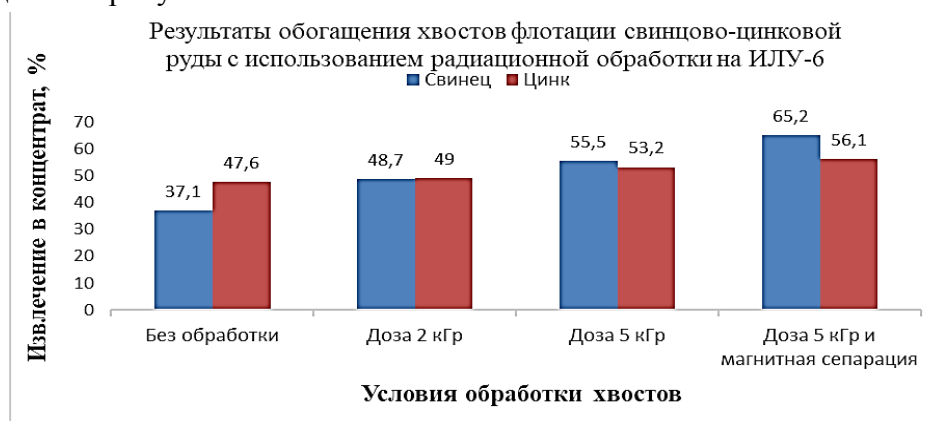


Рисунок – Результаты обогащения радиационно-модифицированных хвостов флотации свинцово-цинковой руды флотацией и магнитной сепарацией

Анализ полученных экспериментальных данных показывает, что использование направленной модификации технологических свойств хвостов флотации свинцово-цинковой руды энергетическими воздействиями позволяет повысить извлечение свинца и цинка во флотационный концентрат при снижении их потерь с хвостами.

Если при флотации исходных хвостов в концентрат извлекается 47.6 % свинца и 37.1 % цинка, то в случае применения радиационной обработки при дозе 5 кГр извлечение в концентрат свинца и цинка возрастает до 55.5 % и 53.2 % соответственно. Удаление железа магнитной сепарацией повышает извлечение свинца и цинка в концентрате до 65.2 % и 56.1 %.

#### Список использованных источников

1. Государственный доклад о состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году. – Москва. 2020. – 494 с.
2. Чантурия В.А., Шадрюнова И.В. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов. / Материалы Международной конференции «Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские

- чтения – 2021), Владикавказ. – 2021. – С. 3-8.
3. Решение Международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2020). г. Апатиты, 21-25 сентября 2020 г.
  4. Новая технологическая революция: вызовы и возможности для России. Экспертно-аналитический доклад. – Москва, 2017. – 136 с.
  5. Горлова О.Е. Обоснование комбинированных технологий переработки техногенного металлсодержащего минерального сырья // Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения – 2019). – Иркутск: Изд-во ООО «Репроцентр А1», 2019. – С. 371-375.
  6. Орехова Н.Н., Шадрюнова И.В., Зелинская Е.В и др. Ресурсы техногенного минерального сырья Урала и Сибири: основные результаты исследований, перспективы их освоения / Материалы Международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2020). Апатиты: 2020. С. 24 – 28.
  7. Распоряжение Правительства РФ от 22 декабря 2018 г. № 2914-р «О стратегии развития минерально-сырьевой базы РФ до 2035 г.».
  8. Ростовцев В.И., Брызгин А.А., Коробейников М.В. Повышение селективности измельчения и комплексности использования минерального сырья на основе радиационной модификации его свойств / ФТПРПИ. – 2020. – № 6. С. 136–146.
- 

## FEATURES AND SPECIFICS OF ORE PREPARATION AND PROCESSING OF TECHNOGENIC MINERAL RAW MATERIALS

*Rostovtsev V.I., Kondrat'ev S.A.*

It was found that during the flotation of the initial lead-zinc tailings, 47.6 % of lead and 37.1 % of zinc are extracted into the concentrate, in the case of radiation treatment at a dose of 5 kGy, the extraction of lead and zinc into the concentrate is 55.5 % and 53.2 %, respectively. Removal of iron by magnetic separation made it possible to increase the extraction of lead and zinc in the concentrate to 65.2 % and 56.1 %.

---

## ПЕРСПЕКТИВЫ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА НА СТОЙЛЕНСКОМ ГОКЕ: МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

*Чикишева Т.А.<sup>1,2,3</sup>, Емельянова К.К.<sup>1</sup>, Комарова А.Г.<sup>1,3</sup>,  
Прокопьев С.А.<sup>1,2</sup>, Прокопьев Е.С.<sup>1,2</sup>*

<sup>1</sup> ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: cta@spirit-irk.ru*

<sup>2</sup> Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

<sup>3</sup> ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация

*В статье содержатся результаты минералогических исследований продуктов обогащения Стойленского ГОКа, полученные при проведении технологических испытаний по получению высококачественного магнетит-гематитового концентрата с массовой долей железа общего 69,96 % методом винтовой сепарации.*

Вовлечение в переработку железорудного сырья с совместным присутствием в нём магнетита и гематита на сегодняшний день является актуальной задачей для железндобывающей промышленности, решение которой позволит повысить комплексность и безотходность переработки железных руд. Технологически это представляет собой проблему, так как основная масса рудных минералов может

сосредотачиваться в тонких классах, иметь сложные тонкие прорастания и, кроме того, наряду с магнетитом и гематитом, железо содержится в силикатных и карбонатных минералах, которые разубоживают товарную продукцию. Поскольку методы химического анализа не дают полного представления о вещественном составе железорудного сырья, для его детальной и объективной оценки необходимо использовать методы технологической минералогии, которые позволяют получить точное представление о формах нахождения железа, характеристиках минералов-концентраторов железа и типах их сростаний [3].

Для усовершенствования технологического процесса ООО НПК «Спирит» были проведены испытания по применению винтовой сепарации (ВС) в технологической схеме предприятия Стойленского ГОКа. Основные задачи испытаний: выявление возможности увеличения производительности обогатительной фабрики (ОФ), повышение комплексности переработки руды и общего содержания железа в концентрате ОФ за счёт попутного извлечения гематита [2].

Исходным материалом для проведения испытаний являлись продукты обогащения Стойленского ГОКа, а именно пробы сливов мельницы и спиральных классификаторов I стадии классификации. Изучение вещественного состава проб проводилось методами химического и минералогического анализов на материале двух технологических проб, которые сложены материалом железистых кварцитов, измельчённых до крупности менее 10 мм в пробе слива мельницы и менее 2 мм в сливе спирального классификатора.

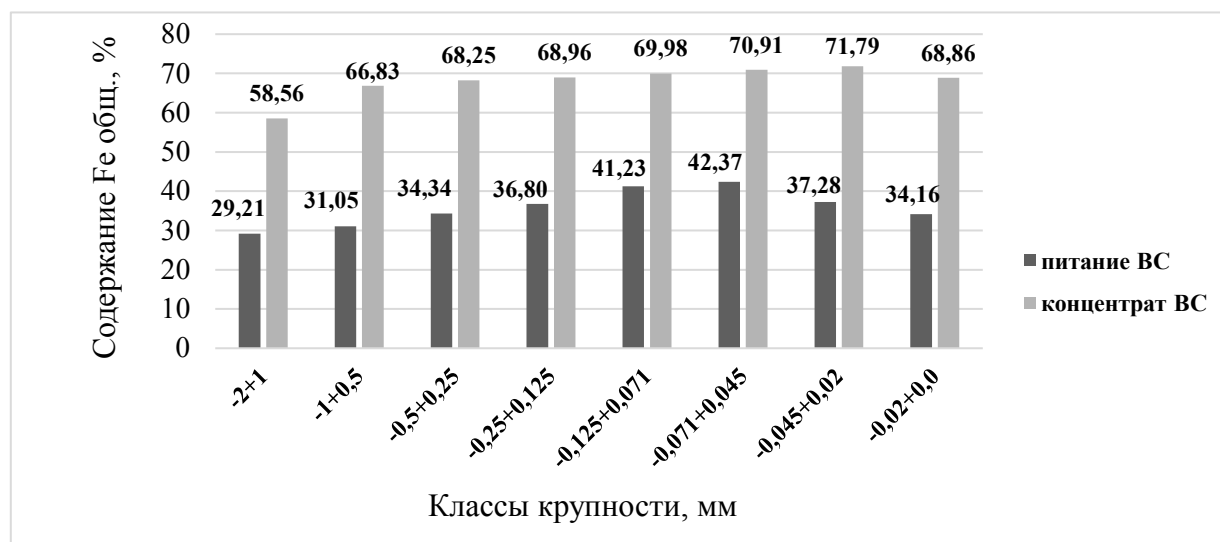
Макроскопическое исследование материала пробы слива мельницы, показало, что он представлен обломками пород серого цвета преимущественно кварцевого состава с рассеянными включениями рудных и породообразующих минералов - магнетита, гематита и сульфидов, пироксенов и амфиболов. В обломках пород отчётливо прослеживается полосчатая текстура, выраженная чередованием прослоев кварца, магнетита и гематита. Мощность прослоев рудных минералов в среднем 0,1-0,5 мм, иногда достигает 3 мм. Размер выделений рудных минералов колеблется от 0,1 мм до 0,5 мм.

В результате микроскопического исследования шлифов, было установлено, что изучаемая порода представляет собой железистый кварцит с гомеобластовой структурой и полосчатой текстурой. Полосчатая текстура в изучаемых образцах выражена чередованием темноокрашенных (представлены рудными минералами) и светлоокрашенных (представленных нерудными минералами) слоёв. Рудные слои имеют магнетитовый и гематитовый составы, нерудные – кварцевый, карбонатный и хлорит-биотитовый. Также отмечаются слои смешанного типа. Нерудные слои представлены мозаичным кварцем и имеют значительное количество включений рудных минералов [1].

Ввиду того, что магнетит является сильным ферромагнетиком ( $\chi = (20000-93000) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$ ) и обладает ярко выраженными магнитными свойствами, а гематит, также относящийся к группе минералов-ферромагнетиков, обладает значительно более низкой магнитной восприимчивостью ( $\chi = (50-300) \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$ ), комплексное извлечение данных минералов магнитными методами не представляется возможным, в связи с чем, в настоящее время, гематит уходит в хвосты обогащения [2].

У магнетита и гематита имеется один общий признак разделения – плотность, у магнетита она составляет – 4,9-5,2 г/см<sup>3</sup>, у гематита – 4,3-5,3 г/см<sup>3</sup>. У породообразующих минералов, представленных силикатами, кварцем и карбонатами, плотность составляет

1,9-2,8 г/см<sup>3</sup>. Разница в плотностях магнетита и гематита, с одной стороны, и породообразующих минералов, с другой стороны, в среднем, составляет 2,5 г/см<sup>3</sup>. Этот фактор является определяющим при решении вопроса использования гравитационных методов обогащения, в том числе ВС [8]. За счёт применения ВС массовая доля железа была повышена в 2 раза (до 69,96 %) по сравнению с исходным питанием (питание ВС - 34,71%). При этом прирост содержания железа наблюдается практически равномерно по всем классам крупности (рисунок).



*Рисунок - Сравнительная гистограмма распределения железа по классам крупности в исходном питании и концентрате ВС*

Минералогическим анализом в концентрате винтовой сепарации установлено повышение содержания магнетита до 92,61 % по сравнению с исходным (содержание магнетита в питании ВС - 43,94 %) и гематита до 4,4 % (содержание гематита в питании ВС – 0,93 %). Кроме того, в концентрате ВС отмечено пониженное содержание рядовых и бедных сростков рудных минералов, а также включений магнетита в породообразующих минералах, что является очень важным показателем качества железорудного концентрата, поскольку при проведении магнитной сепарации сростки магнетита с породообразующими минералами, наряду с его свободными зёрнами, извлекаются в концентрат и разубоживают его. Сростки в основной массе распределяются в промпродукт, который впоследствии может перерабатываться по схеме основного корпуса обогащения ГОКа.

Получение высококачественного магнетит-гематитового концентрата методом ВС на начальных стадиях технологического процесса обеспечит общее повышение качества производимого концентрата по содержанию железа в 2 раза (с 34,71 % до 69,96 %), кроме того, выведение из слива спирального классификатора I стадии раскрытых зёрен магнетита и гематита позволит исключить их переошламование и, соответственно, снизит потери железа со шламами, а также позволит уменьшить нагрузку на дальнейшие операции обогащения.

При ведении технологических процессов очень важно проводить оперативную оценку качества получаемых продуктов минералогическими методами, так как химические исследования не дают точной информации о минеральном составе сырья, в частности, не позволяют получить представление о качестве сростков и фазовом распределении железа.



Кроме того, небольшие содержания железа присутствуют в некоторых силикатных и карбонатных минералах (например, в минералах группы амфиболов содержится до 23,4 % FeO, в анкерите – 23,5 %) и, соответственно, их присутствие может увеличивать содержание железа в отвальных продуктах. В этом случае минералогическая оценка поможет обосновать неизбежные потери ценного компонента с хвостами обогащения [3].

*Список использованных источников*

1. Грицай Ю.Л., Педан М.В., Тохтуев Г.В. и др. Геолого-петрографическая оценка железистых кварцитов Кривого Рога для технологических целей / Препринт ИГФМ-74. – 1974. – 52 с.
  2. Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Емельянова К.К. и др. Получение высококачественного магнетит-гематитового методом винтовой сепарации // Горный журнал. №6. 2021. С. 86-90.
  3. Чикишева Т.А., Емельянова К.К., Прокопьев С.А. и др. Минералогическое сопровождение технологических работ по получению высококачественного железорудного концентрата на Стойленском ГОКе // Труды Карельского научного центра РАН. - №10.- 2021. – С.67-77.
- 

**PROSPECTS FOR OBTAINING HIGH-QUALITY IRON ORE CONCENTRATE AT  
STOILENSKY MINING AND PROCESSING PLANT: MINERALOGICAL AND  
TECHNOLOGICAL ASSESSMENT OF ENRICHMENT PRODUCTS**

*Chikisheva T.A., Emelianova K.K., Komarova A.G., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S*

The article contains the mineralogical studies results of the Stoilensky mining and processing plant enrichment products, obtained during technological tests to obtain high-quality magnetite-hematite concentrate with a total iron mass fraction of 69,96 % by spiral separation.

---

**ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЧНОСТНЫХ ПАРАМЕТРОВ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ  
ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ СЕЛЕКТИВНОСТИ РАЗРУШЕНИЯ\***

*Николаева Н.В., Каллаев И.Т.*

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

*Снижение качества сырья и вовлечение в переработку труднообогатимых руд предопределяет необходимость разработки новых технологических решений не только по обогащению сырья, но также и на стадии рудоподготовительного передела, учитывающих минералогические, технологические и структурные особенности сырья.*

Вовлечение в переработку труднообогатимых руд и ухудшение качества уже перерабатываемых месторождений обуславливает необходимость интенсификации процессов как рудоподготовительного, так и обогатительного переделов, ввиду тонкой вкрапленности ценных компонентов в породообразующую минерализацию, неоднородности текстур сырья и тесного взаимопроизрастания минеральных комплексов друг в друга [1, 2].

Необходимость повышения селективности разделения минеральных комплексов на стадии дробления и измельчения предопределяет важность углубленного изучения

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Российского Фонда Фундаментальных Исследований (проект № 20-55-12002)

минералогических, технологических, морфологических и структурных свойств сырья, что позволит обосновать выбор технологического оборудования и режимных параметров процесса [3].

Таким образом, целью представленной работы являлось обоснование комплекса методов изучения минералогических и технологических особенностей сырья для обоснования возможности раскрытия минеральных комплексов при разрушении.

Современный комплекс методов изучения физико-химических и технологических характеристик сырья включает в себя преимущественно разрушающие методы, направленные на выбор технологии рудоподготовки с целью доведения сырья до нужной крупности, не учитывающий раскрываемость минеральных комплексов. К таким методам относятся методикам JKTech Pty Ltd – Drop Weight Test (DWT) и SMC Testing Pty Ltd – SMC Test (SMC) и другие. Подход, направленный только на подготовку сырья до требуемой крупности руды приводит к ее переизмельчению, что на стадии обогащения может привести к загрязнению концентратов шламами.

Использование микротомографического исследования для изучения морфологических и структурных особенностей сырья, установление пористости образцов позволяет получить новые данные о пространственном распределении минеральных комплексов, наличии внутренних микротрещин, что позволит подобрать необходимую нагрузку для их селективного разрушения [4, 5]. Перспективным неразрушающим методом исследования прочностных характеристик сырья является ультразвуковое прозвучивание, позволяющие в процессе нагружения объектов установить наличие внутренних микротрещин, определить прочность образцов и особенности их разрушения.

Исследование мономинеральных образцов различных минеральных групп подтвердило возможность применения ультразвукового метода для установления прочности образцов. Анализ полученных данных для мономинеральных образцов различных минеральных групп подтверждает возможность применения ультразвукового метода для оценки прочностных характеристик образцов. Применение комплекса методов, включающих изучение минералогических особенностей сырья, ультразвуковое прозвучивание и направленное нагружение объекта было исследовано для трех типов сырья: сульфидных медно-никелевых руд (серия 1) [6, 7], сульфидных золотосодержащих упорных руд (серия 2) и сульфидных благороднометаллических руд (серия 3) [8]. Результаты исследования представлены в таблице.

Интерпретация данных показывает, что для различных образцов сульфидных руд, в том числе золотосодержащих упорных, благороднометаллических и медно-никелевых характерно различное появление дефектов при нагружении и поведение при разрушении. Так, для медно-никелевых руд характерна наибольшая прочность составляющая порядка 60 Н/мм<sup>2</sup> и разрушение только при нагружении в 3,5 бар. Для золотосодержащих упорных руд установлена наименьшая прочность равная порядка 30 Н/мм<sup>2</sup> и разрушение при нагружении в 2 бар.

Минералогический состав породообразующей минерализации характеризуется минералами, предопределяющими необходимость более высоких значений при нагружении, например, плагиоклаз, так и минеральные комплексы характерные для более низких значений нагружения для разрушения, в том числе кварц и биотит.

*Таблица - Результаты определения минералогических, прочностных характеристик*

методом ультразвуковой прозвучки и при контролируемом нагружении

Параметр		Серия 1	Серия 2	Серия 3		
Размер, мм (ДхШхВ)		60х30х20	33х15х20	48х48х37		
Рудная минерализация		Халькопирит, пентландит	Арсенопирит, пирит	Пирит		
Породообразующая минерализация		Плагиоклаз, оливин, пироксен, серпентин, хлорит и др.	Кварц, кальцит, доломит, мусковит, биотит, хлорит и др.	Кварц, плагиоклаз, калиевые полевые шпаты, биотит и др.		
<b>Прочностные характеристики при ультразвуковом прозвучивании</b>						
Прочность	$V$ , м/с	5760,3	3722	4967		
	$R$ , Н/мм <sup>2</sup>	64,9	32,3	52,2		
	$t$ , мкс	10,41	8,92	9,66		
Звуковой индекс	$V$ , м/с	6044	3828	5236		
	$C$	60	35	52		
	$t$ , мкс	9,93	9,85	8,71		
<b>Прочностные характеристики образцов при нагружении</b>						
Нагрузка, бар	Прочность, Н/мм <sup>2</sup>	Дефект	Прочность, Н/мм <sup>2</sup>	Дефект	Прочность, Н/мм <sup>2</sup>	Дефект
0,5	56,6	-	27,1	-	41	-
1	56,2	-	26,2	скол	32,1	скол
1,5	53	-	24,3	-	30,5	скол
2	49,8	-	Разрушение		29,4	-
2,5	49,1	-			28,9	скол
3	45,7	-			Разрушение	
3,5	Разрушение					

Изучение прочностных свойств является необходимым при разработке методов и оборудования для селективной дезинтеграции. Как известно, прочность складывается из многих параметров, составляющих минеральное сырье: текстуры и структуры, границ срастания видов химических связей.

Для того, чтобы теоретически оценить, в какой мере слагающие минералы составляют основную прочность образцов, была выведена зависимость, которая учитывает объем минерала, объем образца руды, процентное содержание минерала, и прочность чистого минерала. Коэффициент объема был принят, так как присутствуют несоответствия в размерах, и чтобы учесть масштабный фактор, была принята данная поправка. Процентные содержания минералов в рудах были приняты исходя из минералогических исследований. На основе полученных данных можно сделать вывод, что прочность рудных образцов по большей части складывается за счет составляющих ее минералов.

Таким образом, изучение минералогических и технологических характеристик с применением обоснованного комплекса методов исследования, включающего изучение минералогических особенностей сырья, ультразвуковое прозвучивание и разрушение при контролируемом нагружении позволяет определить прочностные характеристики сырья и подобрать оборудование для стадии рудоподготовки с правильным типом нагружения, что позволит повысить селективность разрушения минеральных комплексов.

*Список использованных источников*

1. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. – 2014. – № 2. – С.3-9.
  2. Litvinenko V.S., Sergeev I.B. Innovations as a Factor in the Development of the Natural Resources Sector // Studies on Russian Economic Development, 2019, vol. 30, no. 6, pp. 637-645.
  3. Хопунов Э.А. Роль факторов нагружения в формировании селективного разрушения руд // Обогащение руд, - М.: Издательство «Руда и Металлы», 2011. – 52 с.
  4. Чернышов С.Н. Трещины горных пород. – М.: Наука, 1983. – 290 с.
  5. Дашко Р.Э. Механика горных пород. - М.: Недра, 2015. - 264 с.
  6. O'Connor, C., Alexandrova, T. (2021). The geological occurrence, mineralogy, and processing by flotation of platinum group minerals in South Africa and Russia. Minerals, 11(1), 1-15.
  7. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Кузнецов В.В. И др. Исследование процессов селективной дезинтеграции медно-никелевых руд Заполярного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12. – С. 73-87.
  8. Александрова Т.Н., Николаева Н.В., Кузнецов В.В. Исследование прочностных свойств золотосодержащей руды Бамского месторождения // Горный журнал. 2021. №11.– С.27-33.
- 

## **STUDY OF STRENGTH PARAMETERS OF MINERAL RAW MATERIALS FOR JUSTIFICATION OF SELECTIVITY OF DISINTEGRATION**

*Nikolaeva N.V., Kallaev I.T.*

Decrease in quality of raw materials and involvement in processing hard-to-process ores predetermines the necessity to develop new technological solutions not only for concentration of raw materials but also at the stage of ore-preparation process taking into account mineralogical, technological and structural characteristics of raw materials.

---

## **ТЯЖЕЛЫЕ МЕТАЛЛЫ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ В ДОННЫХ ОТЛОЖЕНИЯХ ОЗЕРА ЛОВОЗЕРО (МУРМАНСКАЯ ОБЛАСТЬ) \***

*Красавцева Е.А.<sup>1,2</sup>, Сандимиров С.С.<sup>1</sup>, Макаров Д.В.<sup>1</sup>, Елизарова И.Р.<sup>1</sup>, Кудрявцева Л.П.<sup>1</sup>,  
Мальшева М.Б.<sup>1</sup>, Бернадская Д.С.<sup>1</sup>, Черепанов А.А.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН,  
г. Апатиты, Российская Федерация

<sup>2</sup> Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики ФИЦ КНЦ  
РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: vandeleur2012@yandex.ru, mdv\_2008@mail.ru

*В работе приведены результаты анализа проб донных отложений оз. Ловозеро, принимающего сточные воды горнодобывающего предприятия по разработке месторождения редкометалльных руд. Выявлено загрязнение поверхностных слоев отложений в месте приема реки Сергевань элементами, входящими в состав перерабатываемых предприятием руд.*

Мониторинг состояния компонентов окружающей среды в зоне влияния горнопромышленных предприятий в условиях субарктического климата и низкой способности экосистем к самовосстановлению представляет собой важную научно-практическую задачу.

В процессе деятельности горнодобывающих предприятий образуется значительное

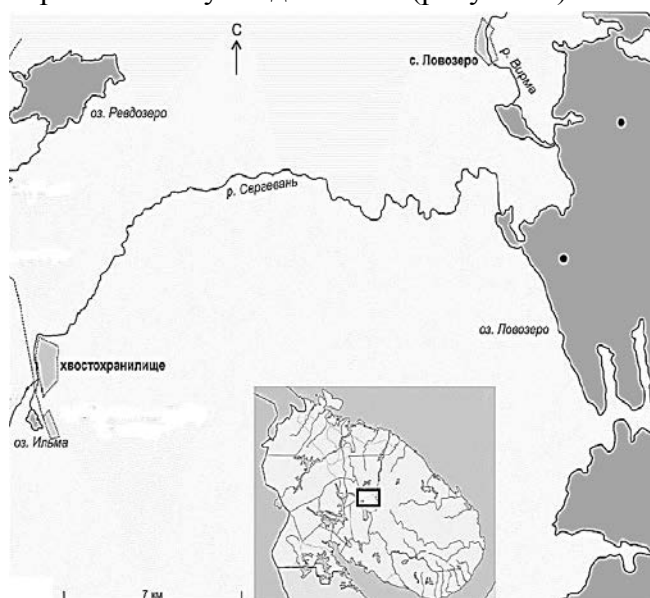
---

\* Работа выполнена в рамках гранта РФФИ №22–27–00159 «Эколого-геохимическая оценка загрязнения компонентов окружающей среды в зоне влияния хранилищ отходов обогащения редкометалльных руд»

количество отходов: вскрышные и проходческие породы, хвосты обогащения руд, сточные воды. Огромные площади выводятся из хозяйства под хвостохранилища, сточные воды предприятий зачастую не очищаются до требуемых показателей. Объемы исчисляются сотнями тысяч тонн твердых отходов и миллионами кубометров сточных вод. Поверхностные водоемы являются коллекторами загрязнения различной природы, а донные отложения – основной депонирующей средой, позволяющей определить продолжительность и интенсивность поступления элементов в биосферу.

Цель работы – установление содержания редкоземельных элементов и тяжелых металлов в донных отложениях озера Ловозеро, определение фоновых содержаний элементов в глубинных слоях донных отложений.

Объектами исследования являлись пробы воды и донных отложений озера Ловозеро, отнесенного к высшей категории водных объектов рыбохозяйственного назначения. Пробы были отобраны в разных частях озера – рядом с истоком реки Сергевань, в которую сбрасываются сточные воды предприятия, и в северной части, не подверженной прямому антропогенному воздействию (рисунок 1).

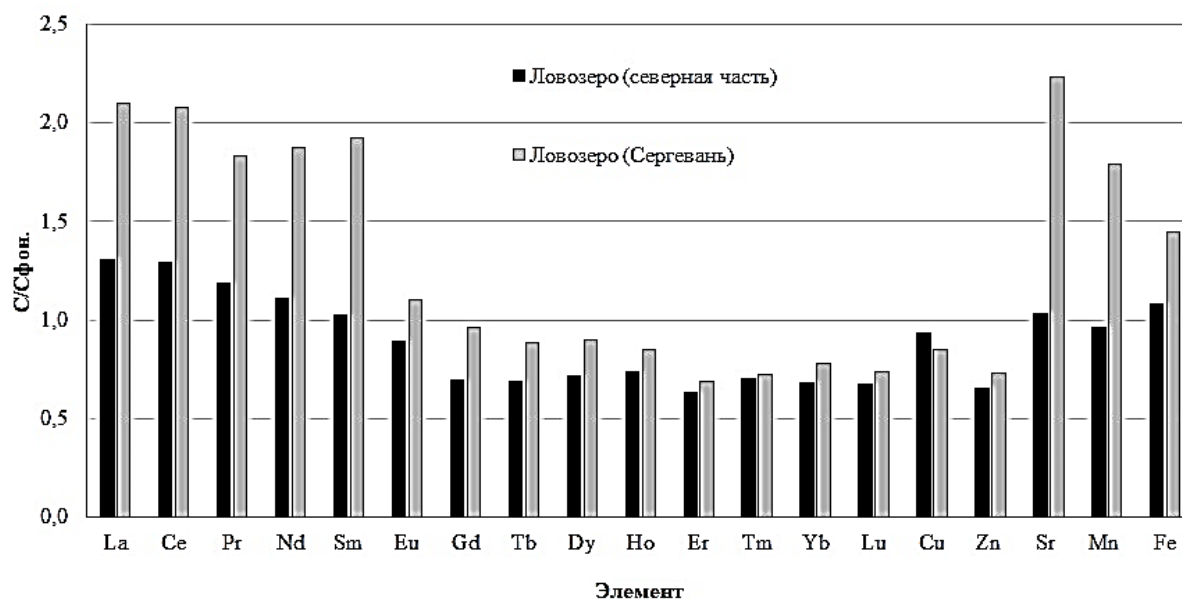


*Рисунок 1 - Схема отбора проб*

Отбор проб донных отложений осуществляли с помощью отборника колонок донных отложений открытого гравитационного типа.

Анализ проб проводили в Центре коллективного пользования Института проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН. Пробы донных отложений подвергали открытому кислотному разложению, в полученных растворах концентрации микроэлементов определяли методом масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой, атомно-абсорбционной спектрометрии.

Установлены валовые содержания элементов как в поверхностных слоях донных отложений, так и в глубинных, которые формировались в доиндустриальный период и, таким образом, характеризуют геохимический фон района исследования. Результаты представлены на рисунке 2. Как видно, в месте приема реки Сергевань донные отложения характеризуются повышенным содержанием элементов, входящих в состав разрабатываемого месторождения, а именно: редкоземельных элементов легкой группы, железа, марганца, стронция.



*Рисунок 2 - Отношение содержания тяжелых металлов и редкоземельных элементов в донных отложениях озера Ловозеро к фоновым значениям*

Целью дальнейших исследований является проведение расширенного обследования территории в зоне влияния предприятия, разрабатывающего месторождение редкометалльных руд, установление фоновых содержаний элементов в почвах и растениях района исследования.

## HEAVY METALS AND RARE-EARTH ELEMENTS IN BOTTOM SEDIMENTS OF LOVOZERO LAKE, MURMANSK REGION

*Krasavtseva E.A., Sandimirov S.S., Makarov D.V., Elizarova I.R., Kudryavtseva L.P., Malysheva M.B., Bernadskaya D.S., Cherepanov A.A.*

The paper presents the results of the analysis of samples of bottom sediments of Lake Lovozero, which receives wastewater from a mining enterprise that develops a deposit of rare metal ores. Contamination of the surface layers of sediments at the place of reception of the Sergevan River with elements that are part of the ores processed by the enterprise was revealed.

## ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МЕХАНОАКТИВАЦИИ В ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ ИЗ ТИТАНИТА

*Герасимова Л.Г., Николаев А.И., Щукина Е.С.*

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева – обособленное подразделение Федерального государственного бюджетного учреждения науки Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: l.gerasimova@ksc.ru

*Усовершенствование гидрометаллургических технологий минерального сырья основывается на сочетании физических и химических процессов, обеспечивающих высокое качество производимой продукции и современные требования экологии. Поэтому твердофазные реакции перспективны, поскольку позволяют осуществлять их в энерго и ресурсосберегающем цикле.*

В технологии переработки минерального концентрата титанита – техногенного отхода обогащения апатито-нефелиновой руды - твердофазные процессы практически не использовались. С другой стороны, они, в частности микроизмельчение, является перспективным приемом, поскольку позволяет получить стабильные гомогенные и гетерогенные смеси реагентов и инициировать их химическое взаимодействие.

В промышленности измельчение проводится в аппаратах различной конструкции и соответственно с различным воздействием на измельчаемый материал. Подбор условий измельчения ведётся с учетом твердости материала, его исходной дисперсности и конечной цели. В некоторых случаях кратковременный процесс измельчения в мельницах, в частности, в планетарной может заменить процесс длительной гомогенизации реагентов в жидкой среде.

Механоактивация (МА) компонентов или их смесей сопровождается аморфизацией и ионизацией поверхности твердых частиц, приводит к деформационным изменениям их структуры, ослаблением связей в зернах и даже в кристаллах. Такое нарушение термодинамического равновесия систем инициирует химическое взаимодействие с образованием новой структуры.

Авторы приводят несколько примеров использования МА для получения полезных продуктов: нетоксичного дубителя кож, наполнителя для клеев и герметиков и сорбентов.

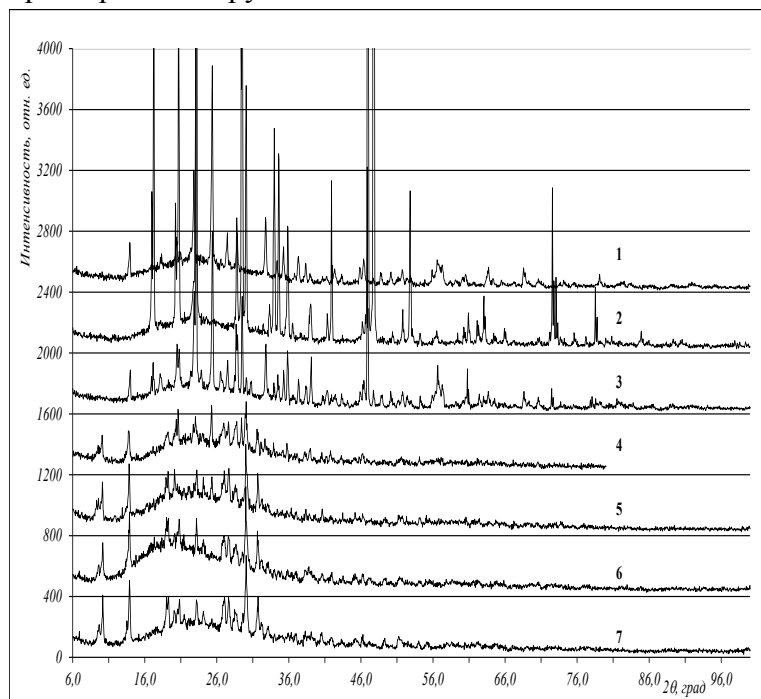
*Получение нетоксичного дубителя кож.* Разработан новый способ получения высокоэффективного нетоксичного титанового дубителя - аммоний сульфат оксотитана -  $(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$  (СТА), который осуществляется посредством твердофазной реакции, протекающей в условиях МА смеси порошков сульфата оксотитана -  $\text{TiOSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$  и сульфата аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ , взятых в стехиометрическом количестве, в планетарной мельницы типа Pulverisette -7 при массовом отношении шары:смесь 10:1 и скорости вращения барабанов не выше 450 об/мин.

Повышение скорости сопровождается разогревом реакционной массы, что вызывает разложение сульфата аммония с образованием аммиака. Время измельчения материала варьировали от 0.1 до 10 ч.

Основываясь на данных рентгенофазового анализа (рисунок 1), удалось проследить кинетику и механизм физико-химических превращений в высокоэнергетическом поле. Судя по изменению интенсивности пиков, химическая реакция протекает посредством формирования промежуточной фазы  $\alpha\text{-}(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2$ , которая в дальнейшем преобразуется в фазу  $(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ . Очевидно, что высокая скорость реакции компонентов при МА обусловлена параллельно протекающими физико-химическими процессами – интенсивная гомогенизация системы, значительное уменьшение размера частиц компонентов с образованием кристаллитов с активной поверхностью и свободным зарядом. Способ по сравнению с жидкофазным более эффективен с экологической и экономической точек зрения.

*Получение наполнителя для клеев и герметиков.* При термолизе СТА в условиях постепенного подъема температуры (10 °С в мин) в температурном интервале 435-480 °С происходит формирование диоксида титана со структурой анатаза, стабильность которой сохраняется при температуре выше 900 °С. По-видимому, причиной высокой стабильности анатаза является наличие в кристаллах СТА достаточно прочной связи между титаном(IV) и серой(VI), препятствующей образованию структуры с более плотной упаковкой,

характерной для рутила.



*Рисунок 1 - Дифрактограммы исходных компонентов: 1 - СТМ и 2 – сульфат аммония и их смесей; измельчение смесей в течение, ч: 0.1 (3), 0.5 (4), 1 (5), 5 (6) и 10 (7)*

Изучено влияние МА анатаза на снижение температуры фазового перехода его в рутил. Для этого анатаз, полученный прокаливанием СТА при 600-700 °С, подвергали МА в мельнице со скоростью вращения барабанов 650-750 об/мин в течение 0.5-2.0 ч, после чего активированный продукт вновь прокаливали при 800-850 °С.

С помощью РФА устанавливали фазовый состав исследуемых порошков до и после активации и после повторного прокаливания (таблица), что позволило сформулировать представление о механизме деградации структуры анатаза при МА с образованием промежуточной нестабильной фазы со структурой подобной брукиту, которая при прокаливании уплотняется, организуя структуру, характерную для рутила.

*Таблица - Фазовый состав образцов, мас %*

МА, ч	термолиз СТА 700°С – МА			термолиз СТА 700°С – МА – прокаливание 850°С		
	Рутил	анатаз	брукит	рутил	анатаз	брукит
анатаз : шары=1:10						
0.5	-	80	20	15	85	-
1	25	55	20	90	10	-
2	10	40	50	90	10	-
анатаз : шары=1:15						
0.5	-	65	35	20	80	-
1	60	10	30	95	5	-
2	55	10	35	95	5	-

Процесс перестройки анатаза в рутил можно представить: термолиз СТА при 700 °С с получением анатаза → МА анатаза в течение 1 ч → прокаливание активированного порошка при 800-850°С с образованием рутила.

*Получение каркасных сорбентов.* Для решения поставленной задачи изучались



внешние и внутренние превращения в системе гидроксид титана(IV)-кремнезем-натриевая щелочь при МА, а также изменение размера кристаллитов в зависимости от подведенной к материалу энергии. Предполагалось твердофазным синтезом получить натрийсодержащий титаносиликатный продукт в виде минералоподобного титаносиликата каркасного типа. МА смесей проводили в планетарной мельнице Pulverisette -7.

Мольное отношение компонентов смеси равнялось:  $TiO_2:3.5SiO_2:4.0NaOH$ . Отношение массы шаров к исходной смеси 10:1, вращения барабанов - 600 об/мин. Измельченный материал из мельницы отбирали через 1 ч, 5 ч и 50 ч и в виде водной суспензии помещали в автоклав на 24 ч при  $T=200\text{ }^\circ\text{C}$ .

Исходные смеси и пробы продуктов после автоклавной обработки исследованы на рентгеновском дифрактометре Shimadzu XRD-60001 (рисунок 2).

В условиях автоклава измельченного образца происходит формирование титаносиликатной фазы со структурой минерала зорита, примесной фазой является анатаз (рисунок 3).

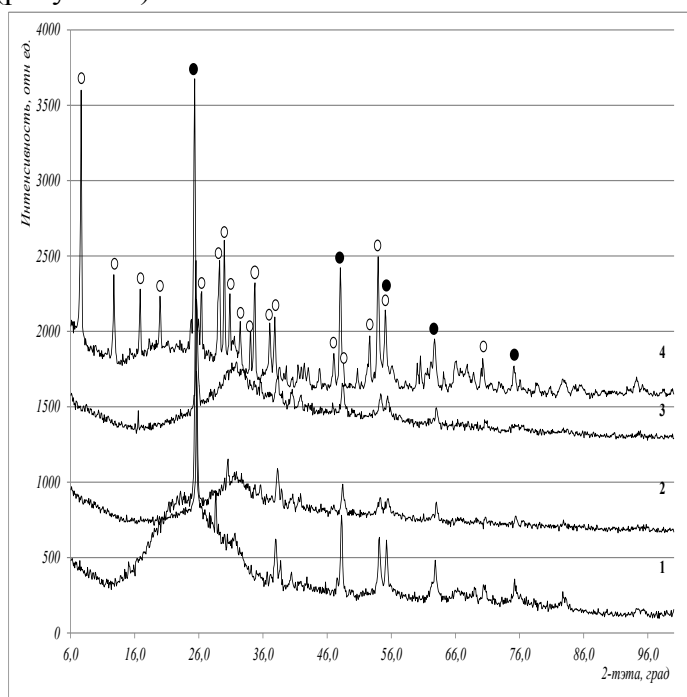


Рисунок 2 - Дифрактограммы образцов твердых фаз после, ч: 1 (1), 5 (2), 50 (3) часов МА и последующей автоклавной обработки (4). Добавка NaOH в смесь проведена через 1 ч МА. Фазы: ○ – зорит; ● – анатаз.

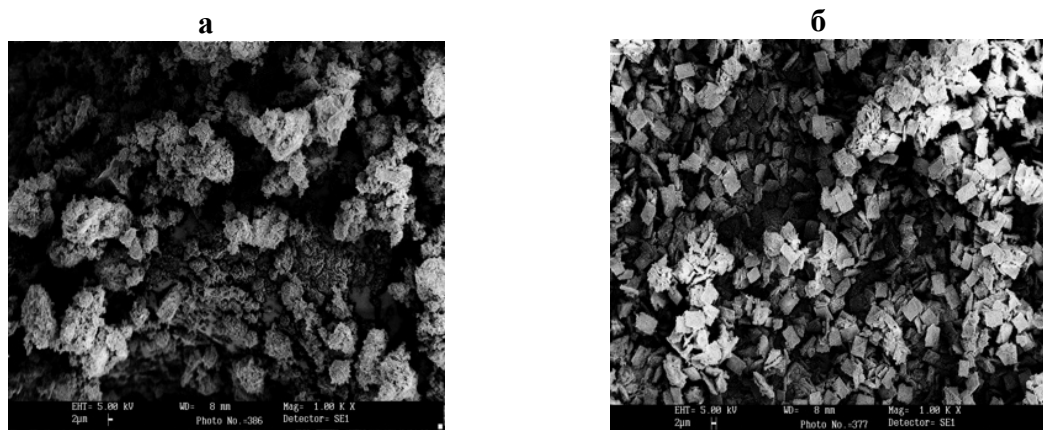


Рисунок 3 - SEM-изображение частиц продукта после 24 ч обработки в автоклаве: а - NaOH вводили перед МА; б - NaOH вводили через 1 час МА

Таким образом, показано, что получение титансодержащих продуктов функционального назначения из титанита с использованием твердофазных процессов, основанных на МА, значительно упрощает технологический процесс, сокращает количество жидких стоков. При этом возможно получать продукт с заданными свойствами.

---

## **APPLICATION OF MECHANOACTIVATION IN THE TECHNOLOGY OF OBTAINING FUNCTIONAL MATERIALS FROM TITANITE**

*Gerasimova L.G., Nikolaev A.I., Shchukina E.S.*

The improvement of hydrometallurgical technologies of mineral raw materials is based on a combination of physical and chemical processes that ensure the high quality of the produced products and modern environmental requirements. Therefore, solid-phase reactions are promising because they allow to carry them out in an energy- and resource-saving cycle.

---

## **ИМИТАЦИОННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ МИНЕРАЛОВ**

*Никитин Р.М., Лукичев С.В., Опалев А.С., Бирюков В.В.*

ФГБУН Горный институт Кольского научного центра РАН (ГоИ КНЦ РАН),  
г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: remnik@yandex.ru

*Показано, что совместное применение Гаусса-Лапласа и В (бета) распределений для описания процесса дезинтеграции минералов при сокращении крупности минеральных частиц позволяет прогнозировать вещественный состав слива мельницы посредством моделирования смещения экстремума плотности распределения выходов узких фракций в координатах классов крупности и классов содержания в них полезного компонента.*

Имитационная модель сокращения крупности минеральных частиц должна реализовать смещение максимума функции плотности распределения классов крупности в область тонких классов с их накоплением. Такая модель может быть реализована с использованием отраженного нормального распределения Гаусса-Лапласа:

$$f(d) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} \left[ \exp\left(-\frac{(d-d_2)^2}{2\sigma^2}\right) + \exp\left(-\frac{(d+d_2)^2}{2\sigma^2}\right) \right], \quad (1)$$

где

$$\sigma = d_1 \left( \exp\left(-\frac{E/K}{2}\right) - \exp(-E/K) \right).$$

Вещественный состав питания операции сокращения крупности можно представить как набор узких фракций частиц, принадлежащих к разным классам крупности и к разным классам содержания полезного компонента. Пусть в питании сокращения крупности выделено  $N$  классов крупности.

Для обозначения номера каждого используем индекс  $i$ ,  $1 \leq i \leq N$ .

Самые малые, тонкие, частицы имеют размеры  $0 < d_1^s \leq d_1$ ; далее:  $d_1 < d_2^s \leq d_2$ ; и так до:  $d_{N-1} < d_N^s \leq d_N$ . Здесь  $d_i$  - величины границ классов крупности;  $d_i^s$  - конечные размеры частиц в классах крупности;  $m$  - индекс класса содержания полезного компонента;  $M$  - количество таких классов;  $\beta_m$  - величины границ классов содержания полезного компонента (доли единицы);  $\beta_m^g$  - конечные значения содержания полезного компонента в

классах содержания;  $\gamma_{mi}$  - выход узкой фракции (доли единицы).

В ходе дезинтеграции частицы разрушаются, и их масса перераспределяется в более узкие фракции. При этом и в питании, и, тем более, по завершении операции в массе частиц присутствуют такие, в которых содержание полезного компонента равно единице, и такие, в которых оно равно нулю. При описании вещественного состава совокупности минеральных частиц следует учитывать, что  $\beta_1^g = 1$ , а  $\beta_M^g = 0$ .

Также важно, что в процессе дезинтеграции общее содержание полезного компонента  $\beta_0$  не изменяется одновременно с непрерывно протекающим перераспределением полезного компонента по классам крупности и классам содержания. Растут выходы фракций в тонких классах, внутри их, по мере уменьшения крупности, наблюдается увеличение доли частиц богатых полезным компонентом и частиц обедненных им.

Поскольку дезинтеграция минералов протекает вследствие сокращения крупности минеральных частиц, необходимо учитывать размер вкрапленности полезного компонента  $d_0$  в руду, т. е. наиболее вероятный размер зерен полезного компонента, при котором можно ожидать начала его раскрытия.

Принятие этой величины за основу определения параметров В (бета) распределения позволяет для каждого из  $m$  классов содержания полезного компонента получить функцию плотности распределения выходов классов крупности минеральных частиц после сокращения их крупности  $\gamma_{mi}^{sim}$ . Это распределение может быть получено для каждого  $m$  класса путем преобразований согласно (1) и будет формализовано в виде  $m$  треугольных  $i * i$  матриц. В этих матрицах частицы  $i$  - го класса крупности распределятся в  $j$  - ые классы крупности такие, что  $1 \leq j \leq i$ .

Диагональные элементы полученных матриц представляют массовые доли исходных узких фракций, показывающие количество частиц, которые переходят в более тонкие классы крупности.

Применению В (бета) распределения предшествуют еще два момента.

Первое: при формировании названных  $i * i$  матриц, в том числе, получаются значения выходов классов крупности для  $m = 1$  и  $m = M$ .

Эти множества значений:  $\gamma_{11}^{sim}, \gamma_{12}^{sim}, \dots, \gamma_{1N}^{sim}$  и  $\gamma_{M1}^{sim}, \gamma_{M2}^{sim}, \dots, \gamma_{MN}^{sim}$  В (бета) распределению не подлежат.

Второе: подобные множества для значений  $1 < m < M$  подлежат В (бета) распределению в части значений за минусом величин, соответствующих диагональных\*\* элементов, которые необходимо будет впоследствии учесть суммированием к элементам  $m$  строк. Для каждого  $1 < m < M$  в каждом классе крупности определяются параметры В (бета) распределения. Для удобства дальнейшего изложения присвоим им обозначения соответственно  $a$  и  $b$ . Тогда

$$a_{mi} = \beta_m^g \frac{d_i^s}{d_0}, \quad b_{mi} = (1 - \beta_m^g) \frac{d_i^s}{d_0}. \quad (2)$$

Далее для каждого класса крупности в каждом  $1 < m < M$  классе содержания вычислим значения интегралов:

$$I_{mi}(\beta) = \int_{\beta_{m+1}}^{\beta_m} \frac{\beta^{a_{mi}-1} (1 - \beta)^{b_{mi}-1}}{B(a_{mi}, b_{mi})} d\beta. \quad (3)$$

На следующем шаге для каждого  $1 < m < M$  формируется  $m * i$  матрица перераспределения частиц  $m$  класса содержания по  $M$  классам содержания в результате сокращения крупности, собственно, - матрица дезинтеграции.

Рассмотрим порядок действий расчета элементов такой матрицы в распределении, например,  $i$  - го класса крупности.

Введем дополнительно  $l$  - индекс класса содержания полезного компонента  $1 < l < M$ . Тогда в дальнейших рассуждениях можно говорить о том, что в  $i$  - м классе крупности частицы, принадлежащие  $m$  классу содержания распределяются в каждый  $l$  - класс содержания. При этом, когда  $l = m$  следует учитывать аддитивный член, равный соответствующему диагональному\*\* элементу матрицы.

Введем обозначение рассчитываемого элемента:  $\gamma_{mil}^{sim}$ . В этом обозначении:  $\gamma$  - указывает на то, что по смыслу элемент является массовой долей частиц, участвующих в операции;  $m$  - определяет класс содержания, являющийся источником распределяемых частиц;  $i$  - определяет, что в данном  $m$  классе содержания распределяются частицы  $i$  - го класса крупности;  $l$  - обозначает в какой класс содержания в текущем классе крупности перераспределились частицы из  $m$  - класса содержания при дезинтеграции;  $sim$  - указывает на то, что значение элемента получено в результате имитационного моделирования. Тогда:

$$\begin{aligned} \gamma_{mi1}^{sim} &= (1 - I_{mi}(\beta_2)) \cdot (\gamma_{mj}^{sim} - \gamma_{mif_{mii}}^n); \\ \gamma_{mil}^{sim} &= (I_{mi}(\beta_l) - I_{mi}(\beta_{l+1})) \cdot (\gamma_{mj}^{sim} - \gamma_{mif_{mii}}^n); \\ \gamma_{mim}^{sim} &= (I_{mi}(\beta_m) - I_{mi}(\beta_{m+1})) \cdot (\gamma_{mj}^{sim} - \gamma_{mif_{mii}}^n) + \gamma_{mif_{mii}}^n; \\ \gamma_{miM}^{sim} &= I_{mi}(\beta_M) \cdot (\gamma_{mj}^{sim} - \gamma_{mif_{mii}}^n). \end{aligned} \quad (4)$$

При этом должно выполняться:

$$\sum_{l=1}^M \gamma_{mil}^{sim} = \gamma_{mi}^{sim}.$$

Завершающий шаг алгоритма состоит в формировании прогноза выходов узких фракций минеральных частиц после дезинтеграции. Обозначим их:  $\gamma_{mi}^{SB}$ . Тогда для каждого класса крупности частиц получим:

$$\gamma_{i1}^{SB} = \gamma_{i1}^{sim} + \sum_{m=2}^{M-1} \gamma_{mi1}^{sim}; \quad \gamma_{ii}^{SB} = \sum_{m=2}^{M-1} \gamma_{mii}^{sim}; \quad \gamma_{Mi}^{SB} = \sum_{m=2}^{M-1} \gamma_{miM}^{sim} + \gamma_{Mi}^{sim}.$$

Однако,  $\sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M \gamma_{mi}^{SB} = 1$ ;  $\sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M \beta_m^g \gamma_{mi}^{SB} \neq \beta_0$ .

Поэтому полученные значения  $\gamma_{mi}^{SB}$  требуют первичной нормировки, которая выполняется следующим образом:

$$\gamma_{mi}^{SB} = \gamma_{mi}^{SB} \cdot \beta_0 \cdot \left( \sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M \beta_m^g \gamma_{mi}^{SB} \right)^{-1}.$$

В результате получаем:  $\sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M \beta_m^g \gamma_{mi}^{SB} = \beta_0$ ;  $\sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M \gamma_{mi}^{SB} \neq 1$ , что указывает на необходимость вторичной нормировки только по  $M$  классу содержания, которая выполняется следующим образом:

$$\gamma_{Mi}^{SB} = \frac{\gamma_{Mi}^{SB}}{\sum_{i=1}^N \gamma_{Mi}^{SB}} \cdot \left( 1 - \sum_{i=1}^N \sum_{m=1}^M \gamma_{mi}^{SB} + \sum_{i=1}^N \gamma_{Mi}^{SB} \right).$$

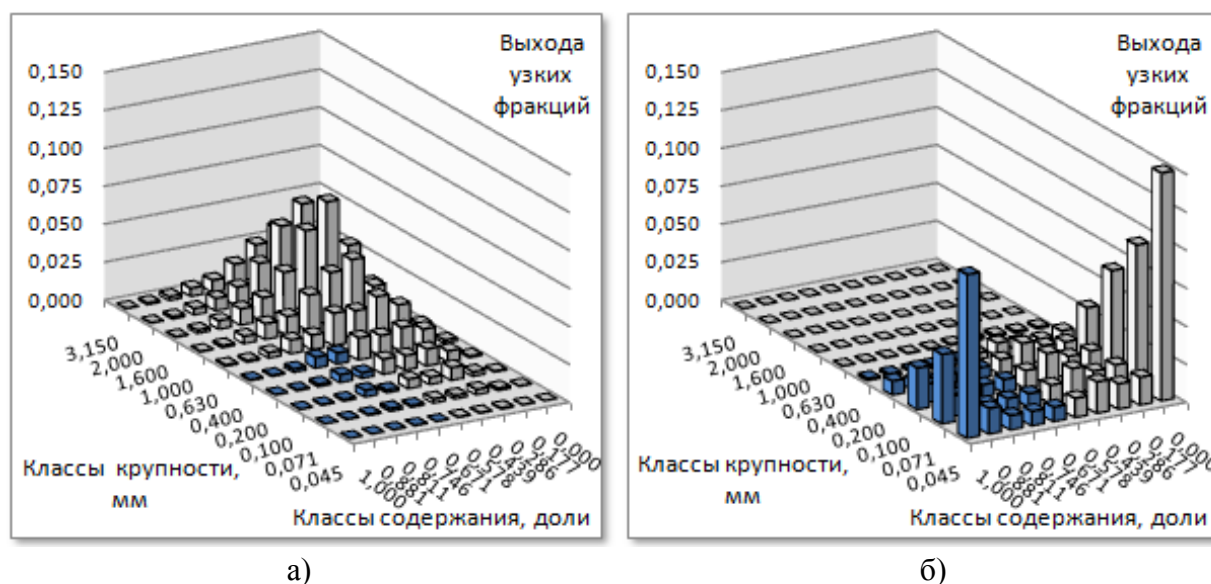


Рисунок - Пример прогноза распределения выходов узких фракций железистых кварцитов по мере дезинтеграции:

а - распределение узких фракций в питании операции сокращения крупности, б - распределение узких фракций в сливе мельницы

На рисунке показаны результаты применения предлагаемого алгоритма для прогноза результата дезинтеграции железистых кварцитов, перерабатываемых АО "Олкон".

## SIMULATION MODELING OF DISINTEGRATION OF MINERALS

*Nikitin R.M., Lukichev S.V., Opalev A.S., Birukov V.V.*

It has been found that joint application of the Gauss-Laplace and B (beta) distributions to describe the mineral disintegration process at reduction of mineral particle size allows predicting the material composition of the mill discharge by modeling the displacement of the distribution density extremum of narrow fractions yield in coordinates of size grade classes and classes of content of a valuable component.

## СТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ УГЛЕЙ И ИХ СВЯЗЬ СО СВОЙСТВАМИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА

*Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: borisnik-pa@yandex.ru

Показано, что склонность угля к самовозгоранию, а также к удержанию метана основана на особенностях микроструктуры угля. Для углей с небольшим содержанием метана и не склонных к выбросоопасности и самовозгоранию отношение количества парамагнитных центров (ПМЦ) в  $sp^2$  гибридизации к ПМЦ в  $sp^3$  гибридизации меньше единицы. Тогда как ЭПР-спектры от образцов более метанонасыщенных и склонных к самовозгоранию углей показывают соотношение ПМЦ в перечисленных гибридизациях значительно больше единицы.

Из практики ведения горных работ известно, что в угольных пластах содержится большое количества метана [1–3]. Это газ, который при определенных концентрациях в воздухе образует взрывоопасную смесь.

При извлечении угля из угольного пласта значительная часть метана, содержащегося в пласте, переходит в атмосферу выработок создавая опасные ситуации по взрыву метано-воздушной смеси от любого источника воспламенения. Кроме того, при газодинамических явлениях в угленосном массиве происходит быстрое разрушение угля и выброс его в выработанное пространство. При этом выделяется большое количество метана с загазированием выработок и, возможным, его возгоранием и взрывом. Все эти явления, имея сугубо негативный характер, приводят зачастую к большим потерям горнодобывающего предприятия, не говоря уже о человеческих жертвах.

Безопасная разработка угольных пластов во многом зависит от склонности пластов к проявлению опасных явлений и от их метаноносности.

Борьба с опасными газодинамическими проявлениями ведется на протяжении многих десятилетий, но, время от времени в современных работающих шахтах происходят катастрофы, спровоцированные повышенным содержанием метана в угольных пластах. Это означает, что закономерности состояния и поведения газонасыщенных угольных пластов при техногенном воздействии на них в процессе извлечения угля не изучены в полной мере, что в большой степени связано с трудностью определения взаимосвязи метана с угольным веществом, зависящей от структуры и неоднородности строения угля. Также при исследовании углей необходимо учитывать влияние минеральных примесей, содержащихся в угле на газодинамические процессы, происходящие в угольных пластах.

Устоявшимся считается взгляд на угольную структуру как на двухкомпонентную систему, состоящую из графитоподобных областей (ароматики) и сложной смеси углеводородов нерегулярного строения (алифатики) разной степени упорядоченности [4–8].

При этом мнения исследователей расходятся в оценке характеристик графитоподобных областей и даже в самом факте их существования, во взглядах на пространственную ориентацию упорядоченных областей в алифатической части структуры.

Одним из информативных методов для исследования свойств и структуры угля является метод электронного парамагнитного резонанса (ЭПР). В ЭПР-спектрах углей фиксируются сигналы от органической и минеральной составляющих углей.

В 1954 г. вышли первые статьи [9, 10] о ЭПР поглощении в природных углеводородах. С тех пор хорошо зарекомендовавший себя метод ЭПР используется при изучении угля.

В работах [10–14] было установлено наличие, концентрация и природа свободных радикалов в нескольких углях, угольных фракциях и пиролизованном угле. Были исследованы формы и ширина линий и интенсивность сигналов ЭПР по всем маркам исследуемых углей.

Сведения об изучении ЭПР-спектров неорганических включений углей не многочисленны.

В работе Pilawa [12] показано, что происходит увеличение плотности радикалов при деминерализации. Считается, в сигнал ЭПР поглощения угля вносят вклад два типа парамагнитных центров (ПМЦ): слабое обменное взаимодействие неспаренных электронов сопряженных систем, (атомные орбитали углерода в  $sp^2$  гибридизации), и неспаренные электроны, локализованные в участках разрыва связей, ненасыщенных

химических связей с образованием свободной валентности (атомные орбитали в  $sp^3$  гибридизации), характерных для алифатической части угольного вещества.

Физические свойства аморфных углеродных материалов находятся в сильной зависимости от соотношения атомных орбиталей в  $sp^2$  или  $sp^3$  гибридизации углеродных атомов. При разных сочетаниях этих модификаций, угли одной марки даже в пределах пласта могут отличаться иерархией структуры, сорбционными характеристиками (содержанием воды, метана и кинетикой десорбции, способности к проявлению опасных явлений).

При проведении ЭПР исследований, основной ЭПР-спектр поглощения раскладывается на две лоренциановские линии: от атомных орбиталей углерода в  $sp^2$  гибридизации и от  $sp^3$  гибридизации.

Исследовались угли разной метаноносности из Кузбасса и разной склонности к самовозгоранию из Печерского бассейна (таблица).

*Таблица – Значения газонасыщенности призабойной зоны и химической активности угольных пластов шахт Кузнецкого и Печерского бассейнов*

№ образца	Выход летучих веществ, %	Зольность, %	Q, м <sup>3</sup> /тонну
Значения метаноносности углей Кузбасса			
214	40,0	1,2	1,30
251	34,8	8,2	0,75
257	32,6	2,34	2,3
255	41,3	1,25	5,2
256	38,7	2,6	9,4
Склонность углей к самовозгоранию Печерского бассейна			Химическая активность угля, U (25) см <sup>3</sup> /г ч
183	28,65	7,11	0,019 не склонен к самовозгоранию
184	28,56	7,45	0,020 не склонен к самовозгоранию
195	30,36	5,70	0,042 склонен к самовозгоранию
198	30,12	5,38	0,031 склонен к самовозгоранию

По полученным ЭПР-спектрам рассчитывались площади под кривыми поглощения сигнала  $S_1$  (от углерода в  $sp^3$ ) и  $S_2$  (от углерода  $sp^2$  гибридизации), значения которых пропорциональны числу ПМЦ, соответственно, в алифатической составляющей образца и в сопряженных системах ароматической составляющей, а также, частично присутствующих, в алифатической части угольных образцов. Кроме того, проведены исследования, происходящие в чистом, реакторном графите при добавлении в него соединений железа.

Результаты исследований показали, что ЭПР-спектры от образцов более метано насыщенных и склонных к самовозгоранию углей имеют соотношение  $S_1/S_2$  значительно больше единицы.

Для углей с небольшим содержанием метана и не склонных к выбросоопасности и самовозгоранию соотношение  $S_1/S_2$  меньше единицы.

Таким образом, проведенные исследования показали, что основа рассматриваемых аномальных явлений в угольных пластах заложена в самой микроструктуре угля. Объяснение ЭПР-данных удобнее вести, разложив сигнал поглощения на две линии,

которыми можно объяснить наличие в угле парамагнитных центров в  $sp^2$  и  $sp^3$  гибридизации углерода.

Экспериментальные данные, полученные на графите, показывают, что механизм влияния соединений железа (сидерита и пирита) на графит заключается в повышении концентрации электронных спинов, т.е. увеличении числа оборванных связей на атомах углерода. Сидерит более эффективен для этой цели в сравнении с пиритом.

*Список использованных источников*

1. Забурдяев В.С. Метанообильные шахты: газоносность, метановыделение, дегазация // Безопасность Труда в Промышленности. – 2012. – № 11. – С. 28 – 32.
  2. Булат А.Ф., Минеев С.П., Прусова А.А. Генерирование сорбированного метана, обусловленное релаксационным механизмом деформирования молекулярной структуры угля // ФТПРПИ. — 2016. — № 1. — С. 91 – 99.
  3. Забурдяев В.С. Выделение метана из отбитого в очистном забое угля // Безопасность Труда в Промышленности. – 2019. – № 11. – С. 13 – 17.
  4. Бирюков Ю. В., Нестеренко Л. А. Структура и свойства углей в ряду метаморфизма. Киев: Наукова думка, 1985. – С. 16.
  5. Русьянова Н.Д. Углекислота. – М.: Наука, 2003. – 317 с.
  6. Захаров В.Н., Малинникова О.Н. Исследование структурных особенностей углей выбросоопасных пластов // Записки горного института. – СПб., 2014. – Т. 210. – С. 43–52.
  7. Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н. и др. Микроструктура ископаемых углей до и после газодинамических явлений // ФТПРПИ. – 2019. – № 4. – С. 10 – 17.
  8. Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Харченко А.В. и др. Микроструктура метановых угольных пластов // Оборудование и технологии для нефтегазового комплекса. 2021. №3(123).
  9. Uebersfeld J., Eitenne A., Combrisson J., Paramagnetic resonance, a new property of coal-like material, *Nature* (1954), 174, 614.
  10. D.J.E. Ingram, J.G. Tapley, R. Jackson, R.L. Bond, A.R. Muranghan, Paramagnetic resonance in carbonaceous solids, *Nature* (1954), 174, 797.
  11. L. Petrakis, D.W. Grandy, Electron spin resonance spectrometric study of free radicals in coals, *Anal. Chem.* (1978), 50, 303–308.
  12. B.G. Silbernagel, L.A. Gebhard, G.R. Dyrkacz, C.A.A. Bloomquist, Electron spin resonance of isolated coal macerals, *Fuel* (1986) 65, 558–565.
  13. B. B. Pilawa, A.B. Więckowski, R. Pietrzak, H. Wachowska, Oxidation of demineralized coal and coal free of pyrite examined by EPR spectroscopy, *Fuel* (2002), 81, 1925–1931.
  14. Jiaxun Liu, Xiumin Jiang, Jun Shen, Hai Zhang. Chemical properties of superfine pulverized coal particles. Part 1. Electron paramagnetic resonance analysis of free radical characteristics// *Advanced Powder Technology*. – 2014. – V. 25. – P. 916 – 925.
- 

**STRUCTURAL FEATURES OF COALS AND THEIR RELATION TO THE  
PROPERTIES OF THE COAL SEAM**

*Ulyanova E.V., Malinnikova O.N., Pashichev B.N.*

The paper shows that the propensity of coal to spontaneous combustion, as well as to retain methane, is based on the features of the coal microstructure. Coals with a low methane content and not prone to outburst hazard and spontaneous combustion demonstrate a ratio less than one of the number of paramagnetic centers (PMCs) in  $sp^2$  hybridization to PMCs in  $sp^3$  hybridization. Whereas the electron paramagnetic resonance (EPR) spectra from coal samples more methane-saturated and prone to spontaneous combustion show the ratio of PMC in the listed hybridizations to be much greater than one.

---



## РАСПРЕДЕЛЕНИЕ МАССОВОЙ ДОЛИ ЦЕННОГО КОМПОНЕНТА В ТОЧЕЧНЫХ ПРОБАХ

*Козин В.З.<sup>1</sup>, Комлев А.С.<sup>1</sup>, Ступакова Е.В.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего образования «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: tails2002@inbox.ru

<sup>2</sup> Публичное акционерное общество «Горно-металлургическая компания «Норильский никель», Москва, Российская Федерация, e-mail: StupakovaEV@nornik.ru

*Распределения массовых долей ценных компонентов в точечных пробах продуктов обогащения асимметричны. Асимметрия распределения следует из неравенства числа кусков полезного минерала и породы в любом из продуктов. Это следует учитывать в практике работы обогатительных фабрик.*

Распределения массовой доли в точечных пробах являются единственной полной характеристикой опробуемых массивов по массовым долям компонентов.

В практической работе при необходимости используются гистограммы, на основании которых определяется нормальность распределения результатов или возможные отклонения от него.

Все теоретические и практические работы по совершенствованию процессов опробования прямо или косвенно основаны на нормальных распределениях массовой доли ценного компонента.

Нормальные распределения массовой доли в точечных пробах продуктов обогащения являются скорее исключением, чем распространенным вариантом. На обогатительных фабриках отбираются пробы относительно большей массы от частично перемешанных опробуемых массивов, в результате чего асимметрия распределений массовой доли уменьшается. Тем не менее, со снижением массовых долей определяемых компонентов, а также с повышением качества концентратов, асимметрия распределений массовой доли в точечных пробах проявляется более заметно. Причиной асимметрии распределений считается природная многокомпонентность руд.

Одним из важных вопросов в современной теории опробования является обоснование причин и количественной оценки распределений массовой доли на основе фундаментального понятия – покускового отбора точечных проб (покускового опробования). Покусковой отбор проб является предельным вариантом опробования в плане его аналитического описания, на его основе рассчитываются возможные распределения массовой доли.

Для получения общих принципиальных выводов о том, каковы должны быть распределения массовой доли в точечных пробах, необходимо определить фундаментальные основы формирования данных распределений.

Твердые ископаемые на обогатительных фабриках представлены кусковыми продуктами. Минимально возможное число кусков опробуемого материала в точечной пробе ( $n_T$ ) равно единице. Распределения массовой доли при  $n_T = 1$  являются предельными и могут считаться фундаментальными. В таком случае покусковым опробованием будет назван такой отбор проб, при котором в точечную пробу отбирается один кусок.

Полностью раскрытый кусок представлен либо чистым минералом, либо чистой

породой. В результате анализа таких проб могут быть получены только два результата:  $\beta_m$  – массовая доля определяемого компонента в чистом минерале и «0» (ноль) – массовая доля определяемого компонента в пустой породе. В итоге при покусковом опробовании будет получена гистограмма, показанная на рисунке 1, состоящая из двух столбцов.

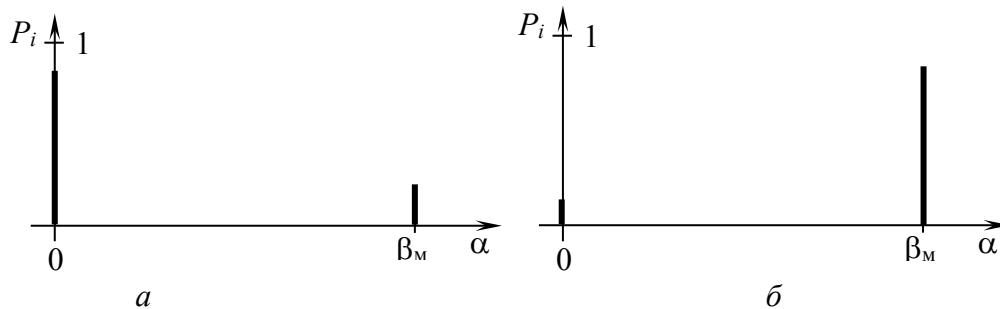


Рисунок 1 – Гистограммы массовой доли ценного компонента при покусковом опробовании:  
а – для бедного продукта; б – для богатого продукта

На гистограммах правые столбцы соответствуют доле минеральных зерен, а левые столбцы – доле породных зерен. Величина  $P_i$  на оси ординат обозначает вероятность появления в пробе минерального и породного кусков. Особенностью показанных гистограмм является их асимметричность. Столбцы гистограммы являются разными по высоте.

Представленные гистограммы (распределения) являются универсальными для любой руды, хвостов или концентрата – по этой причине они имеют для опробования фундаментальное значение. Соответственно, фундаментальной характеристикой является и найденная на основе данных распределений покусковая дисперсия  $S_k^2$ , определяемая по формуле

$$S_k^2 = \frac{\rho_m}{\rho_p} \cdot \alpha \cdot (\beta_m - \alpha) \cdot \left( 1 - \frac{\alpha}{\beta_m} + \frac{\alpha \cdot \rho_p}{\beta_m \cdot \rho_m} \right)^2. \quad (1)$$

Покусковая дисперсия зависит от четырех величин: плотности минерала и породы ( $\rho_m$  и  $\rho_p$  соответственно) и массовой доли компонента в полезном минерале по стехиометрическому соотношению и в руде ( $\beta_m$  и  $\alpha$  соответственно). Если опробуемый массив представлен сrostками, то покусковая дисперсия определится по формуле

$$S_{k\text{ ср}}^2 = S_k^2 \cdot \left( \frac{d_3}{d} \right)^{3-b} \quad \text{при } d > d_3. \quad (2)$$

В данную формулу кроме размера кусков материала  $d$  входят размер зерен полезного минерала  $d_3$  и число  $b$ , обозначающее характер вкрапленности ценного компонента. Последнее зависит от строения куска (текстура руды): для редкой равномерной вкрапленности  $b = 0$ ; для жильной вкрапленности  $b = 1$ ; для неравномерной вкрапленности  $b = 1,5$ ; для слоистой вкрапленности  $b = 2$ ; для массивной руды  $b = 3$ .

В случае, если на обогатительной фабрике опробование выполняется в штатном режиме, столбцов на гистограмме будет множество.

Массовую долю ценного компонента для каждого столбца возможно найти по формуле:

$$\alpha_{m,n_T} = \frac{m}{n_T} \cdot \frac{\rho_M}{\rho} \cdot \beta_M. \quad (3)$$

Здесь  $n_T$  – число кусков материала (породы и сростков породы с минералом), отбираемое в точечную пробу;  $m$  – число зерен минерала, попавшее в точечную пробу;  $\rho_M$  – плотность минерала;  $\rho$  – плотность пробы;  $\beta_M$  – массовая доля определяемого компонента в минерале.

Высота столбцов гистограммы определяется по формуле:

$$P_{m,n_T} = \frac{n_T!}{m!(n_T - m)!} \cdot P_M^m \cdot (1 - P_M)^{n_T - m}. \quad (4)$$

Здесь  $\bar{m}$  – среднее число кусков минерала в пробе;  $n_T$  – число кусков, составляющих точечную пробу;  $P_{m,n_T}$  – доля проб, состоящих из  $n_T$  кусков, в которые попало  $m$  зерен чистого минерала;  $P_M$  – числовая доля зерен минерала в отбираемом массиве.

Величина  $P_M$  определяется по формуле

$$P_M = \frac{\bar{m}}{n_T}. \quad (5)$$

Распределение зависит только от величины  $m$  и поэтому может быть записано в виде формулы распределения Пуассона:

$$P_m = \frac{\bar{m}^m}{m!} \cdot e^{-\bar{m}} \quad (6)$$

Распределения массовой доли для малых величин  $\bar{m}$  носят крайне асимметричный характер.

Экспериментальные и теоретические распределения массовой доли получены для искусственных модельных смесей с маркерами. Среди отобранных в одинаковых условиях точечных проб могут встречаться отдельные пробы, как не содержащие ни одного маркера, так и содержащие по три маркера и более. Проверять такое распределение массовой доли на нормальность не имеет смысла. В другой серии экспериментов получены параллельные навески с отклонением массовой доли маркеров до 70 % относительных.

Предложены методики определения величин  $\bar{d}_3$  и  $b$ . Точка пересечения расчетных кривых графика на рисунке 2 соответствует среднему размеру зерен  $\bar{d}_3$ .

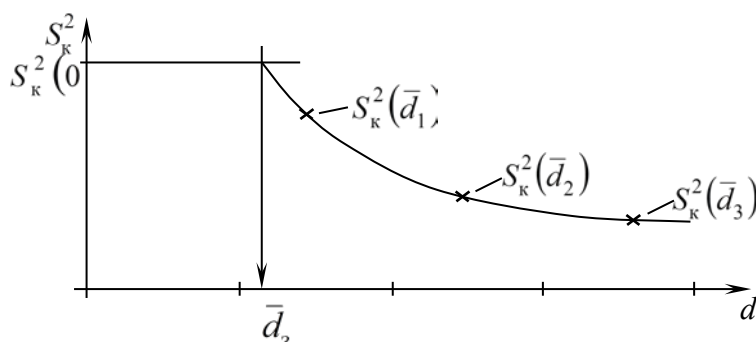


Рисунок 2 – График к экспериментальному определению величин  $\bar{d}_3$  и  $b$

Для определения величины  $b$  предложена формула

$$b = 3 - \frac{\lg S_k^2(0) - \lg S_k^2(\bar{d}_2)}{\lg \bar{d}_2 - \lg \bar{d}_3} \quad (7)$$

Экспериментальная оценка размера  $\bar{d}_3$  и величины  $b$  выполнена на кусках асбестовой руды, имеющей слоистую текстуру. Установлено, что средний размер зерен в эксперименте  $\bar{d}_3$  (толщина слоев асбеста) равен 0,43 мм, а средний показатель  $b$  равен 2,36, что сопоставимо с ожидаемым значением величины  $b$  для слоистых руд.

Асимметрия распределений массовых долей ценных компонентов в продуктах обогащения является массовым явлением, которое следует оценивать и учитывать в практике работы обогатительных фабрик.

---

### **DISTRIBUTION OF THE MASS FRACTION OF A VALUABLE COMPONENT IN POINT SAMPLES**

*Kozin V.Z., Komlev A.S., Stupakova E.V.*

The distributions of the mass fractions of valuable components in point samples of enrichment products are asymmetric. The asymmetry of the distribution follows from the inequality of the number of pieces of useful mineral and rock in any of the products. This should be taken into account in the practice of processing plants.

---

## СЕКЦИЯ «ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ»



### СОВРЕМЕННЫЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ И РАЗВИТИЕ ТЕОРИИ ФЛОТАЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И УГЛЯ\*

*Кондратьев С.А.*

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Институт горного дела им. Н.А.  
Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск, Российская Федерация,  
*e-mail: igd\_k@mail.ru; kondr@misd.ru*

*На основе механизма работы физически сорбированного собирателя дается новый подход к выбору структуры и состава его молекул, раскрываются причины высоких собирательных свойств композиций собирателей и осадков ксантогенатов металлов.*

Дано обоснование необходимости физически сорбированного собирателя в пенной флотации. Локальный прорыв прослойки жидкости осуществляется за счет сокращения площади границ раздела “минеральная частица – жидкость” и “пузырек газа – жидкость”, обладающих повышенной поверхностной энергией.

В результате образования флотационного комплекса происходит ее сокращение  $\Delta W = \sigma_{GL}(1 - \cos\Theta)$ . После локального прорыва прослойки система “частица-пузырек-жидкость” находится в устойчивом состоянии. Энергии на границах раздела сред трех агрегатных состояний и образовавшийся контактный угол удовлетворяют уравнению Юнга. Протяженности периметра контакта трех агрегатных состояний недостаточно для устойчивого закрепления частицы минерала на пузырьке. Необходимо расширение площади образовавшегося “сухого” пятна до ребер частицы. Для перемещения периметра контакта и осушения минеральной поверхности под пузырьком необходимо уменьшить разность поверхностных натяжений.

Во флотации это достигается повышением  $\sigma_{SL}$  за счет применения реагента гидрофобизатора. Одновременно происходит понижение  $\sigma_{SG}$  до значения близкого к поверхностному натяжению углеводородов. Повышение гидрофобности целевых минералов (рост  $\sigma_{SL}$  и понижение  $\sigma_{SG}$ ) также увеличивает  $\Theta$  и уменьшает значение  $\cos\Theta$ . Из этого следует, что одной гидрофобизации минерала реагентом собирателем недостаточно. Самопроизвольного осушения минеральной поверхности не происходит вследствие выполнения равенства  $\sigma_{LG} \cos\Theta = (\sigma_{SG} - \sigma_{SL})$ . Необходимо уменьшение  $\Theta$  до  $\Theta_R^D$ , другими словами, нарушение термодинамического равновесия. Эту функцию выполняет физически сорбируемый собиратель (ФСС).

В результате растекания по поверхности пузырька, захвата и удаления жидкости из прослойки уравнение Юнга не выполняется в силу несбалансированности энергетических состояний границ раздела контактирующих сред и значения контактного угла [1].

---

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (№ 22-27-00084), <https://rscf.ru/project/22-27-00084>

Нарушение термодинамического равновесия приводит к самопроизвольному расширению площади «сухого» пятна на поверхности частицы угля – возвращению системы к устойчивому состоянию. Согласно механизму работы ФСС реагент, растекающийся по поверхности воды с большой скоростью, ускоряет удаление жидкости из прослойки, сокращает время индукции и имеет высокую флотационную активность.

Установлена корреляционная связь извлечения полезного компонента с поверхностным натяжением раствора, скоростью перемещения периметра контакта трех агрегатных состояний по минеральной поверхности и временем индукции. В связи с раскрытием назначения ФСС как реагента, сокращающего время индукции и определяющего извлечение полезного компонента, были пересмотрены ряд вопросов теории флотации.

*Обоснован новый подход к выбору структуры и состава углеводородного фрагмента собирателя по величине мощности поверхностного потока его физически сорбируемых форм на границе раздела «газ-жидкость». Увеличение мощности поверхностного потока приводит к повышению извлечения полезного компонента.*

Экспериментально найденные структуры и состав ацилированных аминокислот, оксиэтилированных алифатических спиртов, оксакислот и диалкилфосфорных кислот, соответствуют характеристикам, предсказанными на основе механизма работы физически сорбируемых форм собирателя.

*Раскрыты причины повышения собирательных свойств у композиции собирателей.* Принято считать, что синергетический эффект — повышение собирательных свойств коллектива собирателей — обусловлен улучшенными адсорбционными характеристиками. Например, применение неионогенного и ионогенного собирателей увеличивает сорбцию анионного собирателя в результате латерального взаимодействия углеводородных цепей и экранирования электростатического отталкивания гидрофильных групп. Механизм работы ФСС дает другое объяснение проявлению синергизма от применения сочетания реагентов. Согласно механизму работы физически закрепившегося собирателя, синергетический эффект в элементарном акте флотации обусловлен усилением поверхностной активности смеси реагентов на границе раздела “газ–жидкость”, то есть увеличением  $\partial\sigma/\partial C$ . Это правило открывает путь к пониманию возникновения синергизма в результате применения сочетания собирателей и его использованию в практике флотации.

Подтверждением механизма работы физической формы сорбции в элементарном акте флотации, раскрывающего причины синергетического эффекта во флотации, является эксперимент, выполненный в [2].

Авторы сопоставили молярные соотношения компонентов смеси, при которых достигалось эффективное понижение поверхностного натяжения раствора, и максимальное извлечение полезного компонента. Выполнялась флотация шеелита смесью собирателей — гексадецилсульфата натрия и оксиэтилированного гексадецилового спирта при разных молярных соотношениях компонентов. Определялось соотношение концентраций указанных реагентов, приводящее к проявлению синергетического эффекта в понижении поверхностного натяжения и повышении флотуемости. Установлено совпадение молярных соотношений, при которых достигается синергизм в понижении поверхностного натяжения смеси и в повышении максимального извлечения минерала. Эксперимент показал, что механизм, основанный на связи поверхностных характеристик

границы раздела “газ – жидкость” с извлечением целевого компонента в концентрат, может быть теоретической базой подбора сочетания реагентов-собирателей.

*Раскрыты причины активации флотации осадками ксантогенатов.* В настоящее время существуют два механизма активации сфалерита. Согласно первому, предполагается, что в кислой среде активация сфалерита медью происходит по механизму ионного обмена катионов  $Zn^{2+}$  на катионы  $Cu^{2+}$  в отношении 1:1. В нейтральной и щелочной среде медь осаждается в форме гидроксидов и вследствие их неустойчивости катионы меди  $Cu^+$  замещают катионы цинка в кристаллической решетке сфалерита. Добавление ксантогената в суспензию сфалерита с измененным поверхностным слоем приводит к образованию ксантогената меди, который имеет меньшее значение произведения растворимости в сравнении с ксантогенатом цинка. В результате собиратель более прочно закрепляется на минеральной поверхности.

Второй механизм активации носит электрохимический характер [3]. Известно, что закрепление тиольного собирателя реализуется на анодных участках минерала, а на катодных происходит восстановление кислорода [4]. Роль катодной реакции сводится к снабжению анодной дырками. Процесс хемосорбции возможен при наличии на поверхности достаточного количества дырок [5]. Во флотационной пульпе в минералах-полупроводниках это достигается изменением поверхностного электрического заряда [6]. Анодная поляризация или повышение окислительно-восстановительного потенциала пульпы приводят к образованию двойного электрического слоя на границе раздела “минерал – раствор”. На поверхности минерала появляется отрицательный заряд, а область пространственного заряда полупроводника представлена дырками валентной зоны. Результатом локализации электронов в акцептороподобных поверхностных состояниях будет изгибание границ запрещенной зоны вверх и уменьшение отношения электроны / дырки в поверхностной области твердого тела [5].

Возможность активации флотации минералов ионами тяжелых металлов не всегда объясняется формированием проводящего слоя и реализацией электрохимического механизма. Ионы  $Ag^+$ ,  $Hg^{2+}$ ,  $Pb^{2+}$  и т. д. удовлетворительно активируют сфалерит. Диэлектрические измерения относительно  $ZnS$ , активированного  $Hg^{2+}$  и  $Ag^+$ , показывают, что поверхностный слой  $ZnS$  сохраняет свое состояние изолятора [7].

Механизм активации флотации физически сорбируемыми продуктами нестехиометрического взаимодействия солей металлов с ксантогенатом раскрывает возможные причины повышения показателей флотации сфалерита ионами цинка, разъясняет различие в активационных свойствах металлов. Установлен механизм подавления флотации при превышении расхода металла-активатора определенного предела, обусловленного потерей флотационной активности осадками ксантогенатов тяжелых металлов.

#### *Список использованных источников*

1. Кондратьев С.А. Собирательная сила и избирательность флотационного реагента // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2021. № 3. С. 133-147.
2. Jost F., Leiter H., and Schwuger M. J. Synergisms in binary surfactant mixtures, *Colloid Poly. Sci.*, 1988, Vol. 266. — P. 554–561.
3. Wang X., Forssberg E., and Bolin N. J. The aqueous and surface chemistry of activation in the flotation of sulphide minerals — a review. Part I: An electrochemical model, *Min. Proc. and*

- Extractive Metal., Rev., 1989, Vol. 4. — P. 135–165.
4. Woods R. Modern aspects of electrochemistry. Chemisorption of thiols on metals and metal sulphides, Number 29, Edited by John O'M. Bockris et. al., Plenum Press, New York, 1996.
  5. Плаксин И.Н., Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А. Взаимосвязь энергетического строения кристаллов минералов с их флотационными свойствами / Тр. VIII Междунар. конгр. по обогащению полезных ископаемых. — 1969. — Т. 2. — С. 235–345.
  6. Panayotov V. and Panayotova M. Some options for establishing future technologies for the minerals processing — basic principles, results, perspectives, Int. Min. Proc. Congress, Congress Proc., Eds. Ore and Metals, 2018. — P. 1956–1955.
  7. Bessiere J., Chlihp K., Thiebaut J. M., and Roussy G. Dielectric study of the activation and deactivation of sphalerite by metallic ions, Int. J. of Min. Proc., 1990, Vol. 28. — P. 1–13.
- 

## **MODERN CONCEPTS AND DEVELOPMENT OF THE THEORY OF FLOTATION IN THE ENRICHMENT OF NON-FERROUS METAL ORES AND COAL**

*Kondrat`ev S.A.*

Based on the mechanism of operation of a physically sorbed collector, a new approach is given to the choice of the structure and composition of the collector molecule, and the reasons for the high collective composition of collectors and precipitates of metal xanthates are revealed.

---

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗДЕЙСТВИЯ ПРОИЗВОДНЫХ ДИТИОКАРБАМАТОВ НА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИЕ МИНЕРАЛЫ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ РУД\***

*Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б., Гладышева О.И.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: tmatveyeva@mail.ru

*Установлена различная степень покрытия поверхности сульфидных минералов реагентом ЦЭДЭТК: арсенопирита – 8 %, халькопирита – 14 %, халькопирита с золотом – 21 %, что обеспечивает эффективное извлечение микро- и наноразмерного золота из комплексных руд. Результаты лабораторных тестов на пробе золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения показали, что реагенты МДТК и ЦЭДЭТК в сочетании с бутиловым ксантогенатом улучшают качество флотационных концентратов по содержанию золота и повышают извлечение золота на 6-7 %.*

Создание современных технологий извлечения цветных и благородных металлов из технологически упорного сырья - это наиболее важная научно-техническая проблема, стоящая перед современной горно-перерабатывающей промышленностью. Основной прирост производства благородных и цветных металлов планируется обеспечить за счет более широкого вовлечения в эксплуатацию упорных золотых, медно-золотых и комплексных руд.

Одним из радикальных инновационных решений является создание эффективных реагентов для флотации тонких классов благородных и редких металлов [1-3].

Цель настоящей работы – исследование адсорбционной и флотационной активности

---

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



дитиокарбамата натрия с циклическим строением углеводородного радикала – морфолиндитиокарбамата МДТК и цианэтилированного эфира диэтилдитиокарбаминовой кислоты ЦЭДЭТК по отношению к Au-содержащим сульфидам меди и мышьяка в условиях рудной флотации.

Исследования выполнены на природных и модельных образцах халькопирита и арсенопирита золоторудных месторождений. Модельные образцы минералов с низкоразмерным золотом получены по методике ИПКОН РАН [19] с применением восстановительной адсорбции золота на поверхности аншлифов (10x10 мм) и измельченных до крупности  $-0.1+0.063$  мм фракциях природных сульфидов.

Экспериментальные образцы реагентов МДТК и ЦЭДЭТК были синтезированы в лаборатории АО «Волжский оргсинтез». Раствор ЦЭДЭТК готовили с использованием ультразвукового диспергатора МЭФ93.Т (ООО «МЭЛФИЗ-ультразвук» г. Москва).

Рудную флотацию проводили на пробе комплексной золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения.

Спектрофотометрическим методом ранее авторами была показана способность морфолиндитиокарбамата к образованию комплексных соединений с Cu и Au в условиях, близких к флотационным [4-5].

Методом УФ-спектроскопии установлено, что адсорбция МДТК на халькопирите происходит в результате формирования морфолиндитиокарбамата меди на поверхности минерала. Оценка состояния поверхности аншлифов природных сульфидных минералов и с нанесенным золотом до и после контакта с растворами реагентов проводилась на аналитическом сканирующем электронном микроскопе LEO 1420VP, а также на конфокальном лазерном сканирующем микроскопе KEYENCE VK-9700.

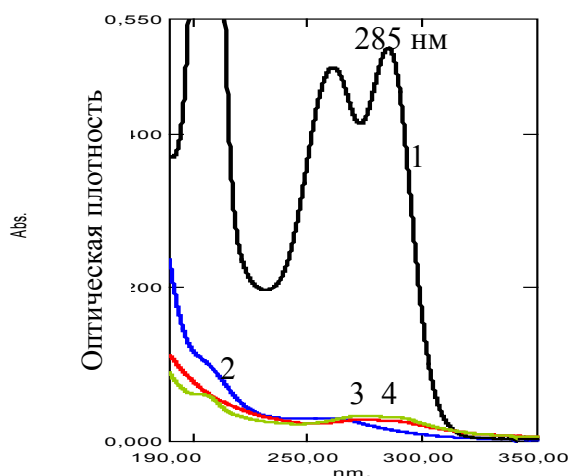
На аншлифе арсенопирита с низкоразмерным золотом прослеживается формирование областей закрепления реагента в виде характерных серых пленок и темных многоугольников адсорбированных фаз реагента МДТК. В энергодисперсионном спектре участка арсенопирита с золотом присутствуют пики Fe, As, S и Au, входящих в структуру минерала, также углерода и кислорода, отвечающие структуре молекулы реагента МДТК [20]. Анализ полученных на микроскопах изображений поверхности минерала показал формирование тонкого дискретного слоя реагента МДТК с преимущественным закреплением реагента на золоте.

Количество адсорбированного реагента МДТК на измельченных фракциях арсенопирита и халькопирита флотационной крупности ( $-0.1+0.063$  мм) с низкоразмерным золотом определено методом УФ-спектроскопии на спектрофотометре Shimadzu-1800.

Характеристический максимум поглощения раствора МДТК в ультрафиолетовой области спектра при  $\lambda=285$  нм позволяет количественно оценить изменение концентрации реагента в растворе в соответствии с законом Бугера-Ламберта-Бера и адсорбцию реагента на минерале по разнице исходной и остаточной концентрации МДТК в жидкой фазе суспензии.

На рисунке 1 представлены УФ-спектр исходного раствора 10 мг/л МДТК (спектр 1), а также УФ-спектры жидкой фазы мономинеральной суспензии после взаимодействия с Au-содержащими арсенопиритом (спектр 2) и халькопиритом (спектр 3) и природным халькопиритом (спектр 4). После 5 минут контакта перечисленных минералов с исходным раствором МДТК происходит резкое снижение оптической плотности с 0.54 до 0.027, что

свидетельствует о снижении концентрации МДТК в жидкой фазе суспензии до 0,5 мг/л, т.е. реагент почти полностью (на 95 %) адсорбировался на поверхности минералов.



*Рисунок 1 - УФ-спектры исходного раствора МДТК до (1) и после взаимодействия с Au-содержащими арсенопиритом (2), халькопиритом (3) и природным халькопиритом (4)*

Расчет количества адсорбированного реагента показал, что адсорбция МДТК на арсенопирите с низкоразмерным золотом и халькопирите составила 0,38 мг/г. Повышение исходной концентрации реагента МДТК до 20 мг/л приводит к увеличению адсорбции до 0,74 мг/г.

Исследованиями методом лазерной микроскопии (KEYENCE VK-9700) установлено, что обработка аншлифов минералов реагентом ЦЭДЭТК приводит к появлению на поверхности природного арсенопирита дискретных новообразований в виде мелких капель высотой от 0,5 до 3 мкм и диаметром от 1 до 30 мкм (максимально 50 мкм) рисунок 2а, а на поверхности природного халькопирита более крупных капель реагента высотой 2,5-6,5 мкм, диаметром до 20-40 мкм (максимально 70 мкм) рисунок 2б. Количество адсорбированного ЦЭДЭТК на халькопирите с низкоразмерным золотом возрастает по сравнению с природным образцом и наблюдаются как отдельные мелкие каплевидные новообразования, так и более крупные островковые пленки рисунок 2в.

Количественная оценка адсорбционного слоя ЦЭДЭТК на поверхности минералов выполнена по методике [6] на основе анализа площади покрытия реагентом. Замер площади поверхности аншлифа минерала, покрытой новообразованной фазой реагента, производили на основе цветного снимка лазерного микроскопа KEYENCE VK-9700 путем заливки области объекта подобранным градиентом. Площадь новообразованных фаз реагента на аншлифах арсенопирита (рисунок 2а), халькопирита (рисунок 2б) и халькопирита с Au (рисунок 2в) после контакта с раствором реагента ЦЭДЭТК, была определена при увеличении изображения  $\times 10$ .

Проведенные замеры на нескольких участках поля зрения показали, что площадь покрытия реагентом ЦЭДЭТК поверхности минералов различна: для арсенопирита она составила 8 %, халькопирита - 12 %, халькопирита с Au – 21 %. Таким образом, адсорбция реагента на халькопирите выше, чем на арсенопирите, при этом максимальная степень покрытия наблюдается в случае золотосодержащего минерала.

Результаты тестирования реагентов ЦЭДЭТК и МДТК в условиях рудной флотации

на пробе золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения показали, что в случае использования комбинации собирателей (МДТК — 25 г/т, БутКс - 25 г/т) и (МДТК - 25 г/т, БутКс - 25 г/т) при снижении выхода с 16,72 до 12,21–12,33 % получены концентраты более высокого качества по содержанию золота 16,7–18 г/т Au против 11,6 г/т Au в базовом эксперименте с одним ксантогенатом. При этом прирост извлечения золота в концентраты составил 6–7 %.

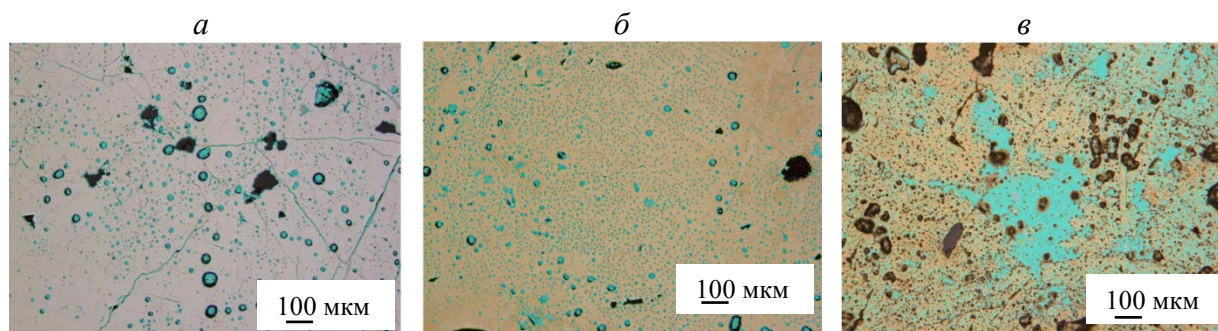


Рисунок 2 - Определение площади поверхности участка анилифов арсенопирита (а), халькопирита (б) и халькопирита с Au (в), покрытой реагентом ЦЭДЭТК (выделено голубым цветом)

Следует отметить, что повышение технологических показателей флотации достигнуто без повышения общего расхода реагентов 50 г/т.

Таким образом, методами УФ-спектроскопии, электронной и лазерной микроскопии исследован механизм воздействия комплексообразующих реагентов класса дитиокарбаматов МДТК и ЦЭДЭТК с низкоразмерным золотом на поверхности золотосодержащих минералов.

Количественная оценка площади покрытия поверхности минералов реагентом ЦЭДЭТК с применением авторской методики показала, что степень покрытия поверхности арсенопирита составляет 8 %, халькопирита - 12 %, халькопирита с золотом - 21 %.

Результаты тестирования реагентов ЦЭДЭТК и МДТК в условиях рудной флотации на пробе золотосодержащей руды Олимпиадинского месторождения показали, что их применение в сочетании с бутиловым ксантогенатом при равных расходах обеспечивает снижение выхода золотосодержащих концентратов, повышение их качества по содержанию золота и прирост извлечения золота на 6-7 % без повышения общего расхода собирателей.

#### 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. Игнаткина В. А., Бочаров В.А. Схемы флотации сульфидов цветных металлов на основе использования сочетания собирателей // Горн. журн. — 2010. № 12. С. 58–64.
3. Рябой В.И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горн. журн. 2011. № 2. С. 49–53.
4. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотоносных сульфидов из комплексных руд // ФТПРПИ. 2021. № 1. С. 137–145.
5. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Анализ комплексообразующих и адсорбционных свойств дитиокарбаматов на основе циклических и алифатических аминов для флотации

- золотосодержащих руд // ФТПРПИ. 2020. № 4. С. 157 – 163.
6. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цв. металлы. 2018. № 7. С. 27 – 32.
- 

### **STUDY OF THE EFFECT OF DITHIOCARBAMATE DERIVATIVES ON GOLD-CONTAINING MINERALS DURING FLOTATION OF REFRACTORY ORES**

*Matveeva T.N., Gromova N.K., Lantsova L.B., Gladysheva O.I.*

Various degrees of the reagents coverage of the sulfide minerals surface with the CEDETC were determined: arsenopyrite 8%, chalcopyrite 14%, chalcopyrite with gold 21%, that ensured efficient extraction of micro- and nanosized Au from complex ores. The results of laboratory tests on a sample of gold-bearing ore from the Olimpiada deposit demonstrated that the MDTC and CEDETC reagents in combination with butyl xanthate improved the quality of flotation concentrate in terms of gold content and increased gold recovery by 6-7%.

---

### **УСТАНОВЛЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФЛОТИРУЕМОСТИ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ВЕРОЯТНОСТНО-КИНЕТИЧЕСКОГО ПОДХОДА\***

*Александрова Т.Н., Кузнецов В.В.*

ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург,  
Российская Федерация, e-mail: valentinvadimovichkuznetsov@gmail.com

*В работе представлены результаты исследования флотирруемости тонковкрапленных золотосодержащих сульфидных руд с применением вероятностно-кинетического подхода. Установлены распределения основных компонентов по фракциям флотирруемости в различных классах крупности питания флотации.*

На сегодняшний день количество россыпных месторождений золота стремительно сокращается, что создает потребность вовлечения в переработку рудных месторождений золота. Существенная доля рудного золота ассоциирована с сульфидными рудами, где оно тонко вкраплено в сульфиды.

Одним из эффективных подходов к переработке такого сырья является автоклавное окисление. В процессе сульфиды переходят в форму растворимых сульфатов, а твердый остаток подвергается следующей стадии выщелачивания. Для сокращения затрат предварительно производят концентрацию сульфидных минералов посредством пенной флотации. Основной задачей обогатительного передела является максимизация извлечения минералов-носителей золота в концентрат.

Обоснование внедрения технологий повышающих эффективность операций обогащения осложнено комплексностью процесса флотации и, как следствие, трудностью прогнозирования результатов применения технологии.

Использование имитационного моделирования процесса позволяет произвести первичную оценку рентабельности предлагаемой технологии и наметить пути повышения ее эффективности. Для флотационных моделей основным параметром является показатель

---

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

флотуемости, характеризующий вероятность флотационного обогащения.

Целью данной работы являлось установление особенностей флотуемости компонентов золотосодержащей сульфидной руды с применением вероятностно-кинетического подхода.

Основными рудными минералами руды являлись пирит и арсенопирит, вследствие чего анализируемыми компонентами были выбраны сера, мышьяк и кремний. В работе исследовалась вероятность перехода компонентов во флотационный концентрат в различных классах крупности. Для проведения флотационных испытаний проба измельчалась до крупности 60 % класса -74 мкм. При флотации была использована собирательная смесь бутилового ксантогената калия и дибутилдитиофосфата натрия. В качестве депрессора был использован кукурузный декстрин. Активатором при флотации являлся раствор медного купороса. Исследования флотационного обогащения производились на пневмомеханической флотомашине JK Batch Flotation Test Cell. Анализ химического состава продуктов обогащения производился с применением рентгенофлуоресцентного анализатора «EDX 7000 Shimadzu». В работе использован вероятностно-кинетический подход к определению флотуемости, где она определялась как значение вероятности перехода компонента в пенный продукт. Были установлены следующие диапазоны показателей для фракций флотуемости: быстрофлотуемая: 1-0,5; среднефлотуемая: 0,5-0,25; медленнофлотуемая: 0,25-0,1; нефлотуемая: 0,1-0.

Основой для расчетов являлись параметры  $\gamma$ -модели флотации, установленные на основании результатов серии экспериментальных исследований кинетики флотации. Оценены медианные значения функций распределения плотности вероятности значений констант скорости флотации для всех исследуемых компонентов и выбрано наибольшее. Данное значение было принято, как константа скорости флотации быстрофлотуемой фракции. Значения констант оставшихся фракций рассчитывались пропорционально установленным диапазонам вероятности.

Алгоритм подхода представлен на рисунке 1.

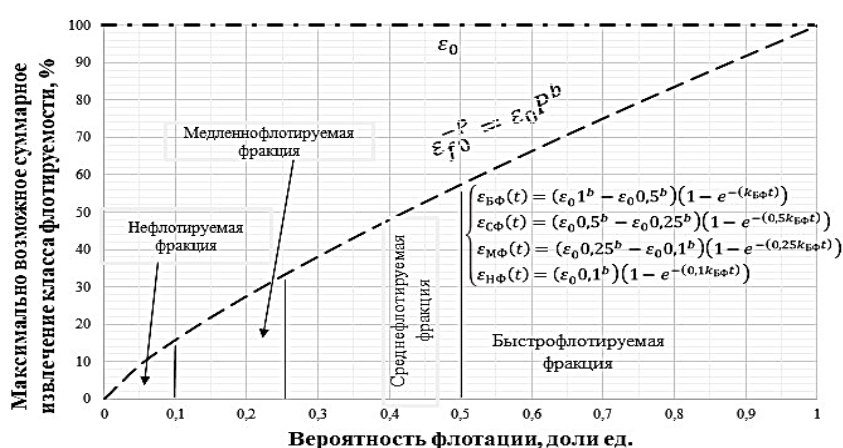
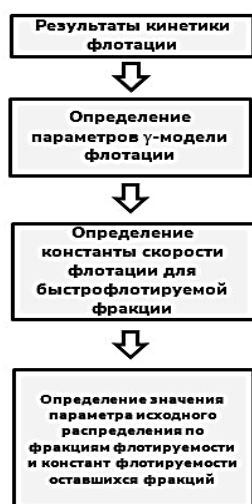
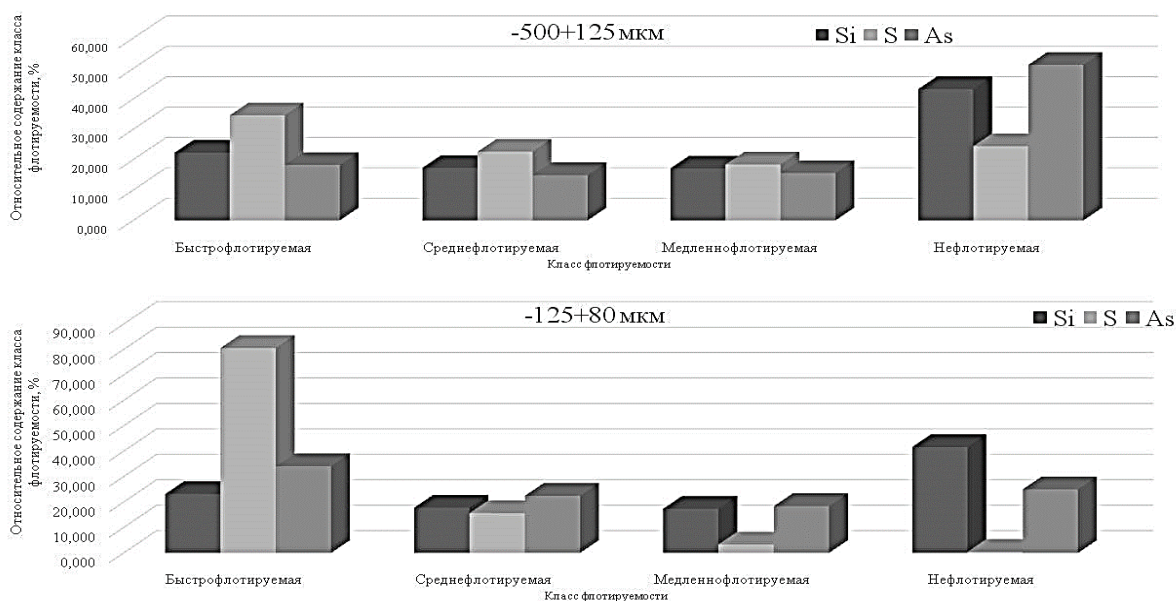


Рисунок 1 — Подход к определению распределения материала по классам флотуемости на основании значений вероятности флотации

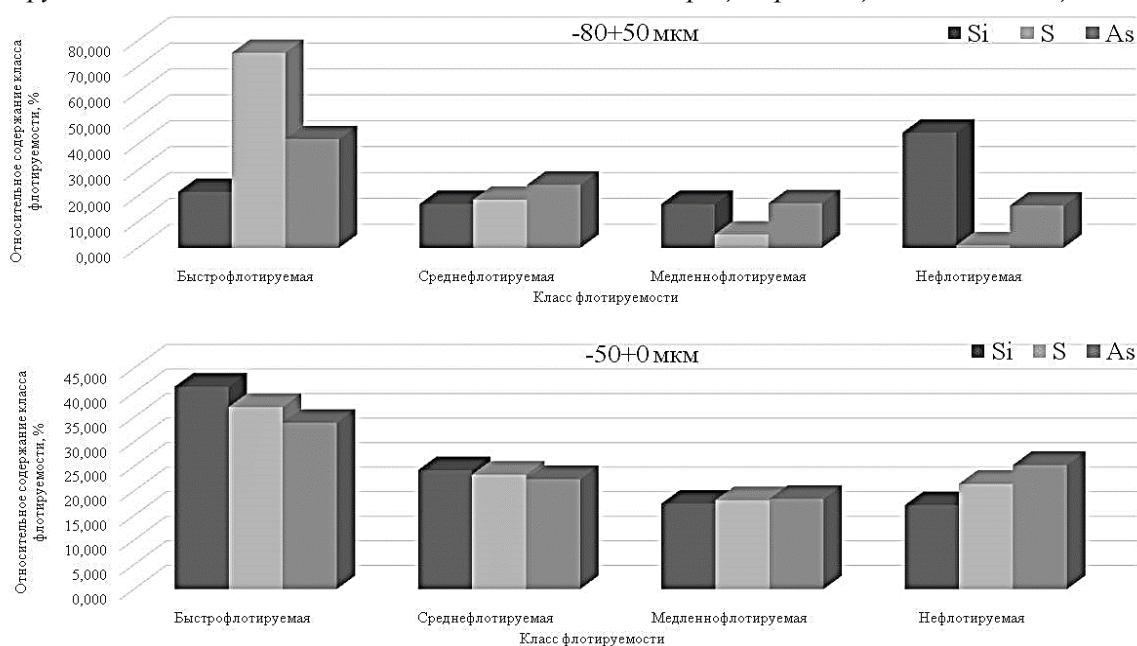
Графическая интерпретация полученных результатов распределения материала по классам флотуемости в зависимости от крупности представлена на рисунках 2 и 3.



## "Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения"



*Рисунок 2 — Значения относительных содержаний фракций флотуемости в классах крупности -500+125 мкм и -125+80 мкм питания операции флотационного обогащения*



*Рисунок 3 — Значения относительных содержаний фракций флотуемости в классах крупности -80+50 мкм и -50+0 мкм питания операции флотационного обогащения*

На основании анализа данных, представленных на рисунках, установлено, что в классе крупности -500+125 микрометра преобладают нефлотуемые фракции кремния и мышьяка. Сера же распределена между фракциями флотуемости относительно равномерно с преобладанием в быстрофлотуемой фракции. Класс крупности -125+80 микрометра характеризуется высокими значениями содержаний быстрофлотуемых фракций мышьяка, серы и нефлотуемой фракции кремния. В классе крупности -80+50 микрометра наибольшее относительное содержание характерно для быстрофлотуемых фракций мышьяка, серы и нефлотуемой фракции кремния. Класс крупности -50+0 микрометра характеризуется относительно равномерным распределением

материала по фракциям флотуемости.

Таким образом, установлено, что наиболее флотоактивные сростки минералов, содержащих серу и мышьяк, преобладают в классах крупности -125+80 микрон и -80+50 микрон. Для этих же классов крупности характерна низкая флотуемость минералов вмещающей породы, что создает благоприятные условия для их разделения. В тоже время равномерное распределение материала класса крупности -50 микрон по фракциям флотуемости и высокое значение относительного содержания быстрофлотуемой фракции кремния вероятно обусловлено существенным влиянием фактора механического выноса. Данное явление можно рассматривать как фактор, снижающий содержание ценного компонента в концентрате.

---

### **FLOATABILITY FEATURES OF DISSEMINATED GOLD-BEARING SULPHIDE ORES DETERMINATION WITH PROBABILITY-KINETIC APPROACH APPLICATION**

*Aleksandrova T.N., Kuznetsov V.V.*

This thesis presents the results of the gold-bearing sulphide ores floatability study using a probabilistic-kinetic approach. Distributions of main components by floatability fractions in different sieve classes of flotation feed are established.

---

### **СОБИРАТЕЛИ ДЛЯ ФЛОТАЦИОННОГО ОБЕСШЛАМЛИВАНИЯ РУД**

*Титков С.Н.<sup>1</sup>, Афонина Е.И.<sup>1</sup>, Конобеевских А.В.<sup>1</sup>, Алиферова С.Н.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup>АО ВНИИ Галургии, г. Санкт Петербург, Российская Федерация,  
*e-mail: Stanislav.Titkov@uralkali.com*

<sup>2</sup> ПАО «Уралкалий», г. Березники, Российская Федерация

*Приведены результаты исследований эффективности действия этоксилированных аминов различного состава в качестве собирателей для флотационного обесшламливания руд. Показано, что введение в состав углеводородного радикала этоксилированного амина определенного количества окиси пропиленов значительно повышает флотоактивность собирателя, уменьшает его расход и повышает селективность флотации силикатно-карбонатных шламов.*

Силикатно-карбонатные и ангидритовые примеси в руде интенсивно диспергируются в процессе измельчения руды и характеризуются повышенной сорбционной способностью к анионным и катионным собирателям, что отрицательно влияет на флотуемость извлекаемых минералов и качество флотационного концентрата, обуславливают увеличение требуемого расхода собирателя. Наибольшее отрицательное влияние диспергированных силикатно-карбонатных и сульфатных шламов оказывают на действие катионные собиратели. Наиболее яркий пример отрицательного влияния шламов на технологические показатели флотации наблюдается при катионной флотации сильвина алкиламинами и галита алкилморфолинами при переработке калийных и карналлитовых руд.

Гидромеханическое обесшламливание руды в гидроциклонах и гидросепараторах характеризуется многостадийностью, требует значительных производственных площадей

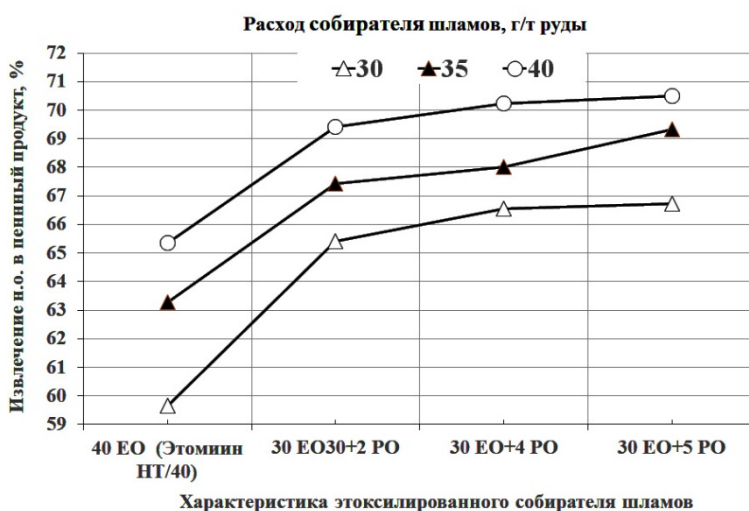
и во многих случаях осуществляется с недостаточной селективностью и эффективностью выделения шламов. Флотационный метод обесшламливания позволяет не только осуществить выделение из руды наиболее тонкодисперсных шламовых частиц, но и шламы, характеризующиеся наибольшей сорбционной и флотационной активностью, что улучшает показатели последующей катионной флотации минералов (Клемятов А.Н., Титков С.Н. - 1981).

В условиях происходящего вовлечения в переработку калийных руд с увеличенным содержанием силикатно-карбонатных и сульфатных примесей важной задачей разработки реагентных режимов флотационного обесшламливания руд является повышение эффективности и селективности действия собирателей шламов.

Для флотационного обесшламливания калийных руд применяются оксиэтилированные амины с длиной углеводородного радикала в основном C<sub>16</sub>, C<sub>18</sub>, содержащих ~ 40 молей окиси этилена (Титков С.Н., Пантелеева Н.Н., Коноплев Е.В. и др. – 2004). Проведены исследования влияния введения в углеводородный радикал оксиэтилированного амина различного количества молей окиси пропилена. Исследования эффективности и селективности действия модифицированного этоксилированного амина были проведены при флотационном обесшламливании калийной руды Верхнекамского месторождения (КСI – 30,1 %, силикатно-карбонатные и сульфатные примеси – водонерастворимый остаток (н.о.) - 3,5 %).

В качестве сравнения применялся оксиэтилированный амин с 40 молями окиси этилена в углеводородном радикале (Этомин НТ/40).

Исследования показали (рисунки 1–4), что при введении 2-4 молей окиси пропилена в углеводородный радикал оксиэтилированного амина C<sub>16</sub>, C<sub>18</sub>, содержащего 30 молей окиси этилена эффективность действия собирателя шламов значительно повышается и равное извлечение н.о. в пенный продукт флотации достигается при расходе собирателя шламов на 30–35 % меньше по сравнению с применением в качестве собирателя Этомина НТ/40.



*Рисунок 1 - Извлечение н.о. в пенный продукт флотации шламов при применении этоксилированных собирателей различного состава*



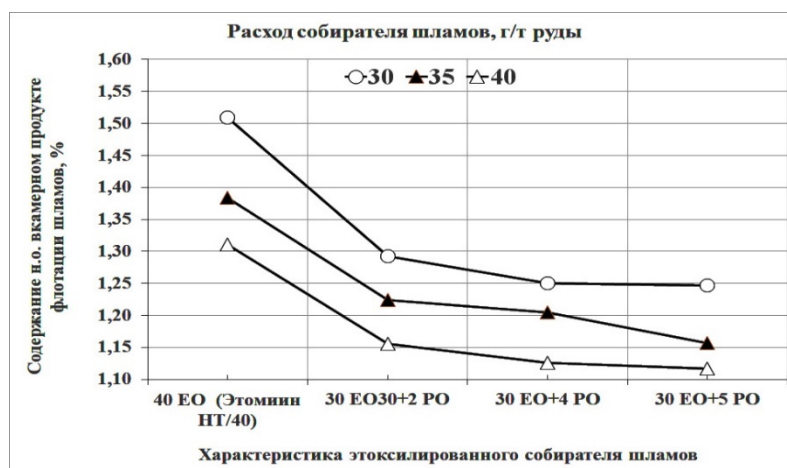


Рисунок 2 - Содержание н.о. в камерном продукте флотации шламов при применении этоксилированных собирателей шламов различного состава

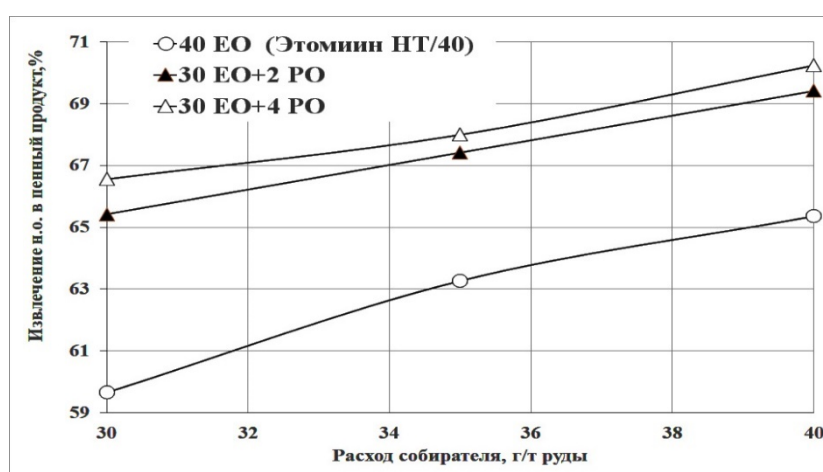


Рисунок 3 - Влияние расхода собирателя шламов на эффективность действия этоксилированных собирателей шламов различного состава

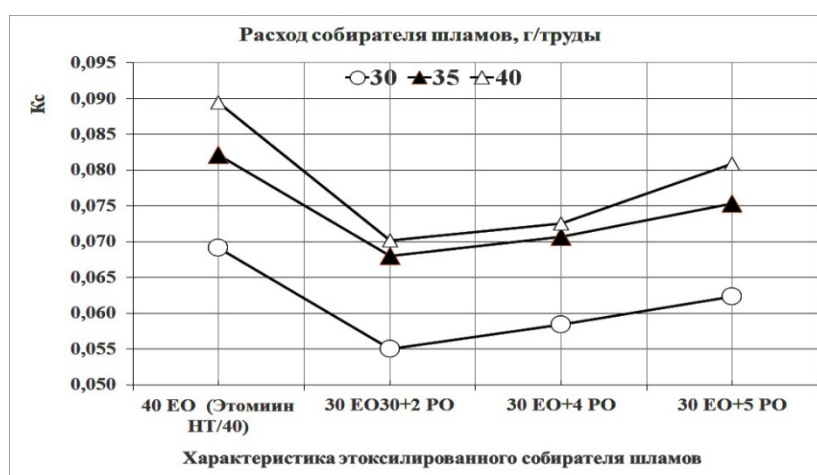


Рисунок 4 - Селективность флотации шламов этоксилированными собирателями различного состава

Селективность флотации шламов оценивалась по показателю  $K_c = \epsilon_{KCl} / \epsilon_{н.о.}$ , где  $\epsilon_{KCl}$  извлечение KCl в пенный продукт флотации шламов, %;  $\epsilon_{н.о.}$  извлечение н.о. в пенный продукт флотации шламов, %;

При введении в углеводородный радикал оксиэтилированного амина 2–4 молей окиси пропилена достигается наилучшая селективность флотации шламов.

Таким образом, сделаем следующие выводы:

1. Введение в углеводородный радикал оксиэтилированных аминов определенного количества окиси пропилена (2-4 моля) повышается флотационная эффективность действия этоксилированного собирателя и на 30 – 35 % уменьшается необходимый расход собирателя.
2. Применение модифицированного этоксилированного амина путем введения в его состав 2-4 молей окиси пропилена повышает селективность флотационного обесшламливания руды, уменьшает потери полезного компонента со шламовым продуктом.

*Список использованных источников*

1. Клемятов А.Н., Титков С.Н. Совершенствование технологии обогащения сильвинитовых руд Старобинского месторождения. Химическая промышленность, 1981, № 5, С. 291-293.
  2. Титков С.Н., Пантелеева Н.Н., Коноплев Е.В. и др. Способ флотационного обогащения руд. Патент 2278739 от 07.07. 2004
- 

## **COLLECTORS FOR FLOTATION DESLIMING OF ORES**

*Titkov S.N., Afonina E.I., Konobeevskih A.V., Aliferova S.N.*

The results of studies of the effectiveness of the action of ethoxylated amines of various compositions as collectors for flotation desliming of ores are presented. It is shown that the introduction of a certain amount of propylene oxide into the composition of the hydrocarbon radical of ethoxylated amine significantly increases the flotation activity of the collector, reduces its consumption and increases the selectivity of silicate-carbonate sludge flotation.

---

## **ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОГО БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ ПИРИТА И АРСЕНОПИРИТА**

*Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук, e-mail: ryzanceva@mail.ru

*Исследовано влияние параметров диэлектрического барьерного разряда (ДБР) на структурно-чувствительные свойства трудноразделяемых сульфидов (пирита и арсенопирита). Показана эффективность использования ДБР для повышения показателей флотационного разделения пирита и арсенопирита и исследован механизм, установленного технологического эффекта.*

В данной работе представлены данные, полученные в процессе изучения взаимосвязи параметров плазменной обработки, реализуемой в условиях диэлектрического барьерного разряда (ДБР) на структурно – химическое состояние поверхности, физико-химические (сорбционная способность) и технологические свойства (флотационная активность) пирита и арсенопирита. Исследования проведены на мономинеральных (98 – 99 %) фракциях пирита и арсенопирита (Дарасун, Красноярский край), а также пирит-арсенопиритном концентрате месторождения «Олимпиадинское».

Условия обработки ДБР: напряжение на электродах в ячейке генератора барьерного

разряда (DBD) - 20 кВ, длительность импульса - 8 мкс, длительность переднего фронта импульса ~300 нс, частота повторения импульсов - 16 кГц; длина межэлектродного промежутка ~5 мм.

В условиях воздействия низкотемпературной неравновесной плазмы (НТП) диэлектрического барьерного разряда (DBD) в воздухе, температура газа в рабочей зоне разрядной ячейки не превышала температуру диэлектрического барьера и оставалась порядка комнатной температуры в течение  $t_{\text{treat.}}=10-120$  с. При выявлении основных закономерностей изменения структурно-химических свойств поверхности пирита и арсенопирита в условиях воздействия ДБР использовались: метод адсорбции кислотно-основных индикаторов [1-3], ИК – спектроскопия (для изучения сорбционной активности минералов по отношению к бутиловому ксантогенату калия), кроме этого, проведены флотационные эксперименты.

Анализ данных (рисунок 1), полученных методом адсорбции кислотно – основных индикаторов позволил установить следующие изменения функционального состояния поверхности минералов в процессе взаимодействия с плазмой диэлектрического барьерного разряда: для пирита количество активных центров с  $pK_a = 12,8$  и  $8,8$  увеличивается в 1,5 и 1,5 – 1,8 раза соответственно (с  $8,7$  до  $12,7$   $\mu\text{моль} / \text{г}$  и с  $21,3$  до  $39,3$   $\mu\text{моль} / \text{г}$ ). Вместе с этим, число  $pK_a = -0,29$  и  $-4,4$  снижается в 1,3 (с  $41,5$  до  $32,3$   $\mu\text{моль} / \text{г}$ ) и 1,4 раза (с  $36,9$  до  $29,2$   $\mu\text{моль} / \text{г}$ ).

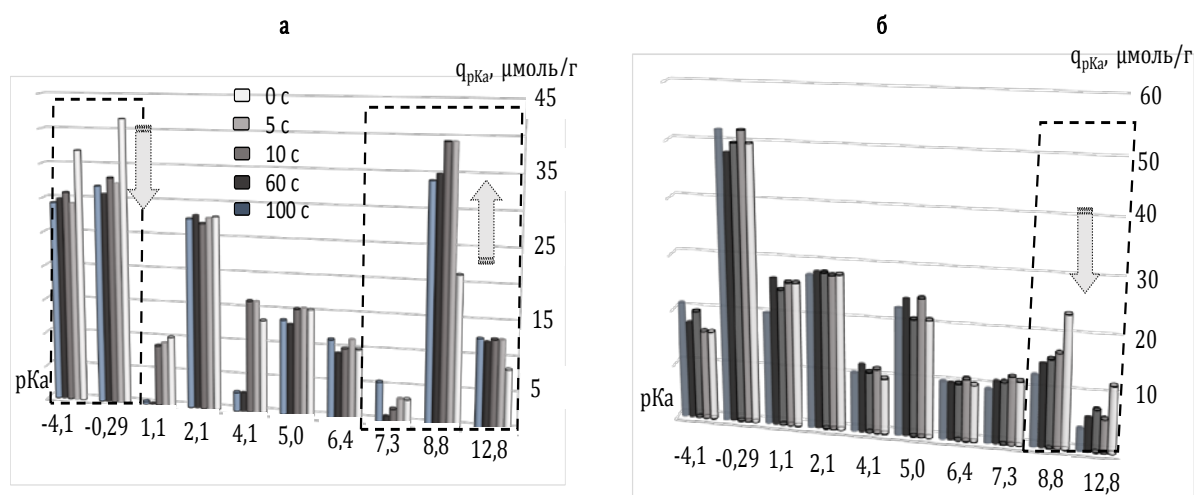


Рисунок 1 – Распределение активных центров на поверхности пирита (а) и арсенопирита (б) в зависимости от продолжительности обработки ДБР

Для арсенопирита наблюдается снижение числа активных центров с  $pK_a = 12,8$  и  $8,8$  в 1,9 – 3 (с  $12,2$  до  $6,2$   $\mu\text{моль} / \text{г}$ ) и 1,4 – 1,6 раза ( $23,8$  до  $15,9$   $\mu\text{моль} / \text{г}$ ).

Основываясь на представлении о поверхности твердого тела как совокупности кислотных и основных центрах бренstedовского и льюсовского типов и принимая в виду полученные результаты, можно полагать, что ДБР обработка пирита усиливает акцепторные свойства (на этот факт указывает рост центров с  $pK_a 12,8$  и  $8,8$ ), а, кроме того, снижает электронодонорные свойства поверхности минерала (снижение количества центров с  $pK_a = -0,29$  и  $-4,4$ ). В тоже время, акцепторные свойства арсенопирита снижаются, так как снижается число центров с  $pK_a = 12,8$  и  $8,8$ .

Таким образом, полученные результаты указывают на то, что предварительная

обработка минералов ДБР, по всей видимости, будет способствовать росту сорбционной активности пирита по отношению к электронодонорным собирателям, например, ксантогенату и снижению адсорбции БКС на поверхности арсенопирита.

Проведенные сорбционные эксперименты подтвердили это предположение и данные, полученные при адсорбции кислотно основных индикаторов, результаты сорбционных экспериментов представлены на рисунке 2.

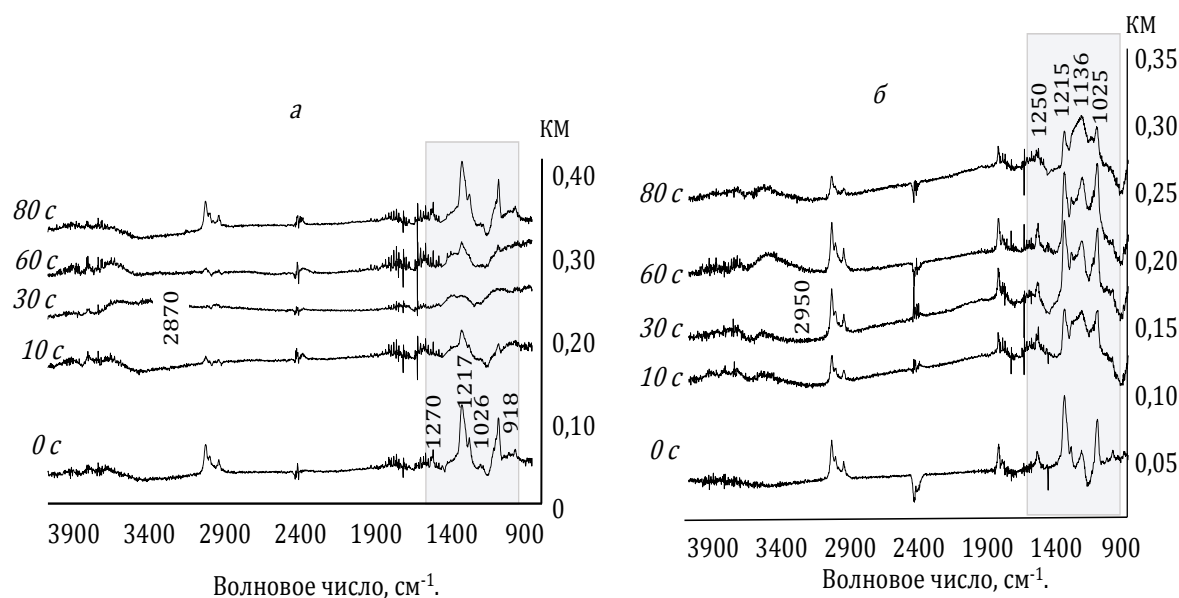


Рисунок 2 – ИК –спектры арсенопирита (а) и пирита (б) до и после обработки ДБР.

Из рисунка видно, что обработка ДБР образцов пирита при  $t_{\text{treat}} = 10 - 60$  с способствует росту адсорбции БКС на поверхности минерала, что следует из увеличения в 1,2 – 1,3 раза интегральных интенсивностей полос поглощения, описывающих как валентные колебания связи С – Н ( $2950 \text{ см}^{-1}$ ) углеводородного скелета собирателя, так и полос  $1025 \text{ см}^{-1}$ ,  $1136 \text{ см}^{-1}$ ,  $1215 \text{ см}^{-1}$  и  $1250 \text{ см}^{-1}$ , относящихся к вибрациям связей функциональной группы реагента.

Дальнейший рост времени обработки ДБР (80–120 с) обуславливает снижение сорбционной активности минерала. Противоположная тенденция описывает изменения сорбционной активности арсенопирита: площади под спектральной кривой в интервалах, соответствующих поглощению адсорбированного поверхностью минерала реагента, снижается в 1,1–1,2 раза.

Данные о влиянии ДБР на сорбцию БКС на поверхности минералов подтверждены результатами флотационных экспериментов (рисунок 3), которые показали, что в условиях мономинеральной флотации прирост извлечения пирита составляет до 27 %, а снижение извлечения арсенопирита - 10-12 %.

Обработка ДБР образцов флотационного концентрата ЗИФ №2, перерабатывающей руду месторождения «Олимпиадинское», позволяет (таблица) снизить выход мышьяка в пенный продукт флотации на 10–11 %, при этом содержание мышьяка в концентрате снижается на 0,71–0,78 %.

В условиях мономинеральной флотации прирост извлечения пирита составляет 27 %, снижении выхода арсенопирита – 10–12 %.

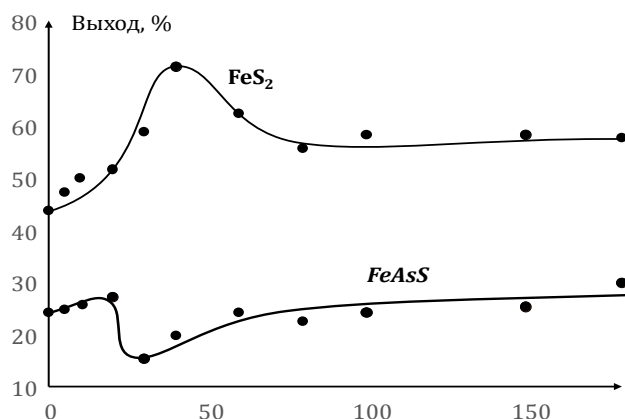


Рисунок 3 – Зависимость флотационной активности пирита и арсенопирита от времени обработки ДБР

Таблица - Влияние ДБР на показатели флотации (флотационный промпродукт ЗИФ № 2 месторождения «Олимпиадинское»)

$t_{\text{treat}}$	продукт	Вес		As	$\varepsilon_{\text{As конц.}}, \%$	$\varepsilon_{\text{As хв.}}, \%$
		г.	$\gamma, \%$	$\beta, \%$		
0	Конц.	27,57	55,17	4,62	50,70	49,30
	Хв.	22,40	44,83	5,33		
	Итого	49,97	100	4,72	100	
40 с	Конц.	22,65	46,60	3,86	39,94	60,05
	Хв.	25,95	53,39	5,07		
	Итого	48,60	100	4,51	100	
40 с	Конц.	22,78	48,05	3,91	39,41	60,58
	Хв.	27,22	51,95	5,61		
	Итого	48,29	100	4,78	100	

Предварительная обработка ДБР образцов флотационного концентрата ЗИФ №2 (месторождение Олимпиадинское) позволило снизить выход мышьяка в пенный продукт флотации на 10–11 %, при снижении содержание мышьяка на 0,71–0,78 %.

*Список использованных источников*

1. Нечипоренко А.П., Буренина Т.А., Кольцов С.И. Индикаторный метод исследования поверхностной кислотности твердых веществ // Журнал общей химии. 1985. Т. 55. № 9.
2. Нечипоренко А. П. Дорно – акцепторные свойства поверхности твердых окислов и халькогенидов: Дисс. ... д-ра химических наук. — СПб, 1995. — 508 с.
3. Рязанцева М.В., Бунин И.Ж. Модифицирование кислотно – основных свойств поверхности кальцита, флюорита и шеелита в процессе электромагнитной импульсной обработки // ФТПРПИ. – 2015. – №5.

**USE OF DIELECTRIC BARRIER DISCHARGE TO IMPROVE THE EFFICIENCY OF FLOTATION SEPARATION OF PYRITE AND ARSENOPYRITE**

*Chanturiya V.A., Bunin I.Zh., Ryazantseva M.V.*

The effect of dielectric barrier discharge (DBD) parameters on the depending on the surface structure properties of pyrite and arsenopyrite was studied. The efficiency of the DBD usage for the improvement of the flotation separation of pyrite from arsenopyrite was shown, and the mechanism of the established technological effect was investigated.

## **ИССЛЕДОВАНИЕ СОЧЕТАНИЙ РЕАГЕНТОВ СОБИРАТЕЛЕЙ В КОЛЛЕКТИВНОМ ЦИКЛЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ ФЛОТАЦИИ**

*Бурдакова Е.А.<sup>1,2</sup>, Брагин В.И.<sup>1,2</sup>, Усманова Н.Ф.<sup>2,1</sup>, Кинякин А.И.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> ФГАОУ ВО Сибирский федеральный университет, г. Красноярск, Российская Федерация;

<sup>2</sup> Институт химии и химической технологии СО РАН - обособленное подразделение ФИЦ КНЦ  
СО РАН, г. Красноярск, Российская Федерация, e-mail: usman@icct.ru

*Представлены результаты исследований по применению комбинаций бутилового ксантогена калия с дополнительными реагентами-коллекторами в коллективном цикле флотации медно-никелевых руд.*

При обогащении комплексных сульфидсодержащих руд комбинированные составы реагентов-собирателей в цикле коллективной флотации играют важную роль. Собиратели должны обеспечить максимально возможное извлечение в концентрат ценных минералов с разной флотационной активностью и крупностью вкрапленности. Для флотации медно-никелевых руд в качестве основного реагента собирателя применяют бутиловый ксантогенат калия. Дополнительно, для усиления собирательных свойств ксантогената, в зависимости от исходного вещественного состава обогащаемых руд, в реагентную смесь добавляют дитиофосфаты, дитиокарбоматы [1-3], синтезированные алкилгидроксамовые кислоты [4].

Исходным питанием Талнахской обогатительной фабрики служит комбинированная шихта из богатых, медистых и вкрапленных медно-никелевых руд Талнахского рудного узла. Переработка руды осуществляется по коллективно-селективной флотационной схеме с получением медного, никель-пирротинового концентратов, малоникелистого пирротинового продукта и отвальных хвостов обогащения. В операции коллективной флотации из реагентов применяется сочетание бутилового ксантогената (Кх.бут.) и натриево-бутилового аэрофлота (НБА) при расходах 85 и 45 г/т соответственно.

Для повышения технологических показателей в коллективном цикле флотации медно-никелевых руд в качестве дополнительных реагентов собирателей к бутиловому ксантогенату калия были исследованы следующие реагенты: Z-200 (Dow Chemical Company), БТФ-152 (компания «Квадрат плюс», г. Тольятти), реагент «Супер» производства «Химпром» (г. Новочебоксарск).

Лабораторные тесты проведены на шихте медно-никелевой руды при крупности питания коллективной флотации 58-60 % класса минус 0,044 мм. Содержание твердого в питании флотации в пределах 30 %. Для сравнения, в лабораторных условиях был проведен тест на фабричном реагентном режиме – бутиловый ксантогенат калия 85 г/т, дополнительный собиратель НБА – 45 г/т. В дальнейшем варьировались комбинаций основного реагента собирателя и дополнительного в сочетаниях 1:1; 2:1, 3:1.

Результаты химического анализа продуктов обогащения показали, что все комбинации сочетаний реагентов собирателей позволяют получать извлечение меди в «богатую головку» от 95,53 % до 98,03 %, никеля от 92,47 % до 95,10 % (таблица).

Минимальные потери меди 0,72 % никеля – 2,37 % с хвостами коллективной флотации получены в случае применения смеси собирателей Кх+«Супер» в соотношении 2:1. Немного выше потери Cu – 0,74 %, при добавлении во флотационную пульпу композиции собирателей Кх+Z-200 (2:1) а потери Ni в этом случае ниже – 2,15 %, в

сравнении с предыдущим опытом.

Таблица - Результаты применения сочетаний собирателей в коллективной флотации

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия по опыту
		Ni	Cu	Ni	Cu	
"богатая головка"	46,18	3,02	6,81	94,44	97,61	Kx+Z -200 (1:1)
промпродукт	11,30	0,43	0,47	3,28	1,64	
хвосты	42,51	0,08	0,06	2,28	0,76	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,48</i>	<i>3,22</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	49,07	2,99	6,70	95,10	98,03	Kx+Z -200 (2:1)
промпродукт	11,31	0,38	0,36	2,75	1,22	
хвосты	39,63	0,08	0,06	2,15	0,74	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,54</i>	<i>3,35</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	47,41	3,01	6,18	94,84	97,18	Kx+Z -200 (3:1)
промпродукт	11,95	0,37	0,44	2,98	1,75	
хвосты	40,64	0,08	0,08	2,18	1,07	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,50</i>	<i>3,02</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	47,73	3,09	5,68	94,62	97,28	Kx+ "Супер"(1:1)
промпродукт	11,22	0,41	0,44	2,96	1,79	
хвосты	41,05	0,09	0,06	2,42	0,93	
<i>исходная</i>	<i>100,00</i>	<i>1,56</i>	<i>2,78</i>	<i>100,00</i>	<i>100,00</i>	
"богатая головка"	46,96	3,17	7,11	94,29	97,65	Kx+"Супер" (2:1)
промпродукт	13,37	0,39	0,42	3,34	1,63	
хвосты	39,67	0,09	0,06	2,37	0,72	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,58</i>	<i>3,42</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	46,93	2,84	6,74	93,66	96,85	Kx+"Супер" (3:1)
промпродукт	11,61	0,44	0,57	3,58	2,03	
хвосты	41,46	0,09	0,09	2,76	1,11	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,42</i>	<i>3,27</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	48,65	2,90	6,69	94,03	97,07	Kx+ БТФ-152(1:1)
промпродукт	11,73	0,40	0,54	3,15	1,89	
хвосты	39,63	0,11	0,09	2,82	1,04	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,50</i>	<i>3,35</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	45,03	3,14	6,63	92,78	95,53	Kx+БТФ-152 (2:1)
промпродукт	13,76	0,42	0,69	3,76	3,02	
хвосты	41,21	0,13	0,11	3,46	1,46	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,52</i>	<i>3,13</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	45,16	3,01	7,36	92,47	96,42	Kx+БТФ-152 (3:1)
промпродукт	13,83	0,43	0,59	4,01	2,36	
хвосты	41,02	0,13	0,10	3,52	1,23	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,47</i>	<i>3,44</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	
"богатая головка"	45,34	3,06	6,53	94,04	97,57	Kx+НБА (2:1) Фабричный режим
промпродукт	7,90	0,49	0,53	2,61	1,38	
хвосты	46,76	0,11	0,07	3,34	1,05	
<i>исходная</i>	<i>100</i>	<i>1,47</i>	<i>3,03</i>	<i>100</i>	<i>100</i>	

Минимальный выход «богатой головки» – 45,03 % получен в случае применения Kx+БТФ-152 (2:1), извлечение меди в этом случае достигло 97,07 %, никеля – 94,03 %. В случае применения аналогичного соотношения с реагентом «Супер» извлечение в богатый продукт по меди выше на 2,12 %, по никелю на 1,51 %, но выход при этом выше на 1,93 %.

Для сравнения, на фабричном реагентном режиме, при прочих равных условиях проведения лабораторных тестов, потери меди с хвостами коллективной флотации составили 1,05 %, никеля – 3,34 %.

В случае получения таких близких показателей ориентироваться только на результаты химического анализа продуктов обогащения сложно. Проведенный детальный минералогический анализ «богатой головки» коллективной флотации показал, что при добавлении реагента «Супер» в соотношении 2:1 увеличивается доля свободных частиц халькопирита (51,42 %), в сравнении с реагентами БТФ-152 (48,44 %) и Z-200 (48,85 %), при тех же соотношениях с ксантогенатом. Наряду с халькопиритом, при добавлении реагента «Супер» в коллективном концентрате растет доля свободных частиц пентландита (29,74 %), в сравнении с реагентами Z-200 (24,47 %) и БТФ-152 (24,81 %). В то же время, введение реагента Z-200 в реагентную смесь, в сравнении с реагентами «Супер» и БТФ-152, увеличивает долю бинарных сростков халькопирита с пирротинном и пентландитом.

Повышенное содержание свободных частиц пирротина в коллективном концентрате, по данным минералогического анализа, присутствует при применении в реагентном режиме БТФ-152 (57,31 %), в соотношении 2:1; меньше при введении реагента «Супер» (54,14 %), минимальное Z-200 – 53,31 %. Это же сочетание ксантогената и БТФ-152 увеличивает долю сростков пирротина с пентландитом и минералами пустой породы в коллективном концентрате в сравнении с реагентами «Супер» и Z-200. При этом большая часть сростков пирротина с пентландитом находится в шламовой крупности в тесном срастании друг с другом, что затрудняет дальнейшую селекцию этих минералов.

Таким образом, по результатам исследований комбинаций реагентов собирателей в коллективной флотации шихты медно-никелевых руд установлено, что реагент марки «Супер» является селективно действующим реагентом на свободные частицы сульфида меди и сульфида никеля, что дает повышенное содержание Cu и Ni в концентраты коллективной флотации. Сочетание ксантогената с реагентом Z-200 позволяет дополнительно извлекать сростки халькопирита с пентландитом и пирротинном.

Окончательное решение по применению того или иного сочетания реагентов собирателей принимается на основании технико-экономических сравнений технологических показателей и финансовых затрат для достижения определенных целей.

#### *Список использованных источников*

1. Kloppers L., Maree W., Oyekola O., Hangone G. Froth flotation of a Merensky Reef platinum bearing ore using mixtures of SIBX with a dithiophosphate and a dithiocarbamate // Minerals Engineering 87 (2016). – P. 54–58.
  2. Westhein Maree, Lourens Kloppers, Gregory Hangone, Oluwaseun Oyekola The effects of mixtures of potassium amyl xanthate (PAX) and isopropyl ethyl thionocarbamate (IPETC) collectors on grade and recovery in the froth flotation of a nickel sulfide ore // South African Journal of Chemical Engineering 24 (2017). – P. 116-121.
  3. Чантурия В.А., Лавриненко А.А., Саркисова Л.М. и др. Действие сульфгидрильных фосфорсодержащих собирателей при флотации платинометального медно-никелевого минерального сырья // ФТПРПИ, 2015, №5. – С.132-139
  4. Natarajan R., Nirdosh I. Effect of molecular structure on the kinetics of fl otation of a Canadian nickel ore by N-arylhydroxamic acids // Intrenational Journal of Mineral Processing 93 (2009). P. 284–288.
-



## STUDY OF COMBINATIONS OF COLLECTORS IN THE COLLECTIVE CYCLE OF COPPER-NICKEL FLOTATION

*Burdakova E.A., Bragin V.I., Usmanova N.F., Kinyakin A.I.*

The results of studies on the use of combinations of butyl potassium xanthogen with additional reagents collectors in the collective cycle of copper-nickel ore flotation are presented.

---

## ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ ОБЪЁМА ЧЕРНОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ НА ОСНОВЕ ДАННЫХ ФРАКЦИОННОГО И МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО АНАЛИЗОВ

*Тимофеев А.С.<sup>1</sup>, Двойченкова Г.П.<sup>1,2</sup>, Никитина Ю.Н.<sup>3</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: timofeev\_ac@mail.ru

<sup>2</sup> Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова» в г. Мирном, Российская Федерация

<sup>3</sup> Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация

*Результатами фракционного и минералогического анализов алмазосодержащих продуктов обоснована магнитная сепарация черного концентрата тяжелосредной сепарации в качестве наиболее эффективного метода сокращения его объема перед процессами доводки за счет удаления до 95%, магнетита, сидерита и их минеральных ассоциаций.*

Кимберлитовый материал, поступающий технологическую схему обогатительной фабрики №15 (ОФ №15), характеризуется высоким содержанием песковых фракций с различными минеральными, физико-химическими и физико-механическими свойствами. Данный факт обуславливает достаточно нестабильный выход черного концентрата ТСС, поступающего в схему доводки обогатительной фабрики №16 (ОФ №16), что приводит в отдельные периоды к перегрузке и снижению пропускной способности оборудования и процессов, задействованных в транспортировке концентрата ТСС ОФ №15, а также является ограничивающим фактором в целом при обработке исходного сырья.

Таким образом задача по обоснованию метода сокращения выхода черного концентрата ТСС в условиях ОФ №15 является достаточно актуальной для повышения эффективности переработки алмазосодержащего сырья в схемах ОФ №15 и ОФ №16.

На первом этапе выполнения исследований выполнена магнитная сепарация кимберлитового материала выделенных классов крупности (-6+3 мм и -3+1 мм) из проб концентрата ТСС.

Полученные на данном этапе экспериментов продукты магнитной сепарации (магнитные и немагнитные фракции) исходной пробы были исследованы на минеральный состав по соответствующей методике с использованием волнового рентгенофлуоресцентного спектрометра ARL 9900 WS Основные содержания магнитных и немагнитных минералов в концентрате ТСС, рассчитанные по результатам минерального анализа продуктов магнитной сепарации исследуемых проб крупностью -6+1 мм, представлены в таблице.

Из представленных в таблице данных видно, что проба характеризуется очень высоким содержанием сидерита (82,22%) в присутствии магнетита (0,01%) и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами. Основные немагнитные минералы представлены кварцем (12,5%) и пиритом (0,61%).

*Таблица - Содержание основных минералов в исследованных пробах*

Плотность минерала, г/см <sup>3</sup>	2,6-2,65	2,71	2,76	2,84	3,96	5	5,0-5,2
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
-3+1 мм	11,99	0,09	0,05	0,09	85,06	0,31	0,003
-6+1 мм	12,50	0,10	1,46	0,15	82,22	0,61	0,01

Таким образом с учетом минерального состава и магнитного анализа исследуемых проб для сокращения объема концентрата ТСС в схеме ОФ №15 рекомендовано применение магнитной сепарации для выделения слабомагнитного минерала сидерита в сильном магнитном поле (10000-14000 Э) с предварительным удалением магнетита в слабом магнитном поле (1100-3500 Э).

Для подтверждения вышеприведенных результатов на втором этапе исследований выполнен фракционный анализ двух отобранных из него безалмазных проб по плотностям: 2,6; 2,8; 2,9; 3,0; 3,2; 3,4; 3,5; 3,6 г/см<sup>3</sup>. Для разделения кимберлитового материала на фракции по плотностям 2,6; 2,8; 2,9; 3,0 г/см<sup>3</sup>, использована тяжелая жидкость ГПС-В (рисунок а). Разделение кимберлитового материала на фракции по плотностям 3,2; 3,4; 3,5; 3,6 г/см<sup>3</sup> выполнено на магнитожидкостном сепараторе СМЖ-ПМ-3 (рисунок б).



а



б

*Рисунок - Внешний вид приборов для фракционного анализа с использованием тяжелой жидкости ГПС-В (а) и магнитожидкостного сепаратора СМЖ-ПМ-3 (б)*

Анализом данных фракционного анализа исследуемых проб концентрата ТСС ОФ №15 подтверждены результаты, полученные при магнитной сепарации аналогичных образцов о высоких содержаниях сидерита. На основании полученных данных фракционного анализа исследуемой пробы и с учетом результатов минерального анализа продуктов их магнитной сепарации в качестве операции для сокращения объема концентрата ТСС ОФ №15 перед процессами его доводки в схеме ОФ №16 предложена мокрая магнитная сепарация в сильном магнитном поле напряженностью до 14000 Э

(удаление сидерита) с предварительной магнитной сепарацией в слабом магнитном поле до 3500 Э (выделение магнетита), что позволит сократить концентрат ТСС ОФ №15 крупностью -6+1 мм за счет удаления сидерита до 95,76 %.

Схемы магнитной сепарации, рекомендованы к применению в технологии ОФ №15 для сокращения объема концентрата ТСС в условиях переработки рудного материала аналогичного состава.

---

**EXPERIMENTAL SUBSTANTIATION OF THE POSSIBILITY OF REDUCING THE VOLUME OF ROUGH CONCENTRATES OF DENSE MEDIUM SEPARATION OF DIAMOND-CONTAINING RAW MATERIALS BASED ON THE DATA OF FRACTIONAL AND MINERALOGICAL ANALYZES**

*Timofeev A.S.<sup>1</sup>, Dvoychenkova G.P.<sup>1,3</sup>, Nikitina Yu.N.<sup>2</sup>*

The results of fractional and mineralogical analyzes of diamond-bearing products substantiate the magnetic separation of the rough concentrate of heavy-medium separation as the most effective method for reducing its volume before finishing processes by removing up to 95% of magnetite, siderite and their mineral associations.

---

**К МЕХАНИЗМУ ДЕЙСТВИЯ СОБИРАТЕЛЕЙ РАЗНОЙ ИОНОГЕННОСТИ ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ РАЗДЕЛЕНИИ СУЛЬФИДОВ В КОНТРОЛИРУЕМЫХ ОКИСЛИТЕЛЬНО-ВОССТАНОВИТЕЛЬНЫХ УСЛОВИЯХ\***

*Игнаткина В.А., Каюмов А.А., Ергешева Н.Д.*

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: woda@mail.ru

*Представлены результаты исследований влияния состава сульфидов, природной гидрофобности на их флотирруемость при разных окислительно-восстановительных условиях флотации. Важно учитывать при комплексном извлечении ценных сульфидных и благородных металлов.*

Повышение контрастности флотационных свойств разделяемых минералов остается актуальной проблемой. Сульфиды могут быть успешно отделены от породных минералов с использованием сульфгидрильных собирателей. Вместе с тем разделение сульфидов между качественными товарными концентратами остается технологически сложной задачей. Одним из способов повышения контрастности технологических свойств разделяемых сульфидов является использование сочетаний сульфгидрильных собирателей. В 50-х годах прошлого столетия Плаксиным И.Н. и сотрудниками показано, что при совместном применении сочетания собирателей возрастает скорость образования адсорбционного слоя собирателя, вследствие неоднородности минеральной поверхности и наличия на ней сорбционных центров с различной активностью по отношению к различным собирателям, что сопровождается ростом кинетики флотации.

Выполненные исследования сочетаний ионогенных и неионогенных сульфгидрильных собирателей для селективной флотации халькопирита, теннантита, сфалерита, галенита из минеральных ассоциаций с сульфидами железа, на примере

---

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 22-27-00102, <https://rscf.ru/project/22-27-00102/>

сочетания диизобутилового дитиофосфата (ДТФ) и тионокарбаматов (ИТК и Z 200) продемонстрировало наличие определенного соотношения между компонентами, которое способствует повышению флотоактивности сульфидов цветных тяжелых металлов при снижении флотоактивности сульфидов железа (рисунок 1).

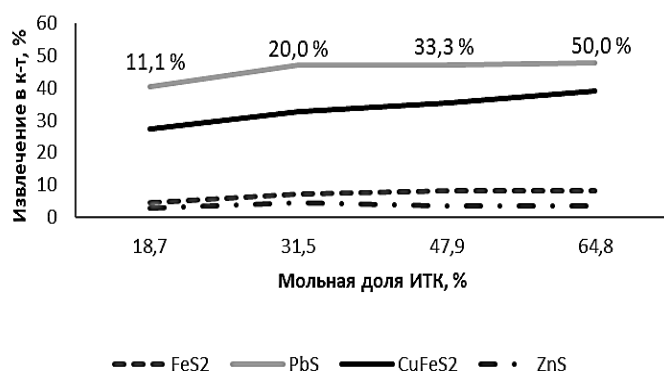


Рисунок 1 - Зависимость извлечения сульфидов от соотношения диизобутилового ДТФ и ИТК в смеси

Повышение контрастности флотации зависит от состояния поверхности разделяемых минералов, которое в свою очередь определяется рН и ОВП. Вещественный состав руды изменяет флотационное поведение сульфидных минералов.

На рисунке 2 а приведено извлечение бутиловым ксантогенатом (20 мг/л) индивидуальных мономинеральных фракций, а на рисунке 2 б – извлечение бутиловым ксантогенатом мономинеральных фракций сфалерита (1 и 1') и сфалерита (2 и 2'), измельченного совместно с халькозином и кварцем, приводящее к изменению флотационного поведения сфалерита.

Присутствие вторичных сульфидов меди и изменяет флотоактивность сфалерита от рН. При разработке реагентных режимов необходимо учитывать влияние ионно-молекулярного состава жидкой фазы на результаты флотации; состав жидкой фазы. В свою очередь интенсивность окислительных процессов зависит от рН среды.

Флотоактивность трудноокисляемых природно гидрофобных минералов зависит от состояния поверхности и условий флотации. Известно, что свежеизмельченный молибденит не флотируется ионогенными сульфгидрильными собирателями, а «лежалый» молибденит может быть сфлотирован ионогенными сульфгидрильными собирателями (рисунок 3).

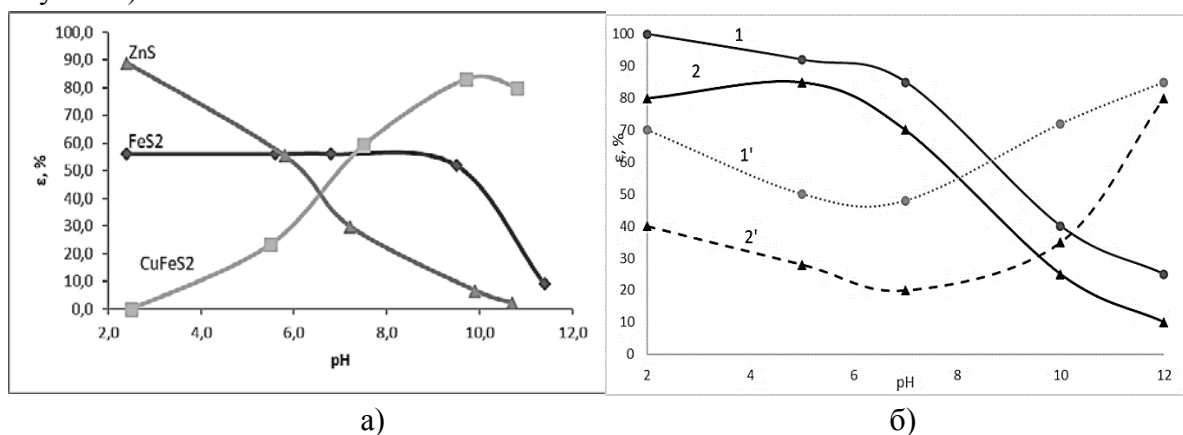


Рисунок 2 - Зависимость извлечения сульфидов от рН (а) и сфалерита (б) с содержанием железа менее 5 % (1, 1') и с содержанием железа 20 % (2 и 2'), мономинеральная фракция ZnS (1,2) и ZnS (1', 2') измельченный с халькозином и кварцем (пенная флотация, фракция -74+44 мкм, регуляторы рН HCl и NaOH)

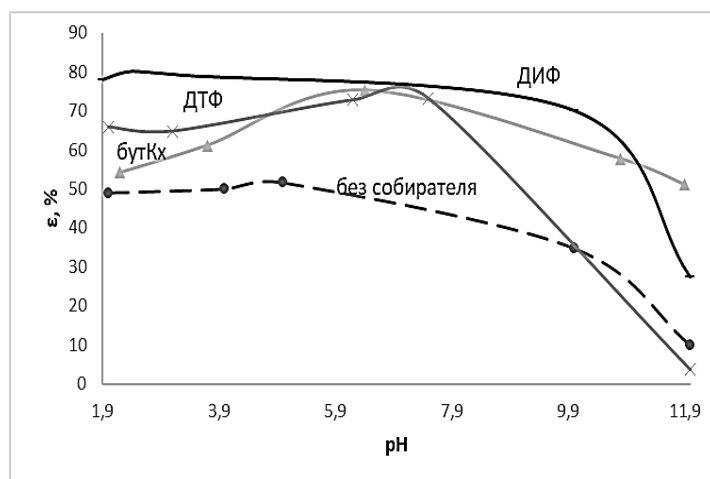


Рисунок 3 - Флотуемость «лежалого» молибденита ионогенными сульфгидрильными собирателями (беспенная флотация; фракция -41+10 мкм; концентрация собирателя  $10^{-4}$  моль/л; HCl NaOH для создания исходной pH)

Создание окислительных ( $H_2O_2$ ) и восстановительных условий ( $Na_2S_2O_3$ ) снижает флотуемость ДИФ (Aerofine 3418A), практически не влияя на флотуемость  $MoS_2$  бутиловым ксантогенатом.

Подтверждается, что состав сульфидов, в первую очередь, состояние поверхности, условия проведения опытов влияют на флотоактивность сульфидов, в том числе природно гидрофобных.

Для извлечения всех целевых минералов из руды при выборе сульфгидрильного собирателя в реагентном режиме флотации необходимо учитывать «устойчивость» действия собирателя в изменяющихся окислительно-восстановительных условиях.

## ON THE MECHANISM OF ACTION OF NON-IONIC AND IONIC COLLECTORS BY THE FLOTATION SEPARATION OF SULFIDES UNDER CONTROLLED REDOX CONDITIONS

*Ignatkina V.A., Kayumov A.A., Ergesheva N.D.*

The results of studies of the influence of the composition of sulfides, natural hydrophobicity on their floatability under different redox conditions of flotation are presented. It is important for the complex recovery of valuable sulfide and noble metals.

## СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ДЛЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕТОДОМ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ НА ФАБРИКАХ АК «АЛРОСА» (ПАО)

*Бабушкина А.Л.<sup>1</sup>, Коваленко Е.Г.<sup>1</sup>, Чуть-Ды В.А.<sup>1</sup>, Баландина Т.Ю.<sup>1</sup>, Шишлов О.Ф.<sup>2</sup>, Дождиков С.А.<sup>2</sup>, Трошин Д.П.<sup>2</sup>, Ивченко Д.Г.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> Научно-исследовательский и проектный институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), Мирный, Российская Федерация, e-mail: BabushkinaAL@alrosa.ru

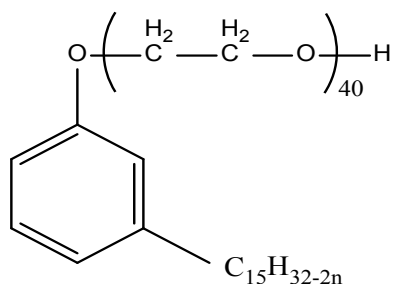
<sup>2</sup> ПАО «Уралхимпласт», Нижний Тагил, Российская Федерация

Представлены результаты лабораторных и опытно-промышленных испытаний реагента «Флотореагент КЭ-40» в качестве вспенивателя для обогащения алмазосодержащих руд методом пенной сепарации на фабриках АК «АЛРОСА».

В настоящее время серьезное внимание мировой общественности уделяется экологическим аспектам промышленного производства. Значительный вклад негативного воздействия на окружающую среду вносит горнодобывающая промышленность. Поэтому одной из важных задач является задача поиска и применения в производстве экологически безопасных технологий и химических реагентов при обработке и обогащении кимберлитовых руд. Кроме того, второй не менее важной задачей является снижение эксплуатационных затрат при добыче и переработке полезных ископаемых.

Наиболее перспективным направлением решения данных задач при флотационном обогащении является разработка и применение экологичных, эффективных флотационных реагентов с небольшими расходами. Реагентом, удовлетворяющим требуемым критериям, является вспениватель «Флотореагент КЭ-40» производства ПАО «Уралхимпласт», протестированный в качестве реагента-вспенивателя в процессе пенной сепарации при извлечении ценного компонента из кимберлитового сырья на обогатительной фабрике №3 АК «АЛРОСА» (ПАО). Вспениватель «Флотореагент КЭ-40» представляет собой оксиэтилированный карданол со степенью оксиэтилирования 40.

Структурная формула флотореагента КЭ-40 представлена на рисунке 1.



*Рисунок 1 - Структурная формула флотореагента КЭ-40: n=0,1,2,3*

В соответствии с принципами так называемой «Зеленой химии», вспениватель «Флотореагент КЭ-40» получают, используя природный возобновляемый непищевой источник сырья – карданол, который является смесью нескольких алкилпроизводных фенола: 3-н-пентадецилфенол, 3-н-пентадека-8-енилфенол, 3-н-пентадека-8,11-диенилфенол и 3-н-пентадека-8,11,14-триенилфенол. Получают карданол из анакардиновой кислоты (основного компонента жидкости скорлупы орехов кешью) путем термической обработки (декарбоксилирования) с последующей вакуумной перегонкой при температуре более 200 °С. Потенциальный негативный эффект влияния на окружающую среду вспенивателя «Флотореагент КЭ-40» был протестирован во ФГБНУ «ВНИРО» посредством определения экспериментальным методом острой токсичности вещества для водной среды по методикам ГОСТ Р 54496-2011 (ИСО 8692:2004) и ГОСТ 56236-2014 (ИСО 6341:2012) в 2017г.

По результатам испытаний установлено, что вспениватель «Флотореагент КЭ-40» не представляет опасности для окружающей среды (Протокол №БТ 024-17 от 05.10.2017). Испытания на эффективность реагента «Флотореагент КЭ-40» в качестве вспенивателя для процесса обогащения методом пенной сепарации для кимберлитового сырья проводились в два этапа:

1. Лабораторные исследования по определению вспенивающих и флотационных свойств в лаборатории института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО).

2. Опытные-промышленные испытания на обогатительной фабрике №3 АК «АЛРОСА» (ПАО).

*Этап 1 – Лабораторные исследования.*

Оценка вспенивающих и флотационных свойств нового реагента-вспенивателя «Флотореагент КЭ-40» проводилась по результатам серии опытов при постоянных расходах реагентов-собирателей, также применяемых в технологии.

Схема проведения лабораторных исследований представлена на рисунке 2.



Рисунок 2 - Схема проведения лабораторных исследований

Исследования выполнялись на лабораторном пенном сепараторе ЛФМ-0,1 с применением черновых (т.е. непрошедших технологическую очистку) алмазов с разными флотационными свойствами крупностью -1,6+1,2 мм из двух различных месторождений и безалмазного материала крупностью -1,6+0,5 мм этих же месторождений.

Опыты на черновых алмазах с высокими флотационными свойствами проводились в два этапа. Результаты опытов представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты лабораторных испытаний после 1 этапа

№ опыта	Собиратель, г/т	Аэрофлот, г/т	Извлечение, %
Нулевой опыт	900	10	90
Базовый вспениватель	900	10	95
КЭ-40	900	10	97,5

Полученные показатели извлечения обоснованы отличными флотационными свойствами алмазов. Поэтому, для подтверждения результатов было принято решение провести серию аналогичных опытов с черновыми алмазами с низкими флотационными свойствами. Результаты лабораторных испытаний представлены в таблице 2.

Результаты исследований нового реагента с использованием алмазов с высокими флотационными свойствами в лабораторных условиях позволили достигнуть повышения извлечения на 5,5-8,3 % относительно извлечения, полученного с применением базового реагента (95-97,5 % против 90 %).

*Таблица 2 - Результаты лабораторных испытаний после 2 этапа*

№ опыта	Собиратель, г/т	Аэрофлот, г/т	Извлечение, %
Нулевой опыт	900	10	23,5
Базовый вспениватель	900	10	34,0
КЭ-40	900	10	67,5

Результаты исследований нового реагента с использованием алмазов, обладающих пониженной флотируемостью показали еще больший прирост извлечения.

На основании полученных результатов лабораторных испытаний было рекомендовано провести опытно-промышленные испытания с применением нового реагента-вспенивателя «Флотореагент КЭ-40» на переделе пенной сепарации обогатительной фабрики №3 на различных типах обрабатываемого сырья (кимберлитовая руда и алмазосодержащие пески).

*Этап 2 – Опытно-промышленные испытания.*

Сравнительные опытно-промышленные испытания нового вспенивателя «Флотореагент КЭ-40» и базового, применяемого в АК «АЛРОСА» (ПАО) были проведены в период март-октябрь 2020 года на обогатительной фабрике №3 на сырье рудника «Интернациональный» и песках прииска «Водораздельные галечники». Концентрация нового пенообразователя была подобрана опытным путем и составила 0,1%.

Результаты сравнительных опытно-промышленных испытаний показали хорошие вспенивающие свойства нового реагента и рост извлечения алмазов при его применении. Так, при использовании «Флотореагент КЭ-40» на рудном сырье получено 100 % извлечение алмазов и 97,4 % на россыпном сырье, а при использовании базового реагента извлечения составляют 99,9 % и 97,2 % на рудном и россыпном сырье соответственно.

Анализ результатов опытно-промышленных испытаний применения нового реагента пенообразователя при обработке двух типов сырья показал, что новый реагент-вспениватель «Флотореагент КЭ-40» по показателю извлечения ценного компонента в концентрат не уступает применяемому базовому реагенту – результаты сопоставимы, однако расход нового реагента значительно ниже.

При одинаковой дозировке указанных реагентов, расход пенообразователя «Флотореагент КЭ-40» (0,1 %) с учетом его значительно низкой концентрации, составил примерно 1,3-1,5 мл/ч против 1500 мл/ч расхода базового реагента-пенообразователя.

Сокращение дозировки реагента-вспенивателя позволяет снизить эксплуатационные затраты, а учитывая его экологическую безопасность, исключить риск негативного воздействия на окружающую среду.

---

## **IMPROVEMENT OF THE REAGENT MODE FOR DIAMOND-CONTAINING ORES DURING FOAM SEPARATION AT THE FACTORIES OF PJSC «ALROSA»**

*Babushkina A.L., Kovalenko E.G., Chut-Dy V.A., Balandina T.U., Shishlov O.F.,  
Dozhnikov S.A., Troshin D.P., Ivchenko D.G.*

The results of laboratory tests and experimental-industrial trials of a reagent «Flotoreagent KE-40», used as a foaming agent for beneficiation of diamond-containing ores by foam separation at the factories of PJSC Alrosa are presented.

---



## ГАЗОДИНАМИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ЗЕРНИСТЫХ МАТЕРИАЛОВ ЛАМИНАРНЫМ ПОТОКОМ РАЗРЕЖЕННОГО ГАЗА

Тюкин А.П.

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: [TukinAP@yandex.ru](mailto:TukinAP@yandex.ru)

*Ранее автором была разработана и проверена на практике математическая модель газодинамической сепарации зернистых материалов ламинарным потоком газа при атмосферном статическом давлении. Данная модель описывала только процесс разгона частицы в разгонном канале. Разработанная автором усовершенствованная физико-математическая модель позволяет рассчитывать процесс при различном статическом давлении рабочей среды, а также описывает процессы выхода частицы из разгонного канала, движения в плоской турбулентной струе с началом падения и свободное падение по баллистической траектории сквозь среду. Физико-математическая модель позволяет рассчитывать горизонтальную координату падения реальных сферических частиц с погрешностью не более 14 отн. % при различных параметрах, в том числе различном статическом давлении среды.*

Ранее автором был исследован процесс газодинамической сепарации зернистых материалов, который характеризовался следующими особенностями:

- свободный режим движения частиц в газовом потоке;
- ламинарный режим течения газа в разгонном канале.

Эффективность процесса базировались на том, что условно «легкие» частицы с высоким коэффициентом сопротивления, т.е. обладающие меньшими плотностью, диаметром и коэффициентом сферичности, приобретали большую скорость по сравнению с условно «тяжелыми» частицами обтекаемой формы.

Разработанная автором математическая модель процесса позволяла, зная характеристики потока газа и характеристики частиц, рассчитывать их скорость в момент выхода из разгонного канала. Дальнейшее движение частиц по баллистическим траекториям до момента улавливания рассчитывалось по уравнениям равноускоренного движения.

Вместе с тем при работе с тонкими классами, эмпирически, –100 мкм, достоверность расчетных результатов существенно снижалась. Это связано с тем, что базовая математическая модель не учитывала следующие стадии процесса:

1. Движение частицы в струе газа сразу после вылета из разгонного канала.
2. Выход частицы из струи газа.
3. Движение частицы сквозь среду и падение.

Задача математического моделирования движения частицы после выхода из разгонного канала сводится к двум составляющим:

- расчет вектора скорости газа в каждой точке пространства после выхода из разгонного канала;
- итерационный расчет вектора скорости частицы по прохождении каждого интервала горизонтальной проекции расстояния.

Для расчета линейной скорости газа в любой точке струи и окружающего пространства было решено использовать модель плоской турбулентной струи в дальнем поле. В рамках уравнений пограничного слоя давление постоянно по всей области течения. Уравнения Прандтля пограничного слоя в данном случае будут иметь вид:

$$\begin{cases} u \frac{\partial u}{\partial x} + v \frac{\partial u}{\partial y} = \frac{A}{\rho} \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} \\ \frac{\partial u}{\partial x} + \frac{\partial v}{\partial y} = 0 \end{cases},$$

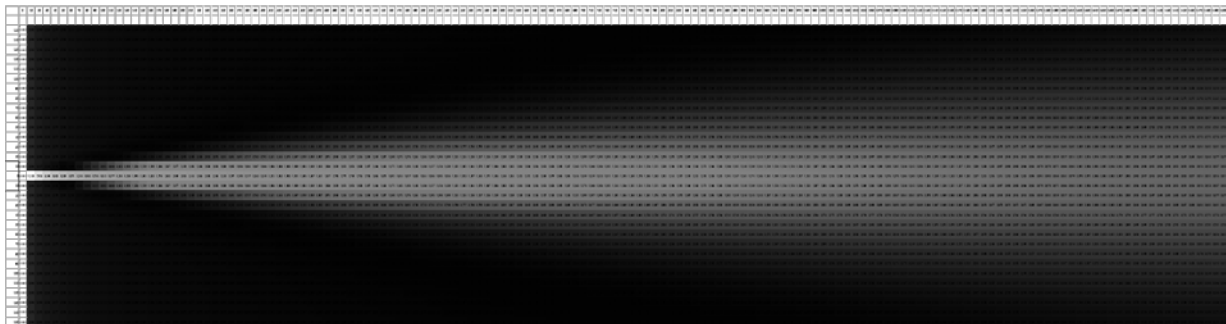
где:  $u$  – горизонтальная составляющая скорости, м/с;  
 $v$  – вертикальная составляющая скорости, м/с;  
 $X, Y$  – горизонтальная и вертикальная координаты, м.  
 Отсюда находим искомые выражения для  $u \equiv v_x$  и  $v \equiv v_y$ :

$$u = \frac{u_m}{\operatorname{ch}^2\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right)} \equiv v_x(x, y)$$

$$v = cu_m \left[ \frac{\eta}{\operatorname{ch}^2\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right)} - \sqrt{\frac{k}{c}} \operatorname{th}\left(\frac{1}{2}\sqrt{\frac{c}{k}}\eta\right) \right] \equiv v_y(x, y)$$

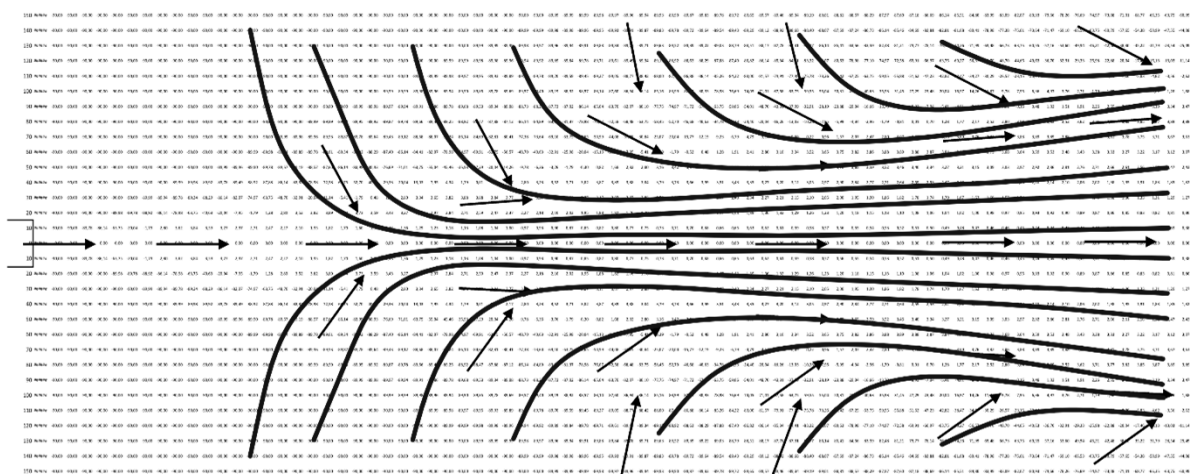
$$\eta = \frac{y}{b(x)} = \frac{1}{c} \frac{y}{x}, \quad c = \operatorname{const}, \quad k = \operatorname{const}$$

На рисунках 1 и 2 показана визуализация работы блока расчета скорости газа.



*Рисунок 1 – Расчетная матрица на основе MS Excel:*

по вертикали – высота (ось  $Y$ ), по горизонтали – продольное расстояние (ось  $X$ ), белый цвет – скорость 10 м/с, черный цвет – скорость 0 м/с, отображены абсолютные величины скорости газа без учета направления вектора скорости



*Рисунок 2 – Расчетная матрица на основе MS Excel:*

по вертикали – высота (ось  $Y$ ), по горизонтали – продольное расстояние (ось  $X$ ), стрелки и синие линии – направления вектора скорости газа без учета абсолютных величин скорости

После расчета скорости газа в начальной точке расчетного интервала горизонтального расстояния выполняется расчет скорости газа относительно частицы. Далее рассчитывается число Рейнольдса для режима обтекания частицы. Затем программа рассчитывает коэффициент газодинамического сопротивления частицы, силу сопротивления, равнодействующую силу, учитывающую силу тяжести, ускорение.

Расчет повторяется итерационно через равные интервалы горизонтальной проекции расстояния, снижение величины которых является инструментом повышения точности расчета.

Пример визуализации работы модели представлен на рисунке 3. На рисунке видны две важные особенности изучаемого процесса. Во-первых, видно, что траектория падения частиц заканчивается практически вертикальным падением. Во-вторых, видно, что легкая частица кварца, имеющая плотность  $2650 \text{ кг/м}^3$ , летит на меньшее расстояние, чем тяжелая частица ильменита, имеющая плотность  $4720 \text{ кг/м}^3$ , что подтверждается реальными экспериментами.

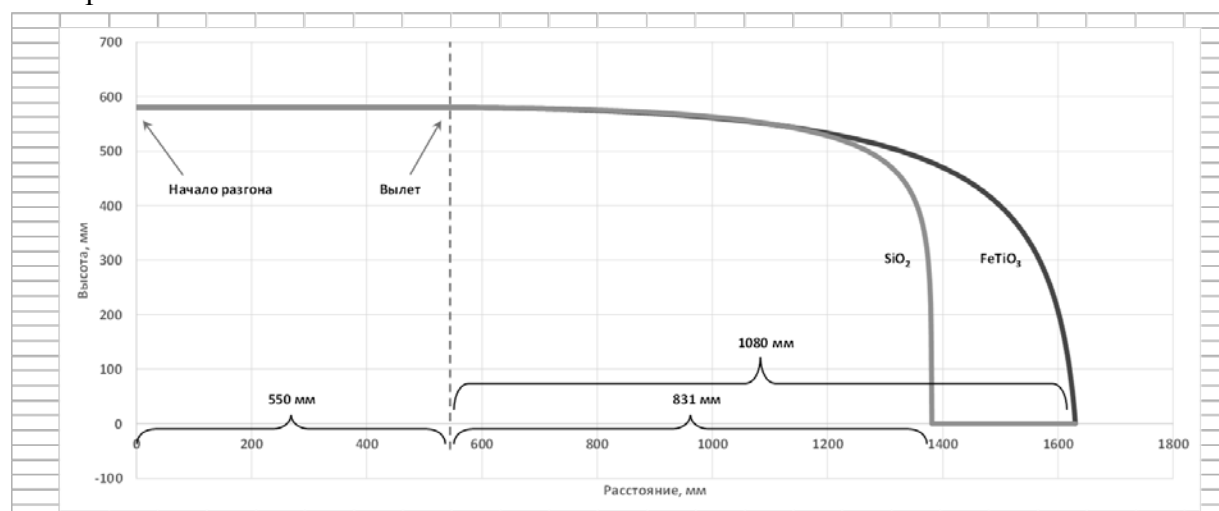


Рисунок 3 – Движение частицы кварца и частицы ильменита, смоделированное в программе

Следует отметить, что в разгонном канале под действием динамического давления газа, имеющего постоянную горизонтальную скорость, большую, чем собственная горизонтальная скорость всех частиц, легкие частицы приобретают большую скорость к моменту пересечения выходной щели разгонного канала.

Далее происходит резкое незначительное ускорение частицы, связанное с потерей трения о нижнюю стенку разгонного канала, после чего непродолжительное время частица движется в горизонтальном направлении с практически постоянной горизонтальной скоростью, начиная снижаться под действием силы тяжести.

После этого происходит движение частицы через среду и горизонтальная составляющая ее скорости снижается под действием сопротивления среды. Таким образом, в разгонном канале легкая частица приобретает большую горизонтальную скорость, чем тяжелая, но в течение свободного полета в плоской турбулентной струе и далее через среду тяжелая частица в результате замедляется менее интенсивно и может быть уловлена на большем расстоянии, т.к. обладает большей инерцией.

Математическая модель проверена экспериментально. Для этого применялись модельные частицы – металлические шары диаметром 200, 400 и 600 мкм. В ходе проверки

в вакуумно-компрессионной барокамере устанавливалось статическое давление рабочей среды 20, 40 и 60 кПа. Для проведения процесса использовался атмосферный воздух. Линейная скорость воздуха устанавливалась в пределах от 10 до 20 м/с. Отклонение расчетных и экспериментально установленных величин расстояния, на котором модельные частицы были уловлены в приемный контейнер, составило от 1,5 до 14 отн. %, что подтверждает высокую достоверность результатов, получаемых в ходе расчета параметров движения частиц с применением разработанной математической модели.

Дальнейшая работа будет направлена на калибровку математической модели при работе с частицами неправильной формы – зернами кварца, ильменита, магнетита, фаялита.

---

## **GAS-DYNAMIC SEPARATION OF GRANULAR MATERIALS BY LAMINAR FLOW OF RAREFIED GAS**

*Tukin A.P*

Previously, the author developed and tested in practice a mathematical model of gas-dynamic separation of granular materials by a laminar gas flow at atmospheric static pressure. This model described only the particle acceleration process in the particle accelerating channel. The improved physical and mathematical model developed by the author makes it possible to calculate the process at various static pressures of the working gas, and also describes the processes of particle flyoff from the accelerating channel, movement in a flat turbulent jet with the onset of fall, and free fall along a ballistic trajectory through the working gas. The physical and mathematical model makes it possible to calculate the horizontal coordinate of the fall of real particles with an error of no more than 14 rel. % at various parameters, including various static pressure of the working gas.

---

## **ОБОГАЩЕНИЕ СВИНЦОВЫХ РУД МЕТОДОМ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ**

*Лебедев И.Ф.*

ФГБУН Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения  
РАН» Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН,  
Российская Федерация, e-mail: ivleb@mail.ru

*Представлены результаты экспериментальных работ по предварительному сухому обогащению руд месторождения «Вертикальное» с целью получения свинцовых концентратов. Обработка полученных продуктов разделения пневмосепарацией по последовательной схеме дробления и измельчения проводилась в лабораторных условиях на концентрационном столе СКО-0,5.*

Для проведения исследований представлена руда месторождения «Вертикальное», с общим весом 1005 кг. [1].

Проведение исследований по сухому обогащению измельченной фракции на пневмосепараторе ПОС-2000 с определением уровня извлечения золота пневмосепарацией, степени сокращения. Определение качества обогащения и продуктов разделения с выделением золота из концентрата и хвостов пневмосепарации методами гравитационного обогащения. Сравнительный анализ сухого обогащения и классического мокрого обогащения по степени извлечения золота. Технологическая оценка возможности применения сухого обогащения руды.

Испытания пробы руды проводились на экспериментальных установках: дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300, центробежном измельчителе ЦМВУ-800 и пневмосепараторе ПОС-2000 разработки ИГДС СО РАН. При проведении испытания каждое оборудование имеет соответствующее перегрузочное устройство (ленточные конвейеры) и вспомогательное оборудование: грохот ГВ-06, вентилятор высокого давления типа ВД отводные рукава и т.д.

*Общая методика проведённых исследований.*

Испытания проводились по технологической схеме, представленной на рисунке 1, предусматривающей последовательную переработку руды на дробилке ДКД-300, измельчителе ЦМВУ-800 и пневмосепараторе ПОС-2000.

Для проведения сквозных испытаний исходная проба была продроблена и поделена по классам крупности +5 мм, -5+3 мм и -3 мм грохочением. Распределение продуктов дробления по классам крупности составило: +5 мм – 433 кг, -5+3 мм – 128 кг, -3 мм – 170 кг. Доля класса -3 мм составляет 23% в продуктах дробления.

Всего проведены 3 цикла дробления. Классы +5 мм после дробилки ДКД-300 являются возвратным для дробления по циклам. После каждого цикла дробления продукты также подвергались грохочению на классы крупности +5 мм, -5+3 мм и -3 мм.

Классы крупности +5 мм образующиеся в процессе дробления подвергались последовательному стадийному дроблению на дробилке ДКД-300. Классы крупности -5+3 мм подвергались измельчению на центробежной мельнице ЦМВУ-800. Продукты измельчения подвергались последующей пневмосепарации на ПОС-2000. Для сквозных испытаний измельчения и пневмосепарация производились в одной связке.

Классы -3+1 мм образующиеся после измельчения проходят через два цикла измельчения с одновременной пневмосепарацией. Класс -3+0 мм полученный после 1 дробления также подвергался грохочению с выделением классов -3+1 мм, которые направляются на доизмельчение с пневмосепарацией. Все продукты классификации класса -1 мм подвергались пневмосепарации на ПОС-2000. Все продукты пневмосепарации подвергались концентрации на концентрационном столе. Из продуктов разделения отбирались аналитические пробы для атомно-адсорбционного определения содержания свинца.

Пневмосепаратор ПОС-2000 испытывался в двух режимах. Первый режим в последовательной совместной работе с центробежным измельчителем ЦМВУ-800 и раздельная пневмосепарация отсевов грохочения продуктов обработки пробы классов -1 мм. В первом случае, полученный концентрат пневмосепарации просеивался на два класса -1 и +1 мм. Далее класс -1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5 для выделения свинцовой головки. Класс +1 мм для изучения раскрытия свинца подвергался измельчению и пневмосепарации, концентрат также просеивался на классы -1 и +1 мм, класс -1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5 для выделения минералов свинца (галенита).

Из хвостов пневмосепарации отбирались пробы для анализа гранулометрического состава и для анализа содержания остаточного свинца. Для выделения свободных минералов свинца (галенита) из хвостов также использовалась схема с использованием концентрационного стола СКО-0,5. Из хвостов отбирались пробы для анализа остаточного содержания свинца.

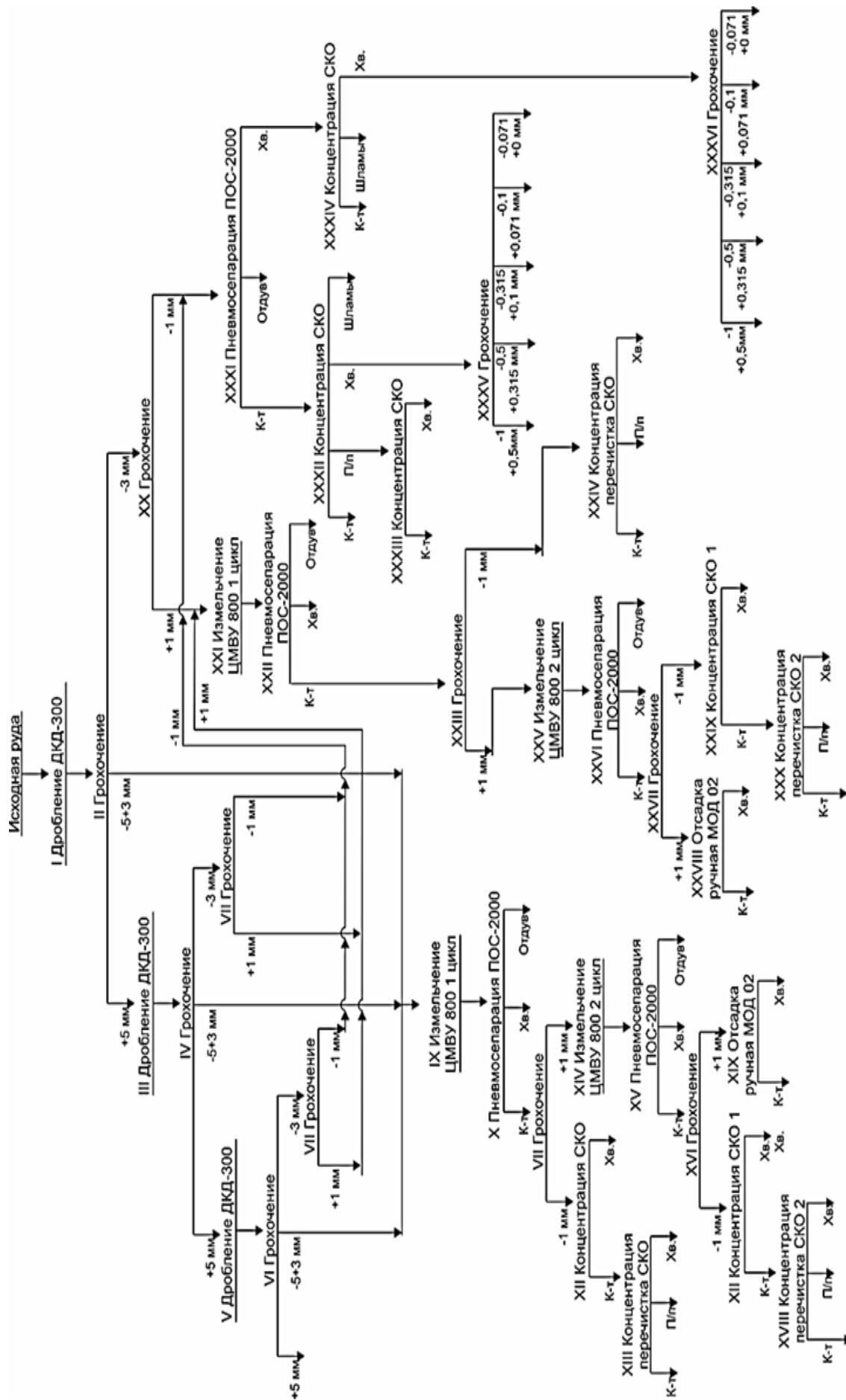


Рисунок 1 - Технологическая схема обработки пробы

Все продукты анализировались с использованием научного оборудования центра коллективного пользования (ЦКП) [2].

Полученные концентраты пневмосепарации разделялись также на классы -1 и +1 мм. Класс -1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5. По схеме сквозных испытаний выделенный класс+1 мм подвергался трем циклам измельчения и пневмосепарации. При этом, концентраты пневмосепаратора также разделялись на классы -1 и +1 мм. Схема выделения свинца из минусовых продуктов та же. Остаточный продукт +1 мм после трех циклов анализировался на содержание свинца.

Побочными продуктами обработки проб являются тонкодисперсионная пыль, преимущественно -0,5 мм, после всех операций обработки от дробления до пневмосепарации, а также имеет место просыпи материала в процессе обработки проб, в расчете материальных потоков они учитываются методом баланса поступающего материала, выходных продуктов, для операции пневмосепарации выход тонкодисперсной пыли представлен в виде отдельного продукта разделения - отдува.

После каждой операции отдельно отбирались пробы для гранулометрического анализа и для пробирного анализа на содержание свинца (хвосты переработки).

На рисунках 2 и 3, представлены гранулометрические характеристики продуктов пневмосепарации ПОС-2000: хвостов и концентратов.

Режим пневмосепарации (поток воздуха) выбран по зерну 0,2 мм, что и подтверждается гранулометрическим составом хвостов, где преобладающим классом крупности хвостов является -0,2+0,1 мм – 31,12%. Нужно сказать, что данный режим является максимальным по потоку воздуха. Тем не менее, выход концентратов во всех случаях оказался большим, здесь сказывается грубость поступающего материала (материал крупнее 1 мм) по крупности особенно после измельчения, что и подтверждается неравномерностью гранулометрического состава концентратов, которая также подвержена значительным колебаниям. Пневмосепарация во всех случаях придерживалась одинакового режима. Испытания проведены в сквозном варианте для всей пробы руды.

Из графиков видно, что в хвосты попадает, в основном, мелкий класс крупности - 0,315+0 мм – 66,88%, в концентрат класс -1+0,1 мм – 85,49%.

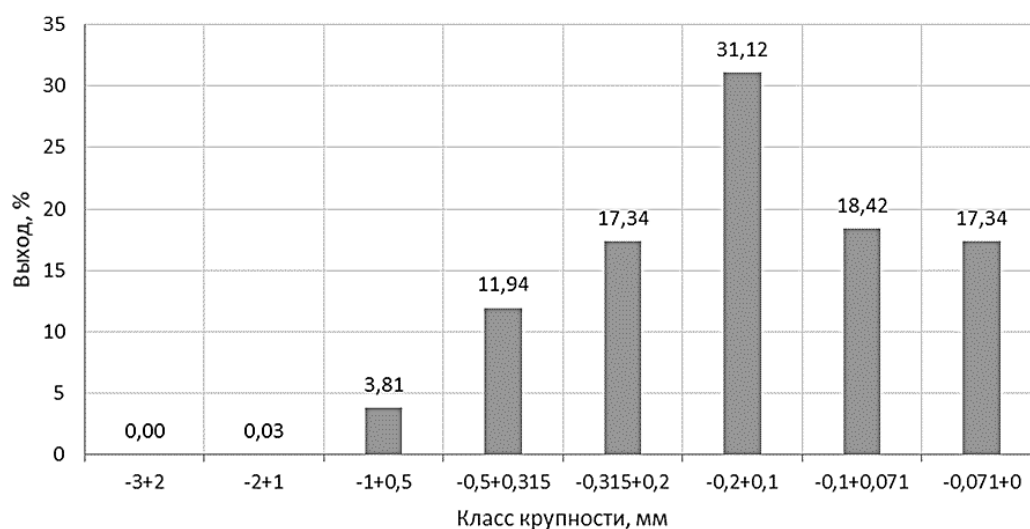
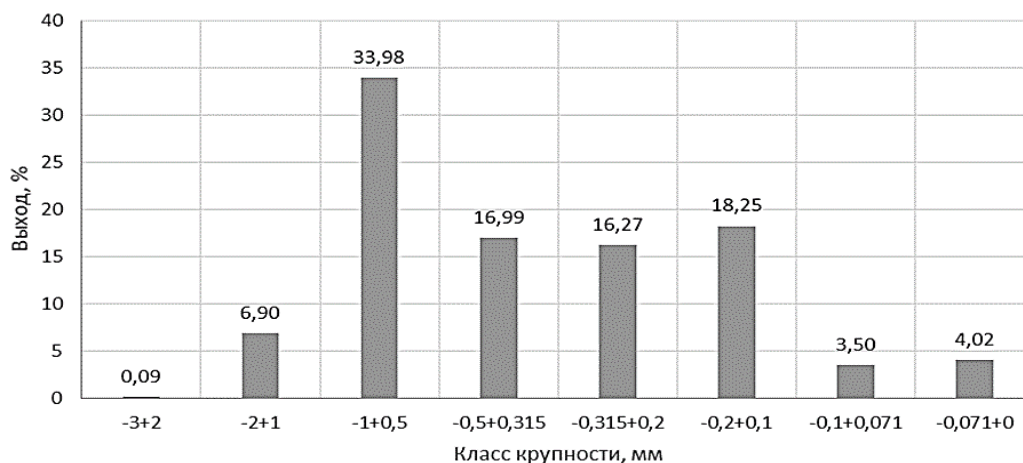


Рисунок 2 - Гранулометрический состав хвостов ПОС-2000



*Рисунок 3 - Гранулометрический состав концентратов ПОС-2000*

Таким образом, предоставленная для исследования проба руды месторождения «Вертикальное» характеризуется содержанием свинца по паспорту пробы 16,05 %. Экспериментальными и балансовыми расчетами уточнено содержание в пробе 8,67%. По проведенным экспериментальным исследованиям установлено, что после дробления и измельчения, большая часть полезного компонента – минералов свинца переходит на мелкие классы крупности менее 1 мм, где основная масса полезного компонента свинца находится в раскрытом виде. Минеральная форма свинца связана с минералами галенита и англезита. Приборный анализ показывает на устойчивое содержание более окисленной формы – англезита. Существенная часть минералов свинца в виду их хрупкости и мягкости легко подвергается ошламованию.

Исследования технологической пробы с использованием новых аппаратов рудоподготовки дробилки ДКД-300 и центробежного измельчителя ЦМБУ-800 дали возможность получения грубого измельчения. Дробление характеризуется степенью дробления с высоким значением 9,08 при дроблении рудного материала -150+40 мм. Выход контрольного класса крупности -1 мм оценивается в пределах до 16,35 % от исходного. При этом, существенная часть свинцовых минералов раскрывается и успевает подвергнуться ошламованию. На стадии измельчения дораскрытие продолжается, но оно сопровождается ошламованием минералов свинца, что сказывается на процессах пневмосепарации.

По большому счету с учетом высокой степени раскрываемости минералов, в частности минералов свинца, осталось не выясненной возможность обогащения более грубых избирательно раскрываемых мономинеральных форм, что может быть предметом дальнейших исследований, с точки зрения своевременного вывода таких форм из процессов рудоподготовки и извлечения, максимально сохраняя «хрупкую» область контрастности обогатимости предотвращая по возможности их ошламование. В принятой проектной схеме с шаровым измельчением это невозможно.

Концентрат пневмосепарации засорен грубыми неизмельченными обломками пустой породы, при этом существенная часть минералов свинца переходит в хвосты, которые следует считать промпродуктами и по качеству, и по выходу.

Основная часть хвостовых продуктов пустой породы уходит в виде отдувов. К



сожалению, из-за поздней доставки пробы руды не удалось провести исследования в разных режимах пневмосепарации, однако для данной руды понятно, что требуется тонкое управление над процессом пневмосепарации и ограничение по крупности исходного питания

При принятых параметрах рудоподготовки и режима сухой пневматической сепарации удаётся формировать массу раскрытого гравитационного извлекаемого свинца крупнее 0,02 мм (20 микрон), что подтверждается обогащением продуктов разделения ПОС-2000 обычными методами гравитационного обогащения (концентрационный стол). При этом пока речь идёт не о получении отвальных продуктов разделения, а о возможности частичной интеграции с проектной технологией обогащения.

Для практического решения вопросов применения сухого обогащения необходимо:

- ввести рудоподготовку до крупности -1 мм с необходимой системой классификации перед операцией пневмосепарации;
- определить пневмосепарацию грубоизмельченной руды, как предварительное разделение на концентрат и хвосты с тем, чтобы в дальнейшем их перерабатывать в отдельных технологических схемах: концентрат по гравитационной схеме с получением кондиционных серебрясвинцовых концентратов, а хвосты по флотационной схеме в фабричных условиях.

*Список использованных источников*

1. Технологический регламент для проектирования обогатительной фабрики по переработке руд месторождения Вертикальное. – ООО ЕМС-Майнинг. 2017. С. 180.
  2. ЦКП ФИЦ ЯНЦ СО РАН грант №13.ЦКП.21.0016.
- 

## **ENRICHMENT OF LEAD ORES BY PNEUMATIC SEPARATION METHOD**

*Lebedev I.F.*

The results of experimental work on preliminary dry beneficiation of ores from the Vertikalnoye deposit in order to obtain lead concentrates are presented. The processing of the obtained separation products by pneumatic separation according to the sequential scheme of crushing and grinding was carried out in laboratory conditions on a SKO-0.5 concentration table.

---

## **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ**

*Цыпин Е.Ф.<sup>1</sup>, Ефремова Т.А.<sup>2</sup>, Овчинникова Т.Ю.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,  
г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: tatayana.ovchinnikova@m.ursmu.ru

<sup>2</sup> АО «Уралмеханобр» г. Екатеринбург, Российская Федерация,

*Проанализированы технологические особенности применения рентгенорадиометрического метода сепарации для предварительного обогащения руд. Изучено влияние таких факторов как характеристики исходного сырья, возможность формирования различных продуктов предварительного обогащения, исследовано влияние числа машинных классов на технологическую эффективность предварительной концентрации. Выполнена экспериментальная оценка влияния технологических факторов на технологические показатели разделения.*

В настоящее время для реализации операций предварительного обогащения применяют гравитационные, магнитные и информационные методы. Последние отличаются значительным разнообразием, так как эти методы в качестве признака разделения используют не определённые физические свойства материала, а информацию о каждом куске или порции разделяемого материала.

Наиболее распространёнными методами информационного обогащения являются радиометрические, применяемые для руд, содержащих радиоактивные элементы, оптические (фотометрические), активно используемые для золотосодержащего и неметаллического, например, кварцевого, сырья и группа методов, использующих рентгеновское излучение.

Среди множества рентгеновских методов можно особо отметить рентгеноабсорбционный, рентгенолюминесцентный и рентгенофлуоресцентный, также называемый рентгенорадиометрическим. Традиционно рентгенолюминесцентный метод используют для сортировки алмазосодержащего сырья, а рентгеноабсорбционный и рентгенорадиометрический методы находят широкое применение для различных видов минерального и техногенного сырья, причём первый чаще применяется за рубежом, а второй – в РФ и странах СНГ.

Рентгенорадиометрический метод является весьма информативным для целей предварительного обогащения руд, в которых ценные минералы содержат элементы в ряду от Са до U, при этом метод позволяет оценить наличие и содержание в куске сортируемого материала несколько элементов одновременно и выполнить процесс сортировки руды по комплексным алгоритмам, с учётом содержания каждого из элементов. Этот метод может быть использован для предварительного обогащения как одно-, так и многокомпонентных руд.

Эффективность применения рентгенорадиометрического метода зависит от целого ряда факторов, связанных не только с вещественным составом, физико-механическими свойствами и обогатимостью сортируемого материала, но и с горно-геологическими характеристиками добычи сырья, особенностями режимов и схем рудоподготовки перед сепарацией и с особенностями реализации собственно рентгенорадиометрической сепарации.

Анализ технологических особенностей применения рентгенорадиометрической сепарации для предварительного обогащения руд является актуальной задачей.

Для получения общих закономерностей о связях характеристик сырья и требуемых границ сортируемых классов было использовано имитационные модели процесса сепарации на кусках с неравномерным распределением минеральных фаз по объёму и поверхности куска в динамическом режиме с односторонним и двухсторонним осмотром куска.

Установлено, что увеличение ширины сортируемого класса крупности приводит к уменьшению выхода хвостов при фиксированной заданной массовой доле элемента в хвостах, а также к увеличению потерь компонента с хвостами при фиксированном выходе хвостов.

Выявлены неблагоприятные варианты характера минерализации сортируемых кусков – случай с двухсторонней минерализацией – когда в зону измерения попадает только либо минерализованная ценными компонентами поверхность куска, либо поверхность куска

представленная пустой породой, для которого характерно возникновение краевого эффекта в характеристиках связи выхода хвостов как функции отношения содержания компонента в хвостах к содержанию компонента в исходном при изменении граничного значения признака разделения, приводящего к резкому снижению технологических показателей разделения. Вариант двухстороннего осмотра позволяет минимизировать потери информации при анализе сортируемых кусков. При сложном варианте минерализации необходим двухсторонний осмотр куска. При неравномерной минерализации в зависимости от размера зерна и характера его распределения по поверхности куска предпочтительным вариантом является равенство максимально размера куска и длины коллиматора, поскольку при данном значении будет фиксироваться вся плоскость зерна.

Проведён анализ технологии предварительной концентрации с использованием РФС. Рассмотрена возможность формирования различных продуктов предварительного обогащения, позволяющая либо использовать их в качестве конечных, либо осуществить последующее обогащение каждого из них отдельно. Анализ полей корреляции кусковых содержаний компонентов с нанесёнными на них границами разделения на примере двухкомпонентных руд позволяет анализировать характерные зоны, соответствующие потенциальным продуктам обогащения, выделенным с использованием РФС. Полученные данные свидетельствуют о возможном значительном влиянии весовых коэффициентов на выход хвостов при заданных ограничениях массовых долей ценных компонентов в них, что свидетельствует о необходимости коррекции коэффициентов при изменении требований к содержанию ценных компонентов в крупнокусковых хвостах.

Гранулометрическая характеристика поступающей на сепарацию руды определяет потенциальный выход сортируемых классов, и, следовательно, выход отвальных хвостов предварительного обогащения, и потенциальные капитальные затраты, уровень которых во многом зависят от числа используемых СРФ.

При выборе схем и режимов предварительной концентрации руды с использованием РФС следует целенаправленно формировать гранулометрическую характеристику руды, подаваемой на сепарацию. В случае если нет существенного увеличения кусковой неоднородности содержания с уменьшением крупности руды, следует максимально увеличить крупность сортируемого материала до соответствующей техническим характеристикам сепараторов.

Проанализированы результаты экспериментальных исследований, выявлен ряд основных факторов, влияющих на технологию РФС многокомпонентной медно-свинцово-цинковой руды. В ходе анализа тесноты корреляционных связей между кусковым содержанием отдельных элементов надёжных связей не выявлено, следовательно, при выборе алгоритма и вида аналитического параметра разделения необходимо учитывать содержания всех трёх компонентов.

Проанализированы зависимости выхода хвостов от числа учитываемых компонентов в ограничениях по содержаниям компонентов в хвостах. Выход хвостов снижается с увеличением учитываемых компонентов в ограничения. Взаимосвязь крупности частиц руды и технологических показателей разделения оценено на примере реальной полиметаллической руды. Для этого из исходной полиметаллической руды выделено три машинных класса: -250+120, - 75+50; -50+30 мм.

С уменьшением среднего размера куска машинного класса при одном и том же граничном значении массовая доля компонентов в хвостах сепарации увеличивается для всех классов крупности. Это указывает на необходимость разбиения широкого класса крупности на более узкие, с подбором для каждого класса своих порогов разделения, причём для класса с меньшим средним размером куска требуется меньшее граничное значение аналитического параметра.

Исследовано влияние числа машинных классов РФС на технологическую эффективность предварительной концентрации полиметаллической руды. Разделение на два машинных класса даёт резкий прирост суммарного выхода хвостов сепарации, увеличение числа машинных классов с двух до трёх также даёт прирост выхода хвостов, но в меньшей степени.

На примере многокомпонентной руды показано, что выход хвостов снижается с увеличением учитываемых компонентов в ограничениях по содержаниям компонентов в хвостах. Для исследованной руды число машинных классов должно быть два-три. В общем случае необходимое число машинных классов и их границы по крупности следует выбирать на основании принятых ограничений по содержанию всех ценных компонентов, уровень которых следует задавать с учётом экономического анализа последствий применения предварительной концентрации с использованием РФС в общей технологии переработки.

В ходе исследований установлена закономерность, характеризующая влияние соотношения размеров частиц и размеров коллиматора потока рентгеновского излучения на значение аналитического параметра. Необходимые геометрические параметры коллиматора СРФ определяются крупностью сортируемого материала. Нижняя граница разделяемого класса крупности должна составлять не менее 40 % длины коллиматора. Значение верхней границы разделяемого класса крупности зависит от характера распределения ценного компонента по поверхности сортируемых кусков.

На основании результатов моделирования сделан вывод о том, что увеличение диапазона сортируемого класса крупности приводит к уменьшению выхода хвостов при фиксированной заданной массовой доле компонента в хвостах, а также к увеличению потерь компонента с хвостами при фиксированном выходе хвостов.

Выбор вида аналитического параметра и его граничного значения при разделении определяется характером покусковых распределений массовой доли всех ценных компонентов и видом взаимосвязи между ними, характером распределения минеральных фаз по объёму, а также от особенностей покусковых спектров ХРИ.

Экспериментальная оценка влияния технологических факторов на технологические показатели РФС многокомпонентной руды, показала, что выход хвостов снижается с увеличением числа учитываемых компонентов в ограничениях по массовым долям компонентов в хвостах.

На эффективность РФС, оцениваемую по выходу хвостов с выполнением ограничений по массовой доле каждого компонента, значительное влияние оказывает число машинных классов. С уменьшением среднего размера куска машинного класса при одном и том же значении граничного значения массовая доля ценных компонентов в хвостах сепарации увеличивается.

Обоснование технологических режимов предварительного обогащения различных

видов минерального сырья с использованием РФС должно быть основано на изучении вещественного состава, характера минерализации, распределении компонентов по кускам, взаимосвязи компонентов, возможности формирования рационального гранулометрического состава и машинных классов.

---

## **TECHNOLOGICAL FEATURES OF ORES PRELIMINARY CONCENTRATION USING X-RAY RADIOMETRIC SEPARATION**

*Tsypin E. F., Ovchinnikova T. Yu., Efremova T. A.*

The paper analyzes technological features of using X-ray radiometric separation method for the ores preliminary concentration. The influence of such factors as the characteristics of the feed, the possibility of forming various products of pre-concentration, the influence of the number of machine classes on the technological efficiency of pre-concentration has been studied. An experimental assessment of the influence of technological factors on the technological parameters of separation has been carried out.

---

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩЕЙ КОМПОЗИЦИИ НА ОСНОВЕ СУЛЬФИДА ЦИНКА С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕАГЕНТОВ-ГИДРОФОБИЗАТОРОВ\***

*Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Тимофеев А.С., Лезова С.П.*

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

*Показано, что люминофорсодержащие композиции на основе гидрофобизированного сульфида цинка применимы для коррекции характеристик и извлечения слабо и аномально люминесцентных алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.*

Перспективным направлением решения проблемы снижения потерь слабо- и аномально люминесцирующих алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации является модифицирование их спектральных характеристик специальными композициями люминофоров в органической жидкости. Такой подход предполагает выбор люминофоров или их композиций, повторяющих сигнал рентгенолюминесценции природного алмаза и последующую адсорбцию такой смеси на поверхности слабо- и аномально люминесцирующих алмазов. Для повышения устойчивости агрегатов люминофор – органическая жидкость - алмаз целесообразно использовать специальные реагенты, адсорбирующиеся на минералах и уменьшающие их поверхностную энергию, например, сульфгидрильные ионогенные гетерополярные соединения.

В качестве основы люминофорсодержащей композиции было предложено использовать неорганические люминофоры на основе сульфида цинка состава ZnS:Cu, Ag. Методика эксперимента включала операции приготовления смеси люминофора и органического коллектора, приготовление водоорганической эмульсии, обработки эмульсией смеси минералов, удаления эмульсии и промывки пробы, анализа спектрально-

---

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

кинетических характеристик минералов при их активации рентгеновским излучением, рентгенолюминесцентной сепарации. Получаемые сигналы рентгенолюминесценции модифицированных кристаллов сравнивались с усредненным сигналом типового природного алмаза. Для оценки отклонения сигналов рентгенолюминесценции использовалась нормированная функция сигнала рентгенолюминесценции в диапазоне 0–25 мс.

Результаты исследований показали, что форма сигнала рентгенолюминесценции люминофоров на основе сульфида цинка характеризуется малым отклонением от формы сигнала природного алмаза. Наиболее близкими к сигналу алмаза являются сигналы люминофоров на основе сульфида цинка ФК-110 и Э-515-115 (рисунок 1а,б). Их сигналы имеют выраженную быструю и слабую медленную компоненты.

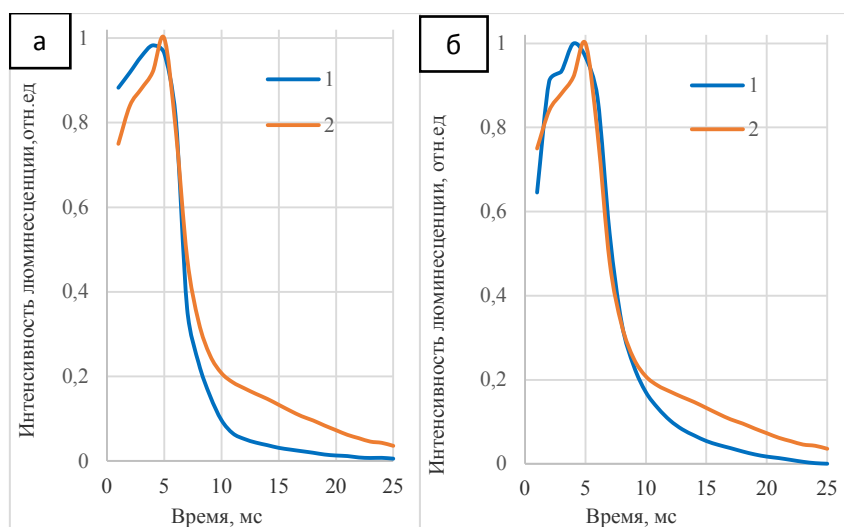


Рисунок 1 - Спектрально-кинетические характеристики люминофоров:  
а - Э-515-115; б - ФК-110: 1 – люминофор; 2 – природный алмаз

Сходство сигналов рентгенолюминесценции люминофоров и природных алмазов оценивали по критерию отклонения сигналов  $D_v$ , рассчитываемому как отношение интеграла дисперсий нормированных сигналов к интегралу от нормированного сигнала природного алмаза. Значения критерия  $D_v$  варьировались в диапазоне от 1 (отклонение менее 5%) до 14 (отклонение более 65%).

Изменение олеофильности неорганических люминофоров оценивали методом жидкостной экстракции, позволяющим определять распределение частиц неорганического люминофора между органической и водной фазой водоорганической эмульсии. После обработки в растворе гидрофобизатора люминофор промывали и высушивали. Навеску люминофора в сухом виде переносили в органический коллектор (дизельное топливо) и размешивали в интенсивном режиме в течение 1 минуты. Затем в емкость добавляли воду и приготавливали эмульсию. Эмульсию переносили в делительную воронку, отстаивали 10 мин, и удаляли из нее водную фазу с утонувшим люминофором.

Исследуемый люминофор перед приготовлением эмульсии обрабатывался в растворе реагента–гидрофобизатора определенной концентрации. При проведении экспериментов поддерживался следующий режим: масса навески люминофора – 100 мг, объем ДТ - 3 мл. В опытах использовали предварительную активацию люминофора Э-515 ионами меди (в

виде раствора медного купороса с концентрацией  $10^{-4}$  моль/л) и последующую обработку в растворе бутилового ксантогената калия (таблица 1).

Таблица 1 - Результаты экспериментов по экстракции люминофора Э-515-115 в органическую фазу при использовании предварительной гидрофобизации бутиловым ксантогенатом калия

№	Последовательность обработки	[ButX <sup>-</sup> ], г/л	[ButX <sup>-</sup> ], моль/л	[Cu <sup>2+</sup> ], г/л	[Cu <sup>2+</sup> ], моль/л	Экстракция в органическую фазу, %
1	-	-	-	-	-	94,5
2	CuSO <sub>4</sub> / KButX	0,019	$10^{-4}$	0,00063	$10^{-5}$	99,0
3		0,097	$5 \cdot 10^{-4}$	0,0063	$10^{-4}$	99,5
4		0,188	$10^{-3}$	0,063	$10^{-3}$	99,8

Результаты исследований показали, что наилучшие результаты достигаются при гидрофобизации Э-515-125 бутиловым ксантогенатом при концентрации более  $10^{-4}$  моль/л, когда доля выход люминофора водную фазу уменьшается до 25 раз.

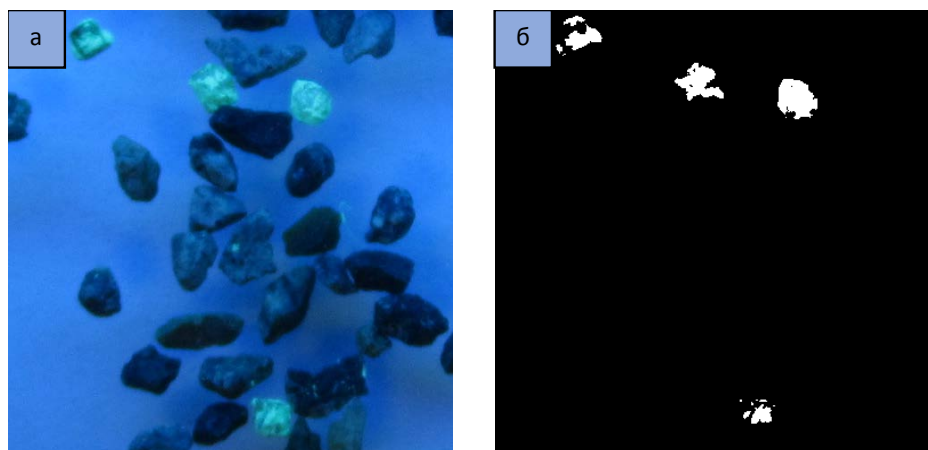
Спектрально-кинетические характеристики кристаллов алмаза и зерен кимберлита в лабораторных условиях измеряли на приборе «Полюс-М» ЗАО «Буревестник». Сигнал рентгеновской люминесценции алмазов и минералов диагностировали по следующим параметрам: амплитуде медленной и быстрой компонент сигнала ( $A_{МК}$ ,  $A_{БК}$ ), постоянной времени затухания сигнала ( $\tau_3$ ), нормированной корреляционной функции — свертке сигнала ( $Sv$ ); отношению компонент амплитуд сигнала ( $K_A$ ).

При разработке технологии модифицирования спектральных характеристик алмазов люминофорами необходимо обеспечение высокой селективности процесса. Люминофорсодержащая органическая фаза эмульсии стремится закрепиться на некоторых гидрофобных минералах (флогопит, тальк) или гидрофобных участках кимберлита, что приводит к увеличению выхода этих минералов в алмазный концентрат. Задача повышения селективности решается путем предотвращения адгезии люминофорсодержащей композиции на зернах кимберлита.

В качестве регулятора адгезии органической жидкости – коллектора люминофоров на поверхности минералов выбраны соли фосфорной кислоты, обладающие способностью подавлять закрепление аполярных реагентов на минералах кимберлита. При проведении исследований апробированы тринатрийфосфат и гексаметафосфат натрия. Визиометрический анализ в УФ-излучении подтверждает селективность объемной экстракции алмазов каплями органического коллектора в присутствии минералов кимберлита (рисунок 2).

По результатам визиометрического анализа была определена концентрация тринатрийфосфата, необходимая для предотвращения закрепления люминофорсодержащей композиции на минералах кимберлита в 1.5 г/л. При увеличении расхода реагента-диспергатора эффективность закрепления люминофоров на алмазах снижается. Для подтверждения возможности модификации спектрально-кинетических характеристик алмазов люминофорсодержащими композициями были проведены эксперименты с использованием сепаратора «Полюс-М».

В процессе исследований измерялись следующие характеристики: амплитуда медленной компоненты  $A_{МК}$ , амплитуда быстрой компоненты  $A_{БК}$ , отношение амплитуд компонент  $K_A$ , свертка  $Sv$ , постоянная времени затухания сигнала  $\tau_3$ .



*Рисунок 2 - Изображение кристаллов алмазов и зерен кимберлита после обработки люминофорсодержащей композицией на основе Э-515-115 в ультрафиолетовом освещении (а)*

Эксперименты проводились на anomalно люминесцирующих алмазах с малой медленной компонентой сигнала рентгенолюминесценции. Результаты исследований, проведенных с использованием люминофорсодержащей композиции на основе Э-515-115, приведенные в таблице 2, показали, что гидрофобизация люминофора бутиловым ксантогенатом калия повышает  $A_{MK}$  на 98 мВ и  $A_{BK}$  на 167 мВ. Такое увеличение  $A_{MK}$  и  $A_{BK}$  придает anomalно люминесцирующим алмазам спектральные характеристики, необходимые для их извлечения в процессе рентгенолюминесцентной сепарации (опыт 4).

Изменение  $A_{MK}$  на кимберлите не превышает порог идентификации (50 мВ) и не приводит к его извлечению в алмазный концентрат. Обобщение результатов спектрально-кинетических исследований показывает, что алмазы после обработки люминофорсодержащей эмульсией характеризуются приростом  $A_{MK}$  и  $A_{BK}$  24–32 %. Ранее теряемые слабо и anomalно люминесцирующие алмазы приобретают требуемые характеристики сигнала рентгенолюминесценции, что обеспечило их извлечение в концентрат.

*Таблица 2 - Влияние режимов гидрофобизации люминофора Э-515 на спектрально-кинетические характеристики anomalно люминесцирующих алмазов и эффективность сепарации*

№	Режим обработки	Минерал	Sv	$\tau_3$ , мс	$A_{MK}$ , мВ	$A_{BK}$ , мВ	$K_A$	Результат сепарации
	Без использования люминофоров	А	ни	0,1	Менее 50	1022	$\geq 50$	-
		К	ни	ни	Менее 50	Менее 50	ни	-
		К	ни	ни	Менее 50	Менее 50	ни	-
3	Композиция на основе Э-515-115	А	0,11	0,4	59	1332	13.8	-
		К	ни	ни	Менее 50	Менее 50	ни	-
4	То же что 3 после обработки Э-515-115 раствором KButX ( $10^{-4}$ моль/л)	А	0,17	0,6	167	1499	3.6	+
		К	ни	ни	Менее 50	Менее 50	ни	-

ни – не измеряются. Результат сепарации: - не извлекаются; + - извлекаются

Полученные результаты показали, что люминофоры на основе сульфида цинка после гидрофобизации бутиловым ксантогенатом калия применимы для корректировки



характеристик и извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

---

### INCREASING THE EFFICIENCY OF PHOSPHOR-CONTAINING COMPOSITION BASED ON ZINC SULFIDE WITH THE USE OF HYDROPHOBIZING REAGENTS

*Morozov V.V., Chanturia E.L., Timofeev A.S., Lezova S.P.*

It is shown that phosphor-containing compositions based on hydrophobized zinc sulfide are applicable for correcting the characteristics and extracting weakly and abnormally luminescent diamonds in the process of X-ray luminescent separation.

---

### ОЦЕНКА И СРАВНЕНИЕ ЦВЕТОВЫХ ХАРАКТЕРИСТИК МИНЕРАЛОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РАЗЛИЧНЫХ ИСТОЧНИКОВ ИЗЛУЧЕНИЯ НА ПРИМЕРЕ АЛМАЗА

*Ковальчук О.Е.<sup>1,2</sup>*

<sup>1</sup> Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный

<sup>2</sup> Политехнический институт (филиал) федерального государственного автономного образовательного учреждения высшего образования «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К.Аммосова», г. Мирный, e-mail: oleg.kovalchuk@mail.ru

*Экспериментальные исследования естественного освещения в годах Москва, Мирный и Якутск, а также сравнение с различными искусственными источниками света, широко представленными на рынке, выявили существенные различия спектральных характеристик. На примере процесса оценки цветовых характеристик алмазов в технологическом процессе сортировки их по качеству, установлено, что использование источников искусственного освещения, взамен естественного освещения, приводит к эффекту метамерии, искажению цветовосприятия отдельных групп алмазов, что, в конечном счете, выражается в занижении или завышении их стоимости.*

В Сбытовом комплексе Компании (ЕСО – г. Москва, ЯПТА – г. Якутск, ЦСА – г. Мирный, далее ЕСК) в соответствии с ГОСТ оценка цвета алмазов проводится в помещении, в светлое время суток, при естественном освещении, без попадания прямого солнечного света. Точность оценки цвета природных алмазов очень важна, так как существенно влияет на их конечную стоимость. Например, изменение оценок цвета алмазов от 9С до EXTRA позиции TOP STONE 10CT приводит к изменению цены от 3,164 \$/кар до 12,574 \$/кар

При сравнении фактических параметров естественного освещения в условиях лабораторий ЕСО, ЦСА, ЯПТА (рисунок 1 а) установлено их значительное изменение в зависимости от времени суток, уровня влажности, наличия осадков, плотности и высотного распределения облаков, географической широты и времени года.

Полученные результаты физических измерений являются основанием для отказа, в целях стандартизации, от использования естественного освещения при оценке цветовых характеристик природных алмазов и перехода на более стабильные искусственные источники. Физические измерения и анализ спектральных характеристик, представленных на рынке искусственных источников освещения, показал отсутствие среди них ламп со спектральными характеристиками, близкими к солнечному спектру.

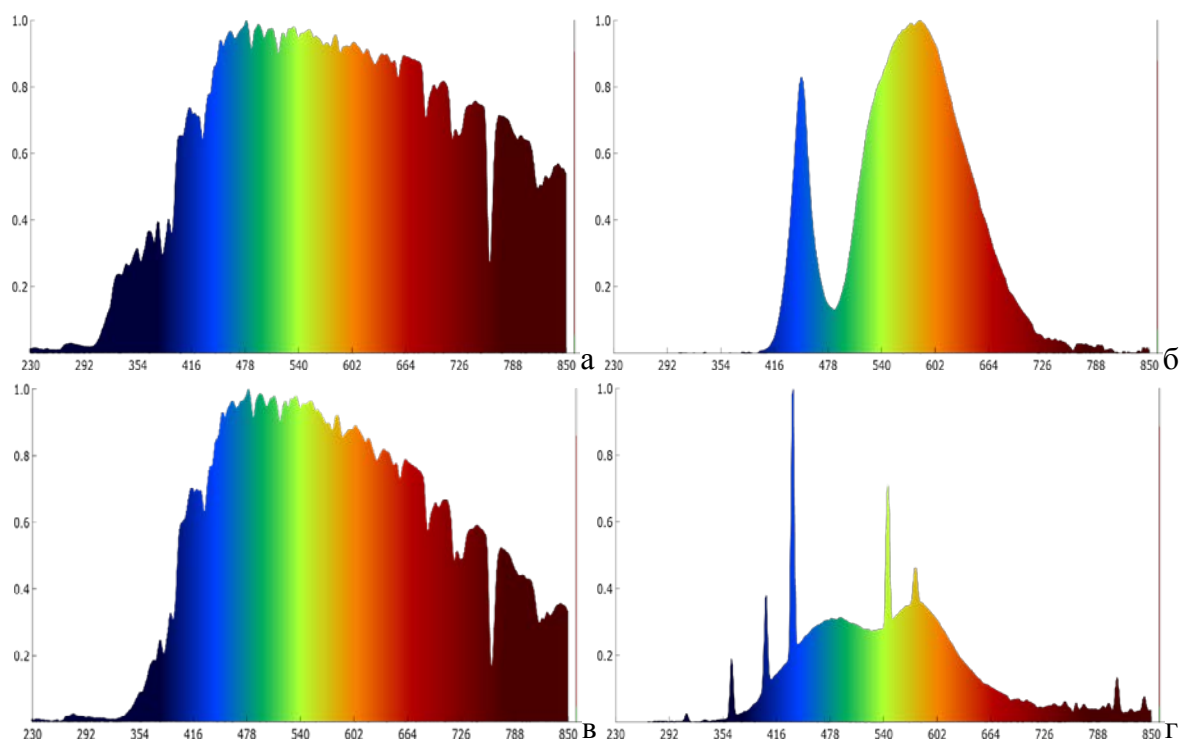


Рисунок 1 - Источники цвета при оценке и сравнении цветовых характеристик минералов с использованием различных источников излучения:

спектры: а - солнечного излучения; б - светодиодного излучения; в – солнечного излучения через оконное стекло; г - геммологической лампы. На горизонтальной оси приведена длина волны через нм. На вертикальной оси приведена нормированная интенсивность излучения

Наиболее приближенные характеристики к солнечному спектру имеет излучение ксеноновой лампы, однако, ксеноновые источники имеют ряд недостатков: большие массогабаритные характеристики источника питания и недолгий срок службы – в среднем 800 часов.

Наиболее значимое отличие спектральных характеристик от солнечного света имеют светодиодные лампы (рисунок 1 б).

Излучение с таким спектральным распределением нельзя применять для оценок цветовых характеристик минералов. В спектре светодиодных ламп отсутствуют целые участки излучения (рисунок 1б), соответственно отсутствующих частей не будет и в спектрах пропускания - отражения минералов, что обуславливает возникновение специфического эффекта, который известен в литературе как метамерный отказ источника излучения

Взаимодействие такого излучения с минералами приводит к различиям цветосприятия окраски минералов в зависимости от источника излучения. Например, цвет александрита (разновидность хризоберилла) при дневном свете может принимать тёмно-сине-зелёный, голубовато-зелёный, тёмно-травяно-зелёный, оливково-зелёный оттенок цвета, а при вечернем или искусственном - розово-малиновый, красно-фиолетовый, пурпурный.

Александритовый эффект возможен у довольно большого списка минералов: корунда; граната; диаспора; шпинели; алмаза и др.

Замеры фактических параметров искусственного освещения в условиях лабораторий

ЕСО, ЦСА, ЯПТА показали, что используемые геммологические бестеневые лампы не могут обеспечить верное цветовосприятие, так как аналогично светодиодному освещению, отсутствует большая часть спектра (рисунок 1 г), в сравнении с солнечным спектром или стандартизованным источником D65.

Таким образом, экспериментально установлено непостоянство и значительная изменчивость естественного освещения при оценке цветовых характеристик алмазных кристаллов. Подбор искусственного освещения является актуальной, но достаточно сложной задачей, и требует учета спектральных особенностей источника излучения, поглощения и рассеяния света веществом, физиологии восприятия света рецепторами глаза.

Одним из вариантов решения задачи может быть создание светодиодного светильника с набором светодиодов, в котором регулировка светимости каждого светодиода позволит создать суммарный спектр, идентичный солнечному или стандартизованному источнику D65.

---

## **EVALUATION AND COMPARISON OF THE COLOR CHARACTERISTICS OF MINERALS USING DIFFERENT LIGHT RADIATION SOURCES USING DIAMOND AS AN EXAMPLE**

*Kovalchuk O.E.*

Experimental studies characteristics of natural lighting in the of Moscow, Mirny and Yakutsk, as well as comparison with artificial light sources widely represented on the market, significant differences their spectral characteristics. It has been established that the use of sources of artificial lighting, instead of natural lighting, brings the effect of metamerism, and the color perception of individual groups of diamond crystal is.

---

## **РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ КВАРЦ-СЕРИЦИТОВОЙ РУДЫ МЕТОДАМИ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ**

*Юшина Т. И., Нгуен Ван Чонг, Думов А.М., Нгуен Тху Тхю*

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: [yushina,ti@misis.ru](mailto:yushina,ti@misis.ru)

*Серицит, минерал класса алюмосиликатов, широко применяется в косметической и лакокрасочной промышленности, а также и в производстве полимеров. Исследования возможности получения востребованных товарных серицитовых концентратов проводились на пробах кварц-серицитовых руд месторождения Хатинь (Вьетнам). На основе результатов исследования обогатимости предложена схема переработки руды с применением селективного измельчения, классификации в гидроциклонах и флотации, позволяющая из исходной руды с массовой долей  $\text{SiO}_2$  74,48%;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  16,20%;  $\text{K}_2\text{O}$  3,52%;  $\text{Na}_2\text{O}$  0,59% получить товарный серицитовый продукт, соответствующий стандартам качества сырья, используемого для различных отраслей промышленности.*

Серицит ( $\text{KAl}_2[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH},\text{F})_2$ ) – частично гидратированная минеральная разновидность мусковита. Характеризуется низким содержанием  $\text{K}_2\text{O}$  и повышенным  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{H}_2\text{O}$ . Серицит широко применяется в косметической и лакокрасочной промышленности и в производстве полимеров, что определяет его цену (на 2018 г.) приблизительно 500 долларов США за кг при общем объеме мирового рынка около 17 млрд

долларов США. В настоящее время месторождения с промышленными запасами и высоким содержанием серицита найдены в провинции Хатинь Социалистической Республики Вьетнам.

Для получения высококачественных серицитовых продуктов, соответствующих стандартам сырья косметической и лакокрасочной промышленности, требуется удаление примесей - оксидов железа, кварца, полевого шпата и др.

Выполненные ранее исследования вещественного состава показали, что основными минералами кварц-серицитовой руды провинции Хатинь являются серицит, кварц, пирофиллит, каолинит и хлорит. На 97–99 % исходная руда представлена кварцем, серицитом и калиевым полевым шпатом в виде микрочастицы размером от нескольких сотен нанометров до нескольких сотен микрон, находящимися в тесном срастании друг с другом и сцементированные вулканическим пеплом, трансформировавшимся в результате выветривания в мельчайшие чешуйки серицита, прослоенные чешуйками глины, перемежающиеся с супертонким кварцитом. Присутствует небольшое количество полевого шпата (альбита).

По мере уменьшения размера частиц в руде, дробленной до крупности 84 % -10 мм, содержание кварца снижается, в то время как содержание  $K_2O$  и  $Al_2O_3$  увеличивается. В частицах крупностью -10+0 мкм содержание  $K_2O$  составляет более 8,3 %, а  $Al_2O_3$  – выше 34 %, что более чем в два раза выше, чем в исходной руде, а содержание кварца в этих классах крупности, соответственно, – менее половины от содержания в исходной руде.

На основе результатов изучения вещественного состава исходной кварц-серицитовой руды был сделан вывод о перспективности ее переработки методами селективного измельчения (в силу лучшей измельчаемости агрегатов серицита по сравнению с остальными минералами), классификации и флотации.

Селективное измельчение проводили при добавлении диспергатора (жидкого стекла) в лабораторном оттирочном скруббере с двумя роторами пропеллерного типа, создающими высокоскоростные потоки, направленные навстречу друг другу. Контроль осуществлялся по выходу материала крупностью – 45+0 мкм.

Контроль содержания и извлечения серицита осуществлялся по содержанию и извлечению  $Al_2O_3$  и  $K_2O$ . Увеличение содержания как  $Al_2O_3$ , так и  $K_2O$  соответствовало увеличению содержания серицита.

Были установлены оптимальные режимные параметры селективного измельчения кварц-серицитовой руды:

- соотношение массы твердого к массе жидкости Т:Ж = 0,67;
- частота вращения пропеллерной мешалки оттирочного скруббера 1000 мин<sup>-1</sup>,
- время измельчения 45 минут;
- расход жидкого стекла (диспергатор) 900 г/т;

После предварительных экспериментов по определению оптимальных режимов классификации были предложены две схемы, включающие двухстадийное селективное измельчение с классификацией по размеру 100 мкм в гидроциклоне диаметром 50 мм и по размеру 10 мкм (вариант «а») или 20 мкм (вариант «б») в гидроциклоне диаметром 25 мм. По обоим схемам были получены три продукта: высококачественный серицитовый концентрат крупностью -10+0 (-20+0) мкм, промпродукт крупностью -100+10 (20) мкм и хвосты крупностью +100 мкм. Результаты обогащения приведены в таблица 1.

*Таблица 1 - Результаты эксперимента по получению серицитового концентрата селективным измельчением и классификацией в гидроциклонах*

Схема	Продукты	Выход (%)	Содержание (%)				Извлечение (%)			
			SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
а	Концентрат серицитовый (-10+0 мкм)	19,46	49,61	34,43	8,02	0,62	13,00	39,83	42,99	24,13
	Промпродукт (-100+10 мкм)	56,82	76,46	16,66	3,54	0,45	58,48	56,28	55,41	51,14
	Хвосты (+100мкм)	23,72	89,34	2,76	0,24	0,52	28,53	3,89	1,59	24,73
б	Концентрат серицитовый (-20+0 мкм)	26,94	52,44	32,76	7,37	0,69	19,02	52,47	54,70	37,18
	Промпродукт (-100+20 мкм)	51,68	80,34	13,61	2,83	0,41	55,89	41,82	40,29	42,38
	Хвосты (+100 мкм)	21,38	87,20	4,49	0,85	0,48	25,09	5,71	5,01	20,45

В зависимости от требований к качеству концентрата, различающихся при использовании в различных областях промышленности, можно рекомендовать одну из двух приведенных выше схем. Для обеспечения высокого извлечения серицита необходимо направлять в концентрат материал с размером частиц -20+0 мкм, а для получения более качественного серицитового концентрата - материал с размером частиц -10+0 мкм.

Приведенные в таблице 1 данные показывают, что, как и следовало ожидать, при классификации серицитовой руды по классу 10 мкм после селективного измельчения содержание серицита в концентрате и, соответственно, в промпродукте выше, а извлечение ниже, чем при классификации по классу 20 мкм.

Недостатком этой технологии, т.е. обогащения серицитовой руды методом селективного измельчения в оттирочном скруббере в сочетании с классификацией в гидроциклонах, является переход около 50% серицита в малоликвидный промпродукт, т.е. в материал крупностью -100+10 (20) мкм с содержанием оксида алюминия и суммы компонентов K<sub>2</sub>O+Na<sub>2</sub>O практически таким же, как и в исходной руде. Недопустимо большие потери ценного компонента повлекли за собой исследования, направленные на извлечение серицита другими методами.

С учетом того, что частицы всех минералов имеют малые размеры, а основные минеральные компоненты в руде имеют одинаковую плотность, наибольшая эффективность ожидалась при применении флотации. В связи с вышеизложенным, дальнейшие эксперименты проводились с целью изучения возможности применения селективной флотации для извлечения серицита из промпродукта схемы, включающей селективное измельчение и классификацию в гидроциклонах.

При измельчении слюд на поверхностях вдоль плоскостей спайности обнажаются связи, обуславливающие относительно невысокую гидратацию поверхности и достаточно высокую флотационную активность слюд. Ранее проведенные исследования показали, что наилучшие результаты достигаются при использовании катионного собирателя ArmacT в виде 1% раствора в дистиллированной воде (первичная соль ацетата таллового амина, выпускается компанией Nouryon Surface Chemistry AB).

Предварительные эксперименты по флотации мономинеральных фракций серицита и кварца были проведены в трубке Халлимонда, репрезентативные пробы руды затем флотировали в лабораторной флотомашине «Денвер». Так как катионы  $\text{NH}_4^+$  адсорбируются на отрицательно заряженных сериците и кварце, были проведены исследования зависимости дзета-потенциала поверхности серицита и кварца от pH при расходе ArmacT, равном 40 г/т.

Максимум значения дзета-потенциала поверхности серицита наблюдается при pH=7 и равен 45 мВ, а при pH более 10 значения отрицательны. Максимум значения дзета-потенциала поверхности кварца наблюдается при pH=5 и равен 25 мВ, а при pH более 9,5 значения отрицательны. Причиной этого является превышение предела растворимости аминов с переходом в молекулярную форму и осаждение с образованием коллоидного раствора. Так как при любом pH дзета-потенциал кварца ниже, чем у серицита, можно высказать предположение, что при флотации с собирателем ArmacT извлечение серицита будет выше, чем кварца. Максимальная разница наблюдается при pH=2 (25 мВ и 0 мВ для серицита и кварца соответственно).

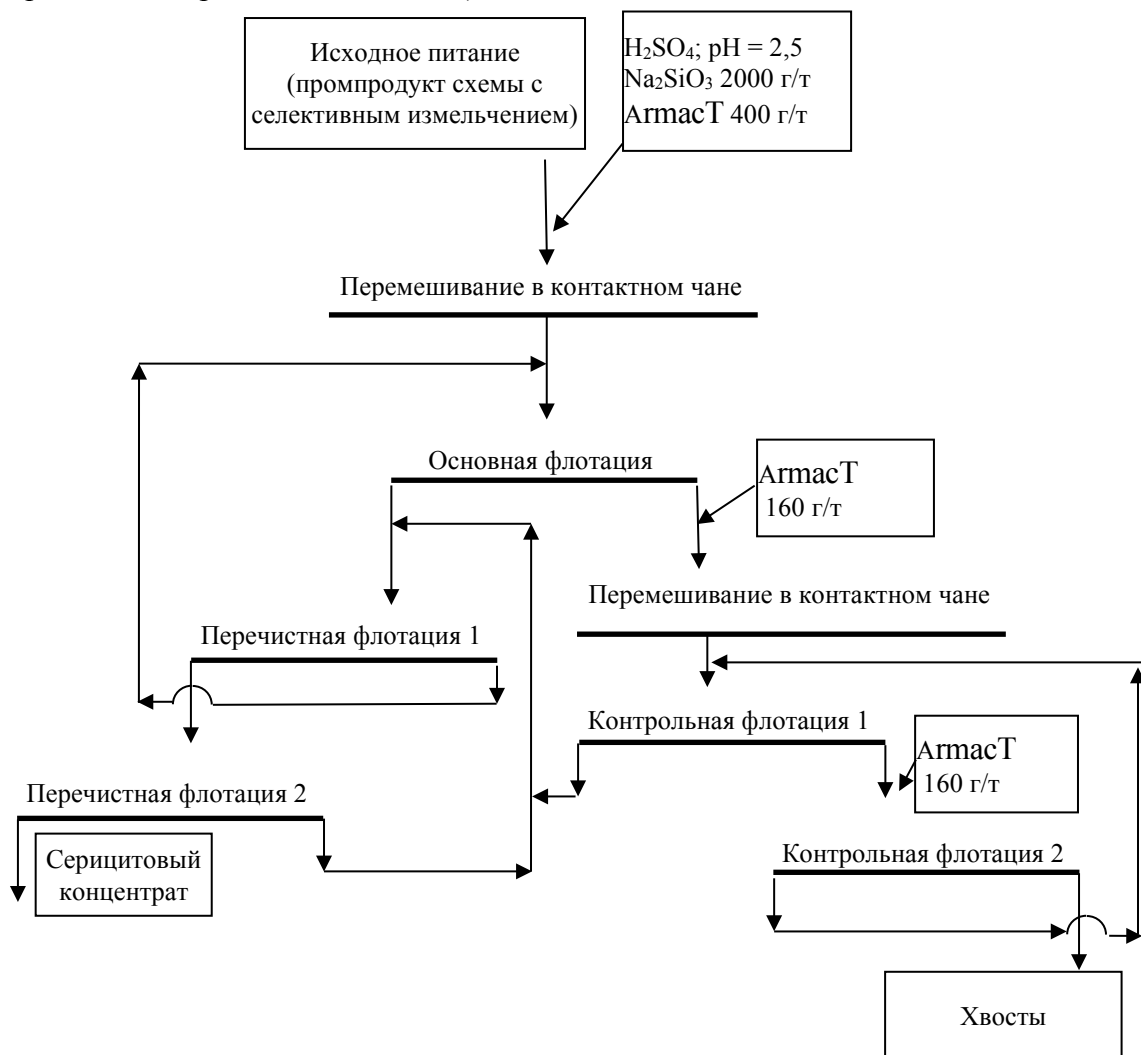


Рисунок - Схема флотации материала с крупностью -100+10 мкм в замкнутом цикле

При pH=2 с увеличением расхода ArmacT дзета-потенциал серицита и кварца также увеличивался в области положительных значений. Следует отметить, что при увеличении

расхода АгмасТ дзета-потенциал серицита растет существенно быстрее по сравнению с кварцем (38 мВ и 5 мВ, соответственно, при расходе 60 г/т), что также свидетельствует о наличии у собирателя АгмасТ функциональной группы, имеющей большее средство к серициту по сравнению с кварцем.

Анализ результатов экспериментов по флотации серицита при различных реагентных режимах позволил установить следующие оптимальные параметры процесса:

- pH среды от 2 до 2,5;
- содержание твердого в пульпе 20 %;
- расход катионного собирателя АгмасТ 400 г/т,
- расход жидкого стекла ~ 2000 г/т;
- время флотации 5–6 минут.

На основании полученных результатов исследований была разработана схема флотации с учетом оптимальных условий и режимов (рисунок 1), позволяющая получить серицитовый концентрат, состав которого приведен в таблица 2.

Таблица 2 - Баланс металлов при флотации кварц-серицитовой руды по схеме, приведенной на рисунке

Продукты	Выход (%)	Содержание, %				Извлечение, %			
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
Исходная руда	100,00	74,48	16,20	3,52	0,59	100	100	100	100
Серицитовый концентрат	35,49	49,33	34,56	8,25	0,87	17,51	73,64	82,71	68,35
Хвосты (кварцевый концентрат)	64,51	97,78	0,81	0,95	0,22	82,49	26,36	17,29	31,65

Таблица 3 - Общий баланс металлов обогащения кварц-серицитовой руды при обогащении по комбинированной схеме

Продукты	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %			
		SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O
Концентрат серицитовый (после классификации)	19,46	49,61	34,43	8,02	0,62	13,00	39,83	43,00	24,13
Концентрат серицитовый флотационный	20,17	49,33	34,56	8,25	0,87	10,24	41,44	45,83	34,95
<b>Объединенный концентрат</b>	<b>39,63</b>	<b>49,47</b>	<b>34,50</b>	<b>8,14</b>	<b>0,75</b>	<b>23,24</b>	<b>81,27</b>	<b>88,83</b>	<b>59,08</b>
Хвосты классификации	23,72	89,34	2,76	0,24	0,52	28,52	3,89	1,59	24,73
Хвосты флотации	36,65	97,78	0,81	0,95	0,22	48,24	14,84	9,58	16,19
<b>Хвосты общие</b>	<b>60,37</b>	<b>94,46</b>	<b>1,58</b>	<b>0,67</b>	<b>0,34</b>	<b>76,76</b>	<b>18,73</b>	<b>11,17</b>	<b>40,92</b>
Исходная руда	100,0	76,63	14,62	3,63	0,50	100,0	100,0	100,0	100,0

Выход концентрата составляет 35,49 %; содержание SiO<sub>2</sub> 49,33 %; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 34,56 %; K<sub>2</sub>O+Na<sub>2</sub>O=9,12 %; фактическое извлечение Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 73,64 %; K<sub>2</sub>O 82,71 % и Na<sub>2</sub>O 68,35 %. Кроме того, хвосты флотации с содержанием SiO<sub>2</sub>, равным 97,78 %, могут рассматриваться как кварцевое сырьё для производства керамики.

В таблице 3 приведен сводный баланс металлов обогащения кварц-серицитовой руды при обогащении по комбинированной схеме.

**DEVELOPMENT OF TECHNOLOGY FOR ENRICHMENT OF QUARTZ-SERICITE  
ORE BY METHODS OF SELECTIVE GRINDING AND FLOTATION**

*Yushina T.I., Nguyen Van Trong, Dumov A.M., Nguyen Thu Thuy*

Sericite, mineral of a class of aluminosilicates, is widely applied in cosmetic and paint and varnish industry, as well as in production of polymers. Researches of a possibility of receiving demanded saleable sericite concentrates were conducted on tests quartz-sericite ores of the deposit Hatin (Vietnam). On the basis of results of a research of an obogatimost the scheme of processing of ore with application of selective crushing, classification in hydrocyclones and flotation allowing from initial ore with a mass fraction of SiO<sub>2</sub> 74,48% is offered; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 16,20%; K<sub>2</sub>O of 3,52%; Na<sub>2</sub>O 0,59% to receive the commodity sericite product conforming to the quality standards of the raw materials used for various industries.

---

**ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СПЕКТРАЛЬНО-  
КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КОМПОНЕНТОВ  
ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ-МОДИФИКАТОРОВ\***

*Подкаменный Ю.А., Двойченкова Г.П., Самусев А.Л., Кожевников Г.А.*

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

*Результатами экспериментальных исследований установлен рациональный компонентный состав люминофорсодержащих композиций, предназначенных для модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабо- и аномально люминесцирующих кристаллов с целью их эффективного извлечения методом рентгенолюминесцентной сепарации.*

Механизм действия реагентов для модифицирования спектральных характеристик алмазов люминофорами включает стадии формирования крупнокапельной водной эмульсии люминофорсодержащей композиции, состоящей из смеси люминофоров и органического абсорбента (коллектора), и селективное закрепление композиции на поверхности алмазных кристаллов за счет адгезионной активности органического абсорбента. Теория выбора состава реагентов модификаторов базируется на критериях соответствия свойств люминофоров, органического абсорбента и ионно-молекулярного состава водной фазы необходимым требованиям, обеспечивающим эффективность и работоспособность реагентов-модификаторов.

Выбор люминофоров для реагентов-модификаторов производился по критериям:

- схожести диапазона длин волн спектра рентгенолюминесценции фактическому спектру природных (нормально люминесцирующих) кристаллов алмаза ( $\nu=400\text{--}580$  нм);
- соответствию спектрально-кинетических характеристик сигнала алмазов настройкам системы идентификации алмазов в промышленном процессе рентгенолюминесцентной сепарации;
- средней и высокой лиофобности;
- растворимости в аполярных органических жидкостях.

---

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



Выбор концентраций и соотношения люминофоров в смеси производится по критериям:

- максимального соответствия (минимального отклонения) приведенной формы кинетического сигнала рентгенолюминесценции относительно сигнала природных алмазов;
- положительному результату распознавания смесей люминофоров в рентгенолюминесцентном сепараторе в селективном режиме.

Выбор органической жидкости в составе люминофорсодержащей композиции производится по критериям: - удерживающей способности капельно-диспергированной органической фазы по отношению к неорганическим люминофорам; - по эффективности адгезионного закрепления капель композиции на поверхности кристаллов алмазов; - по удовлетворительному рентгено- и светопропусканию (не менее 75 %); - по отсутствию эффектов гашения рентгенолюминесценции.

Выбор ионно-молекулярного состава водной фазы люминофорсодержащей эмульсии производится по критериям: - средней и высокой кинетической устойчивости диспергированного органического абсорбента в водной эмульсии; - селективности закрепления люминофоров на поверхности кристаллов алмазов относительно зерен попутных минералов кимберлита.

Исследование различных марок люминофоров (рисунок 1) по их спектрально-кинетическим характеристикам сигнала рентгенолюминесценции индивидуальных люминофоров, произведенное на сепараторе «Полус-М», показало следующее.

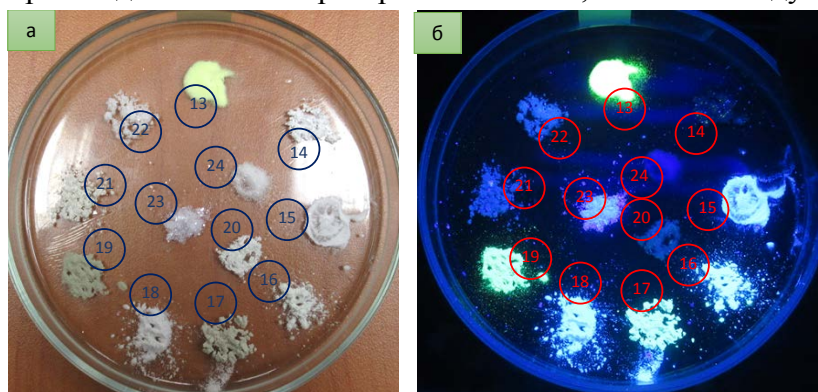


Рисунок 1 - Люминофоры в обычном (а) и ультрафиолетовом освещении (б): марки люминофоров: 1 – Р-530; 2 – РС-424; 3 – ФС-4; 4 – ФК-2; 5 – Э-455-115; 6 – ФК-1; 7 – Э-515; 8 – Люминол; 9 – толан; 10 – антрацен; 11 - терфинил

Сигналы рентгенолюминесценции люминофоров на основе алюмината стронция обладают интенсивной быстрой и медленной компонентами (рисунок 2). Форма сигнала алюминатов характеризуется небольшим отклонением от формы сигнала природного алмаза. Недостаток сигнала люминофора – продолжительное свечение после рентгеноактивации (более 1 мин), обуславливающее предельно-высокое значение постоянной времени затухания сигнала рентгенолюминесценции, выходящее за пределы интервала обнаружения алмазов в процессе РЛС.

Наиболее близкими сигналами рентгенолюминесценции характеризуются люминофоры с наибольшей медленной компонентой: люминофор №2 (желто-зеленый), №3 (бирюзовый), №6 (желтый – зеленое свечение), №8 – (фиолетовое свечение).

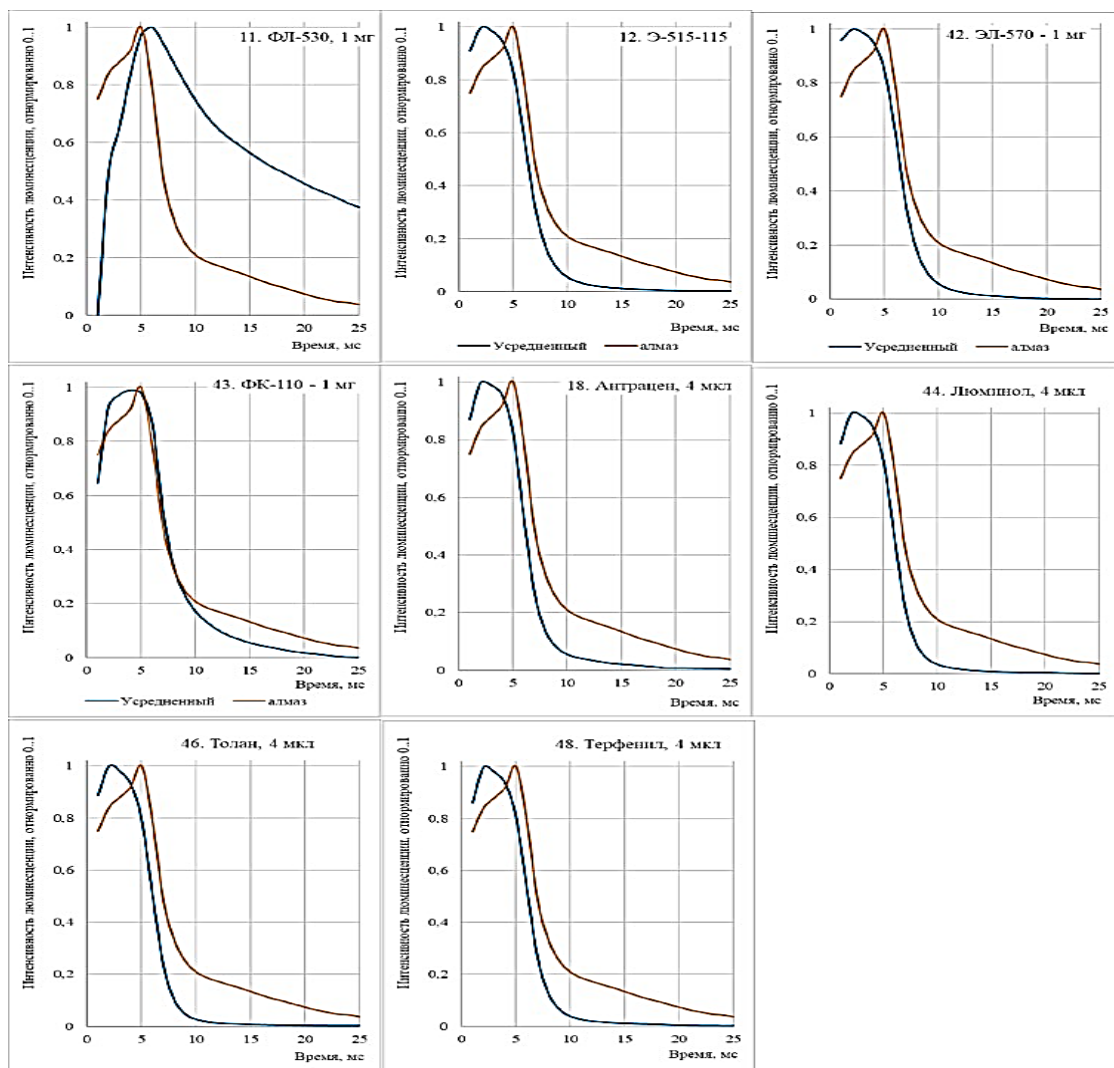


Рисунок 2 - Нормированные сигналы рентгенолюминесценции люминофоров: голубые - усредненная кривая по люминофору, оранжевые - натуральный алмаз. Марки люминофоров приведены на рисунках

Люминофоры на основе алюмината стронция обладают уникальным свойством - способностью активироваться ИК-излучением, что может быть основой для разработки патентоспособных технологий РЛС. Сигнал рентгенолюминесценции исследованных органических люминофоров заметно отличается от сигнала природного алмаза.

Исследованные органические маслорастворимые люминофоры обладают интенсивной и особо интенсивной быстрой компонентой, однако при этом они характеризуются практически не выраженной медленной компонентой.

Степень отклонения формы сигнала рентгенолюминесценции указанных люминофоров к форме сигнала природного алмаза весьма велика, что обуславливает целесообразность их применение в композиции с люминофорами, характеризующимися интенсивной медленной компонентой.

Выбранный подход к модифицированию спектрально-кинетических характеристик аномально-люминесцирующих алмазов с использованием люминофоров предполагает изменение медленной и быстрой компонент, постоянной времени затухания и свертки сигнала рентгенолюминесценции до значений, лежащих в области положительного

идентификации алмазов в рентгенолюминесцентных сепараторах.

Требуемые результаты достигаются при одновременном увеличении амплитуд медленной и быстрой компонент, когда область характерных значений спектрально-кинетических характеристик смещается под углом относительно оси абсцисс. При этом аномально люминесцирующие алмазные кристаллы с высокой амплитудой быстрой компоненты или с низкой амплитудой медленной компоненты переходят в область их положительной идентификации (как природных алмазов) по амплитуде медленной компоненты и соотношению компонент.

Полученные результаты показали эффективность выбранного подхода к выбору состава органического абсорбента (коллектора), которая подтверждена результатами измерения сигналов не люминесцирующих кристаллов алмаза, обработанных композицией, состоящей из люминофоров ФЛ-530 и антрацена, дизельного топлива и газойля каталитического крекинга, показавшими возможность достижения требуемых характеристик сигнала рентгенолюминесценции и детектирования алмазов в процессе РЛС.

---

#### **EXPERIMENTAL STUDIES OF THE SPECTRAL AND KINETIC CHARACTERISTICS OF THE COMPONENTS OF PHOSPHOR-CONTAINING MODIFIER REAGENTS**

*Podkamenniy I.A., Dvoichenkova G.P., Samusev A.L., Kozhevnikov G.A.*

The choice and substantiation of the rational component composition of phosphor-containing compositions intended for modifying the spectral-kinetic characteristics of weakly and abnormally luminescent crystals with the aim of their effective extraction by X-ray luminescent separation is shown.

---

#### **ПРОБЛЕМЫ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ФЛОТАЦИОННОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ ПРОМЫШЛЕННО ЦЕННЫХ МИНЕРАЛОВ ИЗ ПОЛИКОМПОНЕНТНЫХ РУД И ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ХЕЛАТООБРАЗУЮЩИХ РЕАГЕНТОВ\***

*Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешикина А.Ю.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, e-mail: viktoriki.v@gmail.com

*На основе анализа современного состояния исследований по флотационным методам извлечения цветных и благородных металлов из бедных поликомпонентных руд и хвостов обогащения актуальными являются проблемы интенсификации флотационного извлечения промышленно ценных минералов из поликомпонентных руд и хвостов обогащения с использованием хелатообразующих реагентов.*

В условиях постоянного снижения содержания ценных компонентов в исходном сырье, увеличения количества трудно извлекаемых минералов, тонкого взаимного прорастания рудных минералов и вмещающих пород актуальной технологической, экономической и экологической задачей горно-металлургических предприятий является

---

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

повышение полноты извлечения цветных и благородных металлов из первичных руд и техногенных минеральных образований: накопленных и текущих отходов горно-металлургических производств с одновременным снижением нагрузки на окружающую среду.

Разнообразие форм нахождения полезных минералов, высокая степень их дисперсности, изменчивость физических и физико-химических свойств поверхности представляют закономерные природные барьеры на пути разработки технологий извлечения цветных и благородных металлов, соответствующих современным требованиям технической эффективности и экономической целесообразности.

Флотационные методы играют ключевую роль в комбинированных технологических схемах переработки, поскольку позволяют осуществить более полное извлечение всех ценных компонентов в коллективные концентраты с последующим селективным выделением целевых металлов. Однако флотационное обогащение такого сырья является сложной технологической задачей из-за близости флотационных свойств разделяемых сульфидов и наличия флотоактивной породной составляющей.

Эффективность флотационного процесса в первую очередь определяется правильным подбором реагентов, обеспечивающих получение высококачественных селективных концентратов цветных и благородных металлов при минимально возможных потерях металлов в разноименных концентратах и отвальных хвостах.

Применение традиционных реагентов не в полной мере обеспечивает достаточную степень разделения и высокое извлечение металлов и сопровождается значительными до 35-50 % потерями цветных и благородных металлов, качество полученных концентратов зачастую не соответствуют требованиям, предъявляемым к ним на последующих технологических стадиях.

В то же время остро стоит проблема накопления и дальнейшего складирования образующихся в процессе переработки хвостов, в которых содержание цветных и благородных металлов зачастую выше, чем в бедных рудах.

Инновационным решением повышения эффективности и селективности процесса за счет усиления контрастности физико-химического состояния поверхности и технологических свойств разных видов сульфидных минералов и минеральных комплексов признана разработка новых эффективных и экологически безопасных отечественных реагентов (растительные экстракты, карбаматы, поливинилкапролактан и его модификации), позволяющих значительно повысить эффективность обогащения и извлечь ценные минералы из труднообогатимого и нетрадиционного минерального сырья.

Согласно указу президента РФ «О стратегии научно-технического развития Российской Федерации» от 01.12.2016 данное направление является приоритетным для поддержания устойчивой деятельности горнодобывающей отрасли России.

В ИПКОН РАН при исследовании флотационной активности новых реагентов, впервые предложено использовать измельченные сульфидные минералы, на поверхность которых нанесены платина, серебро или золото в виде микро- и наночастиц.

На пирите с микро- и наноразмерным золотом оценивали флотационную активность известного ионогенного собирателя диэтилдитиокарбамата натрия (ДЭДТК) и нового, полученного на его основе 2-оксипропилового эфира диэтилдитиокарбаминовой кислоты (ОПДЭТК). Как показали исследования, в условиях флотации при рН 4—9 оба реагента с

достаточной скоростью способны образовывать трудно растворимые в воде комплексные соединения с золотом. Флотуемость золотосодержащего пирита в присутствии ОПДЭТК выше на 10—14 % по сравнению с результатами, полученными с ДЭДТК, при этом адсорбция ОПДЭТК на минерале, обогащенном золотом, на порядок выше, чем на природном пирите [1, 2].

Определена избирательная адсорбция на золотосодержащих сульфидах, причем адсорбция на пирите существенно выше, чем на арсенопирите. Реагентный режим с применением ОПДЭТК позволил обеспечить получение золотосодержащего концентрата с содержанием мышьяка менее 2 % и сократить на 5-7% потери золота с хвостами флотации [3, 4].

Учитывая способность золота к комплексообразованию с кислородсодержащими, серосодержащими и фосфорсодержащими лигандами, аммиаком и аминами исследованы реагенты класса дитиазинов — пергидро- 1,3,5-дитиазин-5-ил-метан (МТХ) и фосфорсодержащий реагент диизобутилдитиофосфинат натрия (ДИФ). Сорбент МТХ, технический продукт, который содержит 70—85 % основного вещества, доступный аналитический реагент, синтезируется из недорогого сырья и может быть произведен в России.

Реагент ДИФ проявил себя как эффективный и селективный для металлов платиновой группы при флотации сульфидных медно-никелевых руд. Применение ДИФ и МТХ привело к повышению показателей флотации золотосодержащего продукта по сравнению с флотацией ксантогенатом [4, 5].

Испытан метод снижения флотуемости арсенопирита в режиме предварительного дозирования диметилдитиокарбамата (ДМДК), затем бутилксантогената калия (БКК) в операцию флотации. Согласно полученным данным, в присутствии ДМДК извлечение золота повышается на 2,4 %. Извлечение мышьяка в концентрат основной флотации уменьшается на 6 % [6]. Разработан метод селективной флотации сульфидов сурьмы и мышьяка и предложена количественная оценка адсорбции комбинированного ДЭДТК на золотоносных сульфидах [7, 8]. Обосновано применение комплексообразующих реагентов при флотации Cu-Sn лежалых хвостов обогащения [9].

Благодаря накопленному опыту сотрудников научного коллектива ИПКОН РАН по разработке и научному обоснованию эффективных флотационных реагентов для повышения извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых золото- и платиносодержащих руд и нетрадиционного минерального сырья дальнейшие работы направлены на решение фундаментальной научной проблемы, направленной на теоретическое и экспериментальное обоснование механизма физико-химического воздействия хелатообразующих реагентов – растительных экстрактов, производных дитиокарбаматов и поливинилкапролактама на низкоразмерные минеральные комплексы минералов цветных металлов и золота для селективного извлечения целевых металлов из поликомпонентных руд и хвостов обогащения.

Комплексный подход к изучению процесса формирования хелатных соединений с цветными и благородными металлами низкоразмерных минеральных комплексов основан на использовании современных методов анализа состава и структуры низкоразмерных минеральных комплексов, изучении физико-химических свойств поверхности минералов и ассоциированных с ними благородных металлов при воздействии новых малотоксичных

органических хелатообразующих реагентов (растительных экстрактов, производных дитиокарбаматов, модификаций поливинилкапролактама), приводящих к повышению контрастности флотационных свойств разделяемых минеральных компонентов и повышению извлечения промышленно ценных цветных и благородных металлов из поликомпонентных руд и хвостов обогащения.

Решение обозначенной проблемы исследования является актуальной научной задачей, а при росте биржевых цен на цветные и благородные металлы весьма перспективной и экономически обоснованной. Согласно указу Президента РФ «О стратегии научно-технического развития Российской Федерации» от 01.12.2016 данное направление является приоритетным для поддержания устойчивой деятельности горнодобывающей отрасли России. Согласно принятой Правительством Стратегии развития цветной металлургии России на 2014-2020 гг. и на перспективу до 2030 г. в ближайшие годы предполагается реализация ряда крупных проектов развития Дальнего Востока, Якутии и Арктики по разработке месторождений с высоким технологическим уровнем переработки руды.

*Список использованных источников:*

1. Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Иванова Т.А. и др. Исследование новых комплексообразующих реагентов для селекции золотосодержащих пирита и арсенопирита // ФТПРПИ. – 2011. – № 1. – С. 81-89.
2. Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Гетман В.В. и др. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов из упорных руд // Горный журнал — 2017. — № 11. — С. 89 – 93.
3. Патент РФ № 2397025.
4. Чантурия В.А., Недосекина Т.В., Гапчич А.О. Повышение селективности процесса флотации на основе применения новых реагентов-собираателей // ФТПРПИ. – 2012. – № 6. – С. 106-115.
5. Иванова Т.А., Чантурия В.А., Зимбовский И.Г. Новые способы экспериментальной оценки селективности реагентов-собираателей для флотации золота и платины из тонковкрапленных руд благородных металлов // Обогащение руд. — 2013. — № 5. — С. 127 – 137.
6. Недосекина Т. В. Горный журнал. – 2011. – № 11. – С. 44-46.
7. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цв. металлы. — 2018. — № 7. — С. 27 – 32.
8. 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.
9. 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., DOI: 10.1080/08827508.2020.1858080, Publish. Online, 21 Dec 2020.

---

**PROBLEMS OF INTENSIFICATION OF FLOTATION EXTRACTION OF  
INDUSTRIALLY VALUABLE MINERALS FROM MULTICOMPONENT ORES AND  
TAILINGS OF ENRICHMENT USING CHELATING REAGENTS**

*Matveeva T.N., Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.*

Based on the analysis of the current state of research on flotation methods of extraction of non-ferrous and precious metals from poor multicomponent ores and enrichment tailings, the problems of intensification of flotation extraction of industrially valuable minerals from multicomponent ores and enrichment tailings using chelating reagents are relevant.

---

## СОНОХИМИЧЕСКАЯ АКТИВАЦИЯ СОБИРАТЕЛЯ И ВСПЕНИВАТЕЛЯ, ПРИМЕНЯЕМЫХ ДЛЯ СИЛЬВИНОВОЙ ФЛОТАЦИИ

*Буров В.Е., Пойлов В.З.*

ФГАОУ ВО «Пермский национальный исследовательский политехнический университет»,  
кафедра «Химические технологии», г. Пермь, Российская Федерация,  
e-mail: vladimire.burov@gmail.com

*В данной работе показано влияние предварительной сонохимической обработки реагентов (собиратель и вспениватель), используемых в сальвиновой флотации, на изменение физико-химических параметров флотореагентов. С увеличением мощности ультразвуковой обработки реагентов размеры флокул собирателя уменьшаются, при этом возрастает сорбция собирателя на кристаллах KCl, а также гидрофобность сальвина. Кроме того, с применением сонохимической обработки вспенивающая способность и устойчивость пен эмульсии состава «собиратель-вспениватель» повышаются. В свою очередь, перечисленные изменения параметров уменьшают расход реагентов на флотацию и повышают извлечение KCl.*

Российская Федерация обладает уникальными месторождениями сальвинитовых руд, являющихся сырьевой базой для производства калийных соединений, используемых в сельском хозяйстве, химической, металлургической отраслях промышленности и энергетике.

На многих действующих калийных предприятиях Российской Федерации обогащение сальвинита осуществляется пенной флотацией с использованием реагентов.

Недостатками существующего метода являются низкая эффективность используемых флотореагентов, которые не обеспечивают высокого извлечения хлористого калия (не более 90-92 %), и их повышенный расход. В связи с чем поиск путей повышения эффективности реагентов, используемых при флотации сальвинитовых руд, с целью устранения указанных недостатков актуально для всех калийных предприятий Российской Федерации, поставляющих на мировой рынок калийных удобрений более 12 млн. т в год.

Перспективным направлением повышения эффективности действия флотореагентов является их предварительная сонохимическая активация [1].

В данной работе показаны результаты исследований по изучению физико-химических основ процесса сонохимической обработки и изменению характеристик флотационных реагентов (собиратель и вспениватель), а также возможность использования сонохимической активации реагентов с целью снижения расхода реагентов и увеличения эффективности сальвиновой флотации.

Результаты предварительной сонохимической обработки солянокислого амина, используемого в качестве собирателя сальвиновой флотации, указывают на то, что применение ультразвука позволяет уменьшить размеры флокул и тем самым увеличить сорбцию амина на поверхности кристалла KCl, а также повысить гидрофобизацию хлорида калия (таблица 1).

Из анализа значений площади характеристических пиков таблицы 1 видно, что с увеличением мощности ультразвуковой обработки раствора собирателя повышается площадь характеристических пиков, что пропорционально увеличению сорбции амина на кристаллах сальвина, то есть под действием ультразвуковой кавитации флокулы амина уменьшаются в размере и лучше распределяются на поверхности KCl, тем самым повышая гидрофобизацию сальвина (угол смачивания возрастает).

*Таблица 1 - Влияние сонохимической обработки солянокислого амина на характеристики флокул*

Акустическая мощность сонохимической обработки, Вт	Длительность воздействия, с	Размер флокул, нм	Угол смачивания, град.	Площадь характеристического пика ИК-спектра в диапазоне 3000-2820 см <sup>-1</sup>
0	0	10,5±1,6	72,02	1,054
168	150	5,8±0,9	79,22	1,195
252		5,2±0,9	81,77	1,281
336		4,3±0,6	83,65	1,307
420		4,1±0,5	81,40	1,202

Уменьшение гидрофобизации и снижение сорбции амина на кристаллах КС1 при мощности 420 Вт объясняется частичной десорбцией солянокислого амина с поверхности частиц КС1 при высокой мощности ультразвука [2].

Для определения влияния сонохимической обработки реагентов на свойства флотационных пен использовалась модельная эмульсия состава собиратель-вспениватель, где в качестве собирателя применялся солянокислый амин, в качестве пенообразователя – триэтиленгликоль (ТЭГ).

Результаты показаны в таблице 2.

*Таблица 2 – Влияние сонохимической обработки эмульсии состава «собиратель-вспениватель» на характеристики пены и поверхностное натяжение пенообразующей жидкости*

Акустическая мощность сонохимической обработки, Вт	Длительность воздействия, с	Пенообразование, мл/мл	Кратность пен, мл/мл	Скорость разрушения пены, мл/с	Поверхностное натяжение, мН/м
0	0	1,70	3,27	0,116	25,24
168	150	1,72	3,37	0,116	25,04
252		1,75	3,60	0,116	24,06
336		1,78	3,65	0,114	23,61
420		1,82	3,70	0,104	23,51

Из анализа таблицы 2 видно, что с увеличением мощности ультразвукового воздействия на эмульсию состава «собиратель-вспениватель» возрастают пенообразование (отношение объема пены к объему пропущенного газа) и кратность пены (отношение объема пены к объему жидкости в пене по окончании пенообразования), кроме того, пена с повышением мощности ультразвука становится более устойчива – понижается скорость разрушения пен. Обработка ультразвуком пенообразующей композиции состава «собиратель-вспениватель» снижает поверхностное натяжение, в совокупности с уменьшением размера флокул собирателя концентрация ПАВ на поверхности эмульсии возрастает, что и приводит к изменению вспенивающих свойств жидкости.

С целью изучения влияния предварительной сонохимической обработки реагентов на эффективность сильвиновой флотации (извлечение КС1) и снижения расхода реагентов солянокислый амин и ТЭГ использовались в качестве собирателя и вспенивателя, соответственно.

Объектом исследования была сильвинитовая руда состава: КС1 – 27,04 %, NaCl –



72,5 %, Н.о. – 0,46 %. Результаты флотации представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Влияние предварительной сонохимической обработки эмульсии реагентов состава «собиратель-вспениватель» на эффективность флотации и расход реагентов

Расход реагентов	Ультразвуковая обработка	Извлечение KCl, %
Концентрация вспенивателя – 30 % масс. от сухой массы собирателя. Общий расход «собиратель-вспениватель» - 65 г/т руды	НЕТ	35,94
Концентрация вспенивателя – 30 % масс. от сухой массы собирателя. Общий расход «собиратель-вспениватель» - 65 г/т руды	ЕСТЬ	41,79
Концентрация вспенивателя – 20 % масс. от сухой массы собирателя. Общий расход «собиратель-вспениватель» - 60 г/т руды	ЕСТЬ	36,52

С использованием предварительной сонохимической обработки реагентов повышается извлечение хлорида калия, существенно снижается расход и концентрация реагентов, при которых не ухудшаются показатели эффективности флотации.

*Список использованных источников*

1. Chen Y. et al. A review of effects and applications of ultrasound in mineral flotation // Ultrasonics Sonochemistry. 2020. Vol. 60. P. 104739.
  2. Poilov V.Z. et al. Sonochemical activation of amine hydrochloric acid solution used as a collector in sylvinite ore flotation // Obogashchenie Rud. 2021. № 5. P. 15–26.
- 

## SONOCHEMICAL ACTIVATION OF COLLECTOR AND FROTHER USED FOR SYLVINE FLOTATION

*Burov V.E., Poilov V.Z.*

This paper shows the effect of pre-sonochemical treatment of reagents (collector and frother) on the change in the physicochemical parameters of flotation reagents. With an increase in the ultrasonic treatment power of reagents, the collector floccules size decreases, while the sorption of the collector on KCl increases, as well as the sylvite hydrophobicity. In addition, with the use of sono-treatment, foam ability and foam stability of the composition "collector-frother" are increased. In turn, these changes in parameters reduce the reagent consumption for flotation and increase the recovery of KCl.

---

## ВЛИЯНИЕ ИОНОВ В СОСТАВЕ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД\*

*Афанасова А.В., Лушина Е.А.*

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

*Современная тенденция к замкнутому водообороту, поиск альтернативных водных ресурсов для обеспечения работы фабрик, в том числе перспективы вовлечения в процессы флотации морской воды предопределяют необходимость исследования ионов в составе оборотной воды на эффективность обогащения минерального сырья.*

---

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

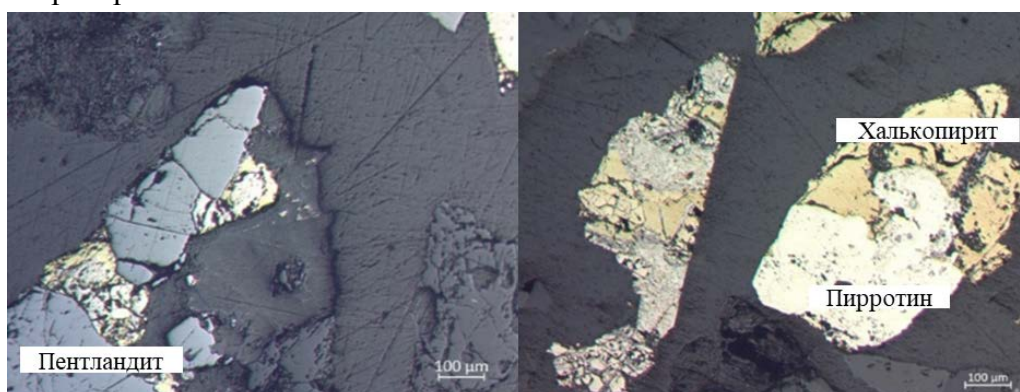
Сырьевой комплекс – очень важный элемент мировой экономики [1, 2]. Большинство фабрик используют оборотное водоснабжение с целью экономии расхода воды и повышения рациональности использования природных ресурсов. Перед повторным использованием вода проходит стадию очистки, однако в ней накапливаются различные ионы, оказывающие влияние на химический состав воды, pH и Eh, при этом, нельзя не отметить сильное влияние ионов в составе воды также на процессы флотационного обогащения, в том числе за счет взаимодействия ионов с минеральными комплексами и флотационными реагентами [3, 4].

Медно-никелевые руды являются комплексным источником различных ценных металлов, включая металлы платиновой группы, что предопределяет необходимость контроля селективности процесса для получения концентратов требуемого качества и состава [5, 6]. Таким образом, целью представленной работы являлось установление новых закономерностей влияния ионов в составе оборотной воды на эффективность обогащения медно-никелевых руд.

Объектом исследования в представленной работе были выбраны сульфидные медно-никелевые руды. Анализ минералогических особенностей сырья был проведен с применением поляризационного микроскопа Axio Imager A2m (Zeiss).

Опыты флотационного обогащения проведены на лабораторной пневмомеханической флотационной машине Flotation Bench Test Machine фирмы Laarmann с объемом камеры 1,5 л. Для анализа элементного состава образцов был использован рентгенофлуоресцентный анализатор EDX 7000 фирмы Shimadzu.

Анализ минералогических особенностей образцов минерального сырья позволил установить, что рудная минерализация представлена преимущественно халькопиритом, пирротином (в том числе никеленосным) и пентландитом (рисунок 1). При этом для рудной минерализации характерно как тонкая вкрапленность в пустую породу, так и тесное взаимное произрастание.



*Рисунок 1 - Исследование минералогических особенностей образцов руды*

Получено, что примесями, наиболее сильно влияющими на процесс флотационного обогащения, являются катионы кальция и магния, ввиду их влияния на жесткость воды, стабильность пенного слоя и поверхностные свойства минеральных комплексов при флотации.

Исследование влияния ионов кальция и магния на поверхностное натяжение на границе раздела вода-воздух показало, что ионы кальция сильнее влияют на поверхностное натяжение, снижая значение с 70,95 мН/м<sup>2</sup> до 44,14 мН/м<sup>2</sup>, при концентрации ионов

кальция  $1105 \text{ мг/дм}^3$ . Катионы магния при концентрации  $1031 \text{ мг/дм}^3$  при этом снижают поверхностное натяжение до  $48,33 \text{ мН/м}^2$ .

Результаты исследования влияния ионов кальция на кинетику извлечения меди и никеля при флотации медно-никелевых руд показаны соответственно на рисунке 2.

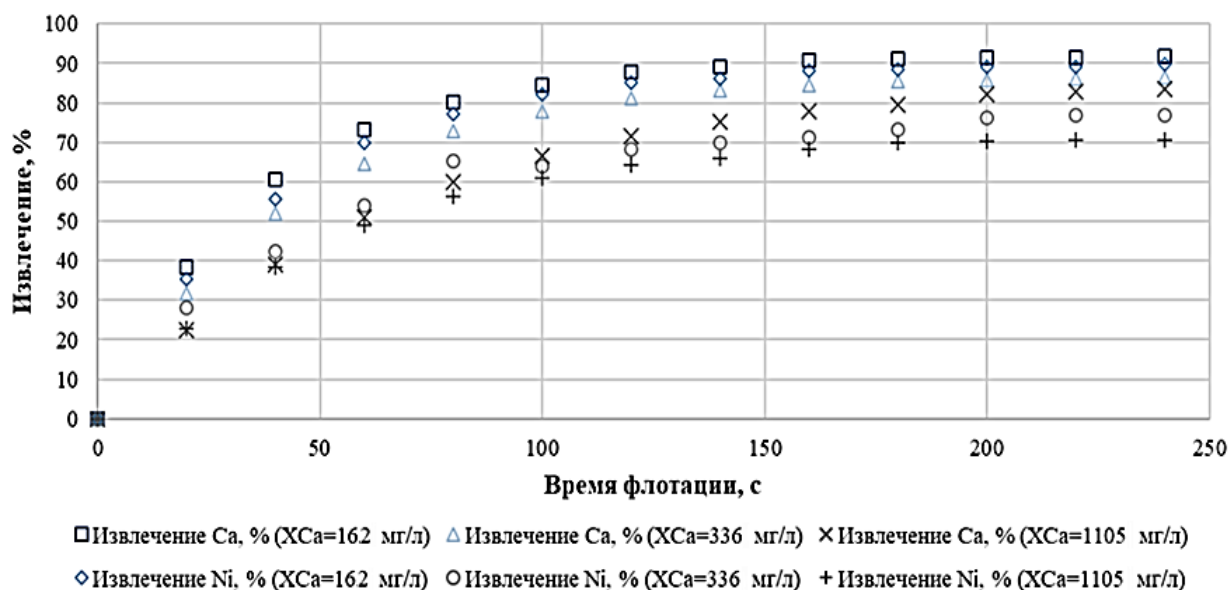


Рисунок 2 - Результаты исследования влияния кинетики извлечения меди и никеля при флотации с различной массовой концентрацией ионов кальция

Анализ данных, представленных на рисунке 2, показывает, что увеличение в воде ионов кальция приводит к снижению извлечения как меди, так и никеля в концентрат. При этом извлечение меди снижается с  $91,71 \%$  до  $83,65 \%$ , в то время как извлечение никеля снижается с  $89,66 \%$  до  $70,68 \%$ .

Менее негативное влияние ионов кальция на извлечение меди связано с легкой флотуемостью халькопирита. Более сильное влияние ионов кальция на снижение извлечения никеля связано тем, что никель в составе руд представлен как в составе пентландита, так и в составе никеленосного пирротина. Известно, что ионы кальция цементируют поверхность пирротина, что приводит к снижению его извлечения в концентрат и, как следствие, снижению извлечения никеля.

Исследование влияния ионов кальция на значение изменения значения краевого угла смачивания для пирротина подтвердили цементацию минеральной поверхности ионами кальция, уменьшению значения краевого угла смачивания и как следствие снижению его гидрофобизации.

Таким образом, установлено, что присутствие в составе оборотной воды ионов кальция оказывает влияние на процесс флотации медно-никелевых руд как за счет влияния на жесткость воды и как следствие влияние на процессы пенообразования, так и за счет снижения извлечения ценных компонентов за счет влияния катионов кальция на поверхность минеральных комплексов, при этом стоит отметить, что при увеличении концентрации кальция в пульпе происходит снижения извлечения в концентрат преимущественно никеля, за счет негативного влияния катионов кальция на поверхность никеленосного пирротина.

*Список использованных источников*

1. Чантурия В.А., Вайсберг Л.А., Козлов А.П. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья // Обогащение руд. – 2014. – № 2. – С.3-9.
  2. Litvinenko V. S., Sergeev I. B. Innovations as a Factor in the Development of the Natural Resources Sector // Studies on Russian Economic Development, 2019, vol. 30, no. 6, pp. 637-645.
  3. Александрова Т.Н., Афанасова А.В., Кузнецов В.В. и др. Выбор параметров флотации сульфидных медно-никелевых руд на основе анализа распределения компонентов по флотирiuемости // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. №1. С. 131-147.
  4. Aleksandrova T. N., Orlova A. V., Taranov V. A. Current Status of Copper-Ore Processing: A Review // Russian Journal of Non-Ferrous Metals. 2021, vol. 62, no. 4, pp. 375-381.
  5. O'Connor, C., Alexandrova, T. (2021). The geological occurrence, mineralogy, and processing by flotation of platinum group minerals (PGMs) in South Africa and Russia. Minerals, 11(1), 1-15.
  6. Александрова Т. Н., Афанасова А. В., Кузнецов В. В., Бабенко Т. А. Исследование процессов селективной дезинтеграции медно-никелевых руд Заполярного месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 12. – С. 73-87.
- 

**EFFECT OF IONS IN CIRCULATING WATER ON THE FLOTATION EFFICIENCY  
OF COPPER-NICKEL ORES**

*Afanasova A.V., Lushina E.A.*

The modern trend towards a recycling water circulation, the search for alternative water resources to support the operation of factories, including the involvement of seawater in flotation processes predetermines the need to investigate the ions in the composition of circulating water on the efficiency of beneficiation of minerals.

---

**ВЛИЯНИЕ ТУРБУЛЕНТНОСТИ ВО ФЛОТОМАШИНЕ НА КРУПНОСТЬ  
ИЗВЛЕКАЕМЫХ ЧАСТИЦ\***

*Коваленко К.А., Кондратьев С.А., Мошкин Н.П.*

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск,  
Российская Федерация, e-mail: kovalenko\_ka@misd.ru

*Показано, что крупность минеральных частиц, извлекаемых пенной флотацией во флотомашине с интенсивным турбулентным движением, можно определить, используя капиллярно-волновой механизм деминерализации газовой фазы.*

Флотация является основным технологическим процессом обогащения многих полезных ископаемых. Её применение позволяет вовлекать в эксплуатацию месторождения бедных, тонковкрапленных комплексных руд.

Известно, что эффективность флотации сильно зависит от размеров частиц.

В настоящее время верхний предел крупности извлекаемых пенной флотацией частиц составляет ~150 мкм для сульфидов, а для несульфидов и углей 250÷300 и 500 мкм соответственно. Повышение крупности извлекаемых зерен приведет к сокращению потерь ценных минералов в виде переизмельченных тонких частиц, снижению энергетических затрат на рудоподготовку, позволит значительно интенсифицировать процессы фильтрации, сушки, сгущения и улучшить процессы дальнейшего передела концентратов, снизив тем самым стоимость обогащения.

---

\* Работа выполнена в рамках проекта НИР номер гос. регистрации 121051900145-1

Решение проблемы флотации тонких частиц так же имеет важное практическое значение, так как позволит вовлечь в процесс флотационного обогащения охристые, легко шламующиеся окисленные минералы, содержащие железо, молибден, свинец, вольфрам, повысить показатели обогащения в результате снижения потерь полезных минералов в тонких шламовых фракциях.

Таким образом, выявление и устранение причин, приводящих к снижению эффективности флотации частиц крайних размеров, весьма важно.

Флотация представляет собой сложный физико-химический процесс, протекающий в камере флотационной машины с интенсивным турбулентным движением пульпы, которое оказывает влияние на разрушение флотационных агрегатов.

Согласно данным ряда исследователей скорость образования агрегатов «частица-пузырек» максимальна в области с высокой скоростью диссипации [1-3]. Объем, в котором происходит образование флотационных агрегатов, составляет всего несколько процентов от общего объема флотационной камеры. Следовательно, и разрушение образовавшихся агрегатов наиболее вероятно в этих областях. Учитывая сложные взаимодействия, которые происходят во время флотации, многие исследователи изучали и изучают влияние турбулентности на процесс флотации [4-7].

В работе [8] представлен метод расчета по определению крупности флотируемых частиц в зависимости от скорости рассеивания энергии и характеристик минеральной частицы.

Целью настоящей работы является определение влияния турбулентности на сохранность флотационного агрегата в турбулентном потоке.

Флотацию проводили на апатитовой руде с плотностью  $3,3 \text{ г/см}^3$  в лабораторной флотационной машине при скоростях вращения импеллера 1800 и 2200 об/мин. Руду рассеивали на классы, мм: -0,007; -0,125+0,07; -0,25+0,125; -0,5+0,25.

Каждый класс флотировался отдельно, в качестве реагента-собирателя использовали олеиновую кислоту. Результаты флотации приведены в таблице.

Анализ таблицы позволяет сделать вывод, что с увеличением скорости вращения импеллера извлечение падает, причем при увеличении крупности это влияние наиболее выражено.

Нами были выполнены исследования зоны турбулентности в приимпеллерном пространстве методами вычислительной гидродинамики в программной среде ANSYS Fluent для скоростей вращения 1800 и 2200 об/мин. Геометрия модели состояла из прямоугольной камеры, статора и импеллера.

Распределение скоростей диссипации энергии в горизонтальной плоскости на уровне середины лопаток импеллера приведены на рисунке 1.

Будем считать, что в камере флотационной машины концентрации частиц и пузырьков крайне малы (однофазный поток), гашение интенсивности турбулентного движения дисперсными фазами незначительно.

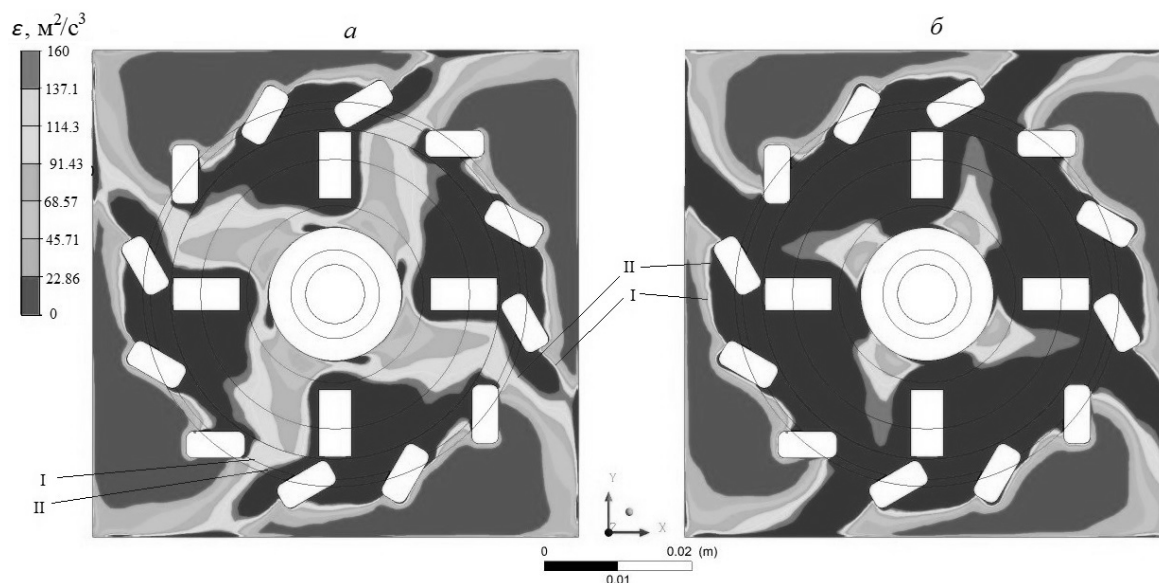
Распределение скоростей диссипации энергии турбулентного движения по камере флотационной машины практически не зависит от содержания пузырьков и минеральных частиц и может быть определено в рамках однофазной среды.

Изучение влияния турбулентности на крупность извлекаемых частиц проводили с использованием капиллярно-волновой механизм деминерализации газовой фазы [8].

*Таблица - Результаты флотационного обогащения апатитовой руды*

Класс крупности, мм	Продукт обогащения	Скорость вращения импеллера, об/мин					
		1800			2200		
		Выход, %	Содержание P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	Извлечение, %	Выход, %	Содержание P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> , %	Извлечение, %
-0,07	Пенный	32,5	25,9	66,38	26,9	26,94	58,71
	Камерный	67,5	6,31	33,62	73,1	6,97	41,29
	Исходная руда	100	13,56	100	100	13,66	100
-0,125+0,07	Пенный	32,9	31,62	69,41	21,6	29,28	43,38
	Камерный	67,1	6,84	30,59	78,4	10,51	56,62
	Исходная руда	100	16,01	100	100	16,18	100
-0,25+0,125	Пенный	39,7	35,48	84,37	24,4	35,71	48,63
	Камерный	60,3	4,32	15,63	75,6	12,15	51,39
	Исходная руда	100	20,82	100	100	20,20	100
-0,5+0,25	Пенный	23,6	35,67	61,53	12,2	35,58	26,46
	Камерный	76,4	6,89	38,47	87,8	13,76	73,53
	Исходная руда	100	16,49	100	100	17,29	100

Для решения системы уравнений полученной в [8] находились начальные условия в предположении, что образование и разрушение агрегатов «частица-пузырек» происходило на выходе из области статора флотационной машины.



*Рисунок 1 - Распределение энергии диссипации при скорости вращения импеллера: а - 1800 и б - 2200 об/мин; I, II – области со скоростью диссипации энергии в них от 100 до 150 м<sup>2</sup>/с<sup>3</sup>, соответственно*

Начальная скорость движения стенки пузырька принималась равной скорости турбулентных пульсаций в инерционном интервале спектра изотропной турбулентности:

$$\bar{u}' = C(\epsilon l)^{\frac{1}{3}},$$

где:  $C = 1,37$  — постоянная,

$\varepsilon$  – скорость диссипации энергии,  $\text{м}^2/\text{с}^3$ ,  
 $l$  – масштаб турбулентных образований, м.

Наиболее вероятные области разрушения агрегатов обозначены как I, II со скоростью диссипации энергии в них от 100 до 150  $\text{м}^2/\text{с}^3$  (рисунок 1).

Амплитуда колебаний в градусах отклонения от горизонтальной плоскости частицы размером 500 мкм при скорости диссипации энергии 100  $\text{м}^2/\text{с}^3$  составит 54° (рисунок 2, а).

Предположим, что максимальная скорость пульсаций превышает среднюю скорость турбулентных пульсаций в инерционном интервале спектра турбулентности ~ в 1,6 раза, тогда наступающий контактный угол увеличится до 75° (рисунок 2, б).

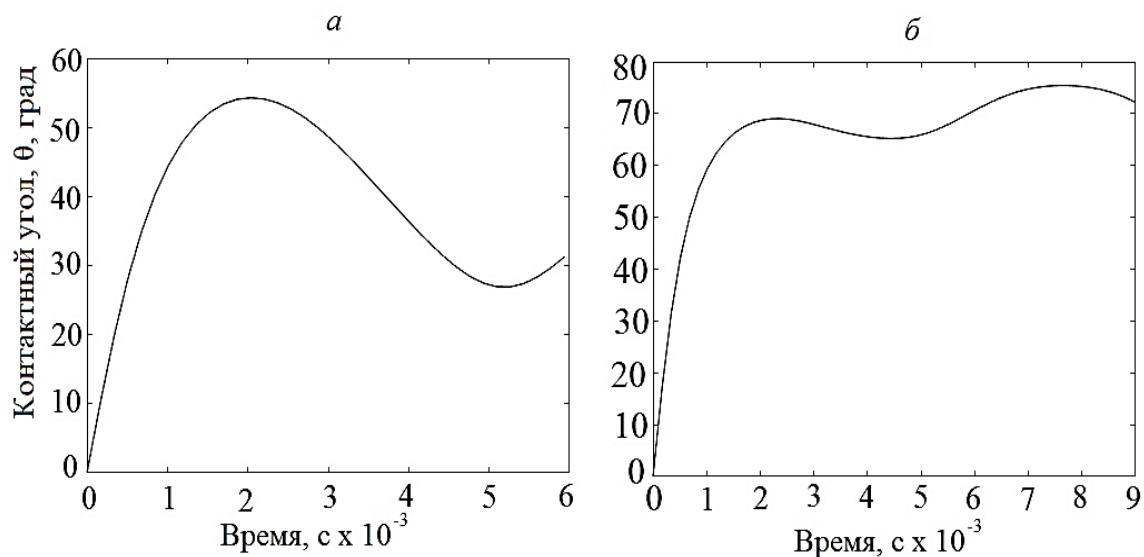


Рисунок 2 - Амплитуда колебаний частицы на пузырьке при начальной скорости стенки пузырька:

0,676 м/с, скорость вращения импеллера 1800 об/мин (а) и 1,1424 м/с, скорость вращения импеллера 2200 об/мин (б)

Если принять, что максимальный контактный угол равен 70°, то при его достижении происходит смыкание трехфазного периметра контакта и отрыв частицы от пузырька. Частицы проходят межлопаточное пространство статора на разном удалении от лопаток, а объемы областей интенсивного турбулентного движения в приимпеллерной зоне различаются по протяженности для скоростей вращения импеллера 1800 и 2200 об/мин. В связи с этим вероятность попадания флотационных агрегатов в область интенсивного турбулентного движения значительно больше.

Таким образом, на основании численного расчета, компьютерного моделирования и результатов флотационных экспериментов, показано, что турбулентность оказывает влияние на сохранность флотационного агрегата. Увеличение скорости вращения импеллера приводит к повышению вероятности разрушения агрегата «частица-пузырек».

Выполненные расчеты адекватно отражают экспериментальные результаты.

#### Список использованных источников

1. Schubert H., Bischofberger C. On the microprocesses air dispersion and particle-bubble attachment in flotation machines as well as consequences for the scale-up of macroprocesses // Int. J. Miner. Process. – 1998. – Vol.52. – No. 4. – P. 245 – 259.
2. Schubert H. Nanobubbles, hydrophobic effect, heterocoagulation and hydrodynamics in flotation //

- Int. J. Miner. Process. – 2005. – Vol.78. – No. 1. – P. 11 – 21.
3. Rodrigues W.J., Leal Filho L.S., Masini E.A. Hydrodynamic dimensionless parameters and their influence on flotation performance of coarse particles // Minerals Engineering. – 2001. – Vol.14. – No. 9. – P. 1047 – 1054.
  4. Самыгин В.Д., Григорьев П.В. Моделирование влияния гидродинамических факторов на селективность процесса флотации. Ч.2. Влияние разделения исходного питания на крупные и мелкие фракции частиц // ФТПРПИ. – 2015. – №1. – С.145 – 152.
  1. 5.Chagunda K., Harris M., Deglon D. A. Investigating the effect of energy input on flotation kinetics in an oscillating grid flotation cell // Mineral Engineering. – 2008. – № 21. – С. 924 – 929.
  5. Fallenius K. Turbulence in flotation cells // Int. J. Miner. Process. – 1987. – № 21. – С. 1 – 23.
  6. Schubert H., Bischofberger C. On the hydrodynamics of flotation machines // Int. J. Miner. Process. – 1978. – С. 131–142.
  7. Кондратьев С.А., Коваленко К.А. Крупность флотируемых частиц в импеллерных флотомашинах // ФТПРПИ. – 2021. – № 2. – С. 106-118.
- 

### **THE EFFECT OF TURBULENCE IN THE FLOTATION MACHINE ON THE SIZE OF THE EXTRACTED PARTICLES**

*Kovalenko K.A., Kondrat`ev S.A., Moshkin N.P.*

The size of mineral particles extracted by foam flotation in a flotation machine with intensive turbulent motion can be determined using the capillary-wave mechanism of demineralization of the gas phase it is shown.

---

### **СОБИРАТЕЛЬНЫЕ СВОЙСТВА ФИЗИЧЕСКИ СОБИРАЕМЫХ ПРЕДЕЛЬНЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ\***

*Цицилина Д.М., Кондратьев С.А.*

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН, г. Новосибирск,  
Российская Федерация, e-mail: [tsitsilinadm@mail.ru](mailto:tsitsilinadm@mail.ru)

*В статье приведены результаты исследования собирательной активности ряда предельных карбоновых кислот. Предложен критерий для оценки избирательности извлечения ценного компонента в элементарном акте флотации.*

В работе [1] показано, что флотационная сила собирателя определяется не прочностью закрепления его функциональной группы на минерале, а строением и составом его углеводородного фрагмента, то есть поверхностной активностью на границе раздела газ-жидкость. Быстро растекающиеся поверхностно-активные вещества могут захватить большее количество воды из прослойки, заключенной между минеральной частицей и пузырьком газа, чем растекающиеся с меньшей скоростью [2]. Время удаления жидкости из данной прослойки в момент прорыва и время индукции будут меньше при использовании таких собирателей.

Скорость растекания карбоновых кислот пропорциональна их поверхностной активности и разности концентраций на минерале и пузырьке в момент прорыва прослойки

---

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (№ 22-27-00084), <https://rscf.ru/project/22-27-00084/>



[1]:

$$V = k \frac{\partial \sigma}{\partial c} \Delta C. \quad (1)$$

Из соотношения следует, что скорость растекания тем выше, чем больше поверхностная активность реагента-собирателя и больше его сорбция на извлекаемом минерале и меньше на пузырьке.

Скорости растекания ряда карбоновых кислот по поверхности воды при рН 7 и 10 в зависимости от времени приведены на рисунке 1. Скорость растекания определялась методом скоростной видеосъемки движения фронта пленки после нанесения микрокапли кислоты на поверхность воды. Из рисунка следует, что скорость растекания увеличивается при уменьшении молекулярной массы химического соединения. Полученные значения скорости растекания кислот коррелируют с известными значениями [2].

Плотность сорбции физически сорбируемых форм кислот по отношению к границам раздела «газ-жидкость» и «твердое-жидкость» возрастает с увеличением молекулярной массы кислот.

Из рассмотренных на рисунке 1 кислот максимальной поверхностной активностью будет обладать гексадекановая. Плотность сорбции хорошо растворимых кислот гексановой и октановой незначительна, и как следствие, небольшое значение градиента концентрации  $\Delta C$  не позволяет получить высокую скорость растекания согласно (1).

Плотность физически сорбируемой формы гексадекановой кислоты, наоборот, достаточно высока, но скорость ее растекания вследствие когезии молекул низкая (рисунок 1).

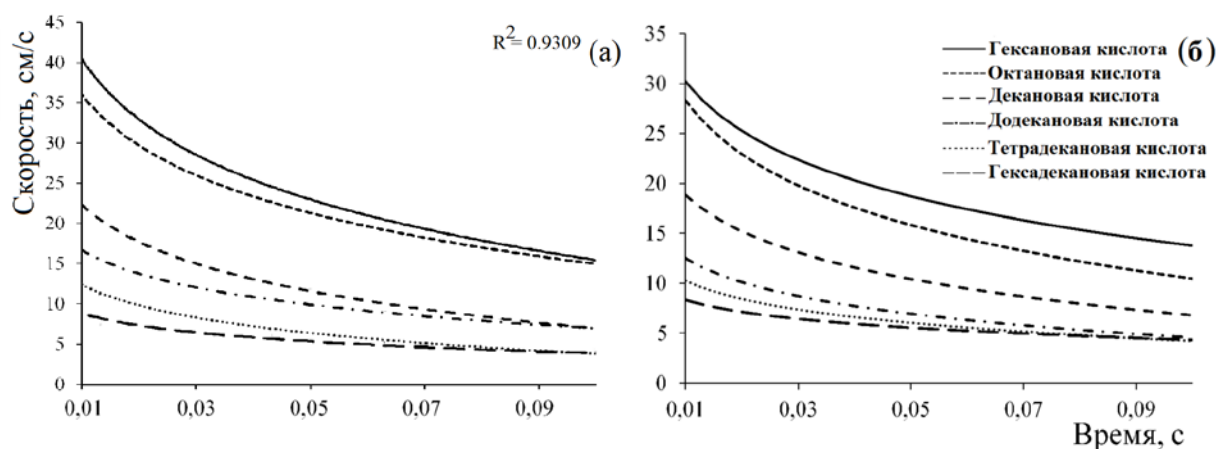


Рисунок 1 - Скорость растекания молекулярной формы карбоновых кислот по поверхности воды: а – рН 7; б – рН 10 [4]

Декановая кислота обладает оптимальными свойствами по скорости растекания и созданию требуемого градиента концентрации для получения высокого извлечения полезного компонента.

Установлено, что для удаления воды с поверхности минеральных частиц поверхностно-активные вещества должны быть нерастворимые в воде и формировать конденсированную пленку с определенным поверхностным давлением [3].

Высокая собирательная активность декановой кислоты доказана многими исследователями и нашими флотационными экспериментами на лабораторной флотационной машине ФМП-Л1 с камерой объемом 0,5 л.

Опыты проводили на апатитовой руде (г. Кировск) с содержанием  $P_2O_5$  13,58 %. Масса навески руды составила 200 г., расход собирателя – 300 г./т., расход пенообразователя Т-80 – 50 г./т., рН пульпы 8-9.

В качестве собирателя использовали следующие карбоновые кислоты: гексановая ( $C_6H_{12}O_2$ ), октановая ( $C_8H_{16}O_2$ ), декановая ( $C_{10}H_{20}O_2$ ), додекановая ( $C_{12}H_{24}O_2$ ), тетрадекановая ( $C_{14}H_{28}O_2$ ), гексадекановая ( $C_{16}H_{32}O_2$ ).

Результаты флотационного извлечения апатитовой руды приведены на рисунке 2.

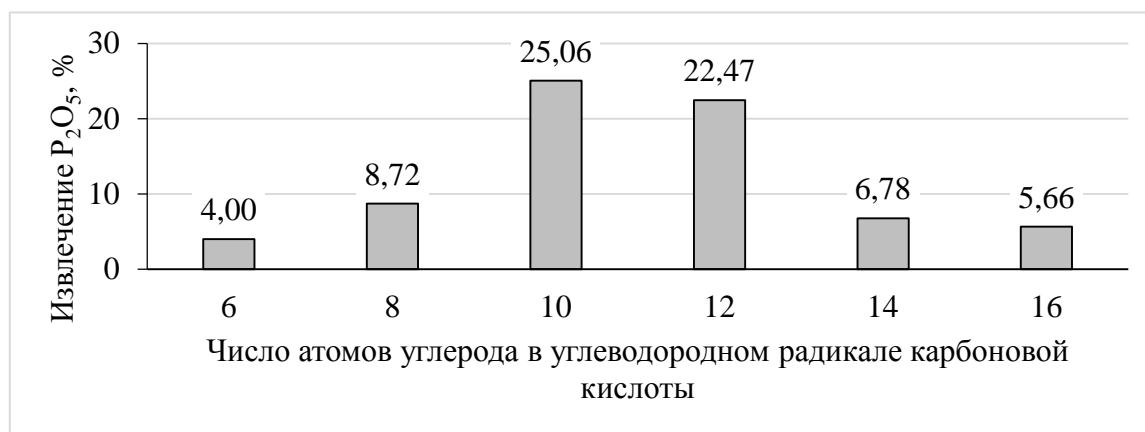


Рисунок 2 - Извлечение  $P_2O_5$  в зависимости от числа атомов углерода в углеводородном радикале карбоновой кислоты

Для оценки избирательности извлечения ценного компонента предложен критерий – работа физической формы сорбции собирателя при растекании ее по границе раздела «газ-жидкость», который можно выразить формулой:

$$W = \pi \cdot S, \quad (2)$$

где:  $\pi$  – поверхностное давление, Н/м;

$S$  – площадь жидкости, покрытая карбоновой кислотой за время растекания,  $m^2$ .

Значения поверхностного давления рассматриваемых кислот приводятся в таблице.

Таблица. Поверхностные давления карбоновых кислот в зависимости от числа атомов углерода в углеводородном фрагменте

Карбоновая кислота	Число атомов углерода в углеводородном фрагменте	Растворимость в воде*, г/л	Поверхностное давление, мН/м
Гексановая	6	10,82	1,5
Октановая	8	0,68	7,2
Декановая	10	$1,5 \cdot 10^{-3}$	10,2
Додекановая	12	$5,5 \cdot 10^{-2}$	15,1
Тетрадекановая	14	$2,0 \cdot 10^{-2}$	9,0
Гексадекановая	16	$7,19 \cdot 10^{-4}$	-

\*Температура воды: 20-25°C

Работа по удалению жидкости с поверхности флотационных частиц размером  $100 \cdot 100$  мкм составит  $\pi \cdot 10^{-8}$  Дж. Для гексановой, октановой, декановой, додекановой и тетрадекановой кислот поверхностные давления равны 1,5; 7,2; 10,2; 15,1 и 9 мН/м соответственно. Работа, выполняемая этими кислотами при растекании по поверхности

воды, соответственно составит:  $1,5 \cdot 10^{-10}$ ;  $7,2 \cdot 10^{-10}$ ;  $10,2 \cdot 10^{-10}$ ;  $15,1 \cdot 10^{-10}$ ;  $9 \cdot 10^{-10}$  Дж.

Таким образом, максимальную работу по осушению минеральной частицы под пузырьком выполняет декановая карбоновая кислота. Для сравнения – поверхностное давление олеиновой кислоты равно 30,0 мН/м, а работа по покрытию указанной площади составит  $3 \cdot 10^{-9}$  Дж [5]. Предложенный критерий адекватно характеризует имеющиеся экспериментальные данные.

*Список использованных источников*

1. Кондратьев, С. А. Собирающая сила и избирательность флотационного реагента // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2021. – № 3 – С. 133-147.
  2. O'Brien R. N., Feher A. I., Leja J. Spreading of Monolayers at the Air-Water Interface. II. Spreading Speeds for Alcohols, Acids, Esters, Sulphonates, Amines, Quaternary Ammonium Ions, and Some Binary Mixtures / Journal of Colloid and Interface Science. 1976. - Vol. 56. - No. 3. – P. 474 – 482.
  3. Karkare M. V., La H. T., Fort T. Criteria for Effectiveness of Surfactants as Water-Moving Agents in “Unsaturated” Wet Sand / Langmuir. – 1993. V.9. – P. 1684-1690
  4. Кондратьев, С.А. Собирающая активность и избирательность работы физической формы сорбции карбоновых кислот во флотационном процессе / С.А. Кондратьев, И.И. Бакшеева, Д.В. Семьянова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых (ФТПРПИ). – 2017. – №6. – С. 163-171.
  5. O'Brien R. N., Feher A. I., Leja J. Interferometric and Hydrodynamic Flow Profiles Produced in Water by a Spreading Monolayer / Journal of Colloid and Interface Science. – 1975. - Vol. 51. - No. 3. – P. 366 – 372.
- 

**COLLECTIVE PROPERTIES OF PHYSICALLY SORBED SATURATED  
CARBOXYLIC ACIDS**

*Tsitsilina D.M., Kondrat'ev S.A.*

The article presents the results of the collective activity study of saturated carboxylic acids range. A criterion for evaluating the selectivity of extracting a valuable component in an elementary act of flotation is proposed.

---

**АКТИВАЦИЯ СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ ОСАДКАМИ КСАНТОГЕНАТОВ  
ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ\***

*Гаврилова Т.Г.*

ФГБУН «Институт горного дела им. Н. А. Чинакала Сибирского отделения Российской академии наук», г. Новосибирск, Российская Федерация, *e-mail: gavrilova.t.g@mail.ru*

*Показано, что собирающие свойства продуктов, полученных при нестехиометрических концентрациях между этиловым ксантогенатом калия и солями тяжелых металлов можно объяснить механизм работы физической формы сорбции реагента.*

Существующие способы выбора реагентов-собирающих и активаторов сульфидной флотации основаны на термодинамическом и электрохимическом подходах. Сфалерит (ZnS), плохо флотируются короткоцепочечными ксантогенатами. Причиной является

---

\* Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда (№ 22-27-00084), <https://rscf.ru/project/22-27-00084>

образование недостаточно прочной связи "цинк – ксантогенат". Основным фактором, влияющим на флотуемость сфалерита, является его активация катионами металлов, выделяющихся в результате окисления содержащихся в пульпе сульфидов. Несмотря на широкую применимость данных подходов они не всегда позволяют в полной мере объяснить причины флотации минерала. Например, результаты диэлектрических измерений сфалерита относительно  $ZnS$ , активированного  $Hg^{2+}$ ,  $Pb^{2+}$  и  $Ag^+$ , показали, что поверхностный слой  $ZnS$  сохраняет свое состояние изолятора [1]. В связи с чем активация флотации сфалерита этими катионами металлов не подчиняется электрохимическому механизму и осуществляется по другим законам. Данный вывод согласуется с [2], где установлено, что ионообменная адсорбция  $Pb^{2+}$  на  $ZnS$  не приводит к образованию подлинной поверхностной фазы  $PbS$  на сфалерите. Результатом может являться поверхностная фаза адсорбированного  $Pb(OH)_2$ . В свою очередь в [3] показано, что соотношение ионного обмена  $Pb:Zn$  не равно 1:1 во время активации как при кислых, так и при щелочных рН, что указывает на несколько механизмов адсорбции. Авторы считают, что активация сфалерита свинцом включает смешанный активационный механизм ионного обмена, а в качестве активирующих центров выступает оксид свинца. Также существующие подходы не в состоянии объяснить возможность активации флотации сфалерита осадками ксантогената цинка [4], причины флотуемости минерала металлом-активатором, у которого растворимость сульфида больше или наоборот слабые активационные свойства металла-активатора, сульфид которого обладает меньшей растворимостью по отношению к флотуемому минералу [5].

Цель данной работы на примере активации флотации сфалерита ионами свинца привести обоснование возможности активации флотации сфалерита физически сорбируемыми продуктами взаимодействия ионов тяжелых металлов с ионами ксантогенатов.

Механизм действия осадков ксантогенатов тяжелых металлов по-прежнему мало изучен и вызывает ряд вопросов. Объяснить их влияние возможно на основании механизма работы физической формы сорбции реагента в образовании флотационного контакта. Предлагаемый механизм подразумевает, что физическая форма сорбции удаляет жидкость из прослойки, заключенной между минеральной частицей и пузырьком газа. После локального прорыва прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа, указанные продукты попадают на границу раздела «газ-жидкость», растекаются по ней и увлекают в свое движение прилегающие слои жидкости. От скорости их растекания зависит скорость удаления прослойки, время индукции и собирательная активность указанной формы сорбции [6]. Определение скорости растекания продуктов взаимодействия ксантогената с нитратом свинца по поверхности дистиллированной воды проводилось методом скоростной видеосъемки на специальной установке [6] для соотношений соль металла : этиловый ксантогенат калия (КЕХ) – 1:5 и 10:1.

Флотация проводилась на цинковом концентрате Новоангарского комбината (Горевское месторождение): мас. %: Zn - 50.1, Cu - 1.5, Fe - 8.0 и  $SiO_2$  - 3.0. Цинковый концентрат перед флотацией обрабатывался по методике, изложенной в [7].

В работе использовались этиловый ксантогенат калия (ГОСТ 7927-75), пенообразователь Т-80. Корректировка рН проводилась с применением NaOH (ГОСТ Р 55064-2012). Для получения собирателей в форме осадков тяжелых металлов применялся

нитрат свинца  $Pb(NO_3)_2$  (ГОСТ 4236-77). Флотация осуществлялась на лабораторной механической флотомашине 189 ФЛ с объемом камеры 150 мл, навеска концентрата – 50 г. Время агитации 3 мин, время флотации 5 мин, цинковый концентрат для опытов № 2-5 предварительно обрабатывался КЕХ и Т-80 из расчета 20 г/т, осадок ксантогената свинца для данных экспериментов получен при расходе КЕХ 70 г/т.

Результаты исследований представлены в таблице.

Таблица - Результаты экспериментов

№ опыта	Продукт	Выход, %	Извлечение Zn, %	Скорость растекания, см/с
рН 7, флотация без добавления осадков, только КЕХ 90 г/т, Т-80 20 г/т				
1	Пенный	20.45	22.41	10
	Камерный	79.55	77.59	
	итого	100	100	
рН 7, $Pb^{2+}$ : $EX^-$ 1:5				
2	Пенный	22.11	24.59	8.5
	Камерный	77.89	75.41	
	итого	100	100	
рН 10, $Pb^{2+}$ : $EX^-$ 1:5				
3	Пенный	29.30	32.87	15
	Камерный	70.70	67.13	
	итого	100	100	
рН 7, $Pb^{2+}$ : $EX^-$ 10:1				
4	Пенный	16.57	18.27	Растекание отсутствует
	Камерный	83.43	81.72	
	итого	100	100	
рН 10, $Pb^{2+}$ : $EX^-$ 10:1				
5	Пенный	18.35	20.18	Растекание отсутствует
	Камерный	81.65	79.82	
	итого	100	100	

Полученные результаты показывают, что продукты взаимодействия ионов свинца и ксантогената поверхностно-активны относительно границы раздела “газ – жидкость” и могут растекаться по поверхности воды. Опыты выявили, что повышение рН пульпы с 7 до 10 привело к увеличению скорости растекания осадков по поверхности воды с 8.5 до 15 см/с. В связи с этим можно ожидать, что использование продуктов взаимодействия ионов металла и ксантогената в качестве собирателей сократит время индукции в щелочной области рН.

Эксперимент подтвердил большую флотационную активность осадков в щелочной среде по сравнению с нейтральной, извлечение выросло с 24.59 до 32.87 %. Данный факт может быть объяснен на основе механизма работы физически сорбированного собирателя. Т.е. в момент образования флотационного контакта переход поверхностно-активных осадков ксантогената с минерала на пузырек и их растекание нарушили энергетический баланс границ раздела на линии смачивания.

Для выполнения уравнения Юнга потребовалось расширение “сухого” пятна на минеральной поверхности и формирование устойчивого контакта частицы с пузырьком. Более активно этот процесс произошёл в щелочной среде. В свою очередь при мольном соотношении  $Pb^{2+}$ : $EX^-$  10:1 образовывались крупнодисперсные осадки ксантогената

свинца и растекания по поверхности воды не происходило, что согласуется с результатами флотации. Основываясь на этом, можно сказать, что обнаруженное в [8] подавление флотации сфалерита при повышенных концентрациях соли меди в нейтральном диапазоне рН связано с отсутствием растекания осадков ксантогената меди 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 [9], т.е. скорость растекания тем выше, чем больше поверхностная активность производных продуктов реагента-собирателя и больше его сорбция на извлекаемом минерале и меньше на пузырьке.

*Список использованных источников*

1. Bessiere J., Chlihi K., Thiebaut J. M., Roussy G. Dielectric study of the activation and deactivation of sphalerite by metallic ions, Int. J. of Min. Proc. – 1990. - Vol. 28. - P. 1 – 13.
  2. Morey M. S., Grano S. R., Ralston J., Prestidge C.A., and Verity B. The electrochemistry of Pb(II) activated sphalerite in relation to flotation, Miner. Eng. – 2001. - Vol. 14. - P. 1009 – 1017.
  3. Liu J., Ejtemaei M., Nguyen A.V., Wen S., and Zeng Y. Surface chemistry of Pb-activated sphalerite, Miner. Eng. – 2020. - Vol. 145 (106058). - P. 1-10.
  4. Fuerstenau, M. C. The role of zinc - xanthate precipitation in sphalerite flotation // Int. J. of Mineral Processing. – 1974. – Vol. 1. – P. 307-318.
  5. Sutherland, K. L. Principles of Flotation // Australas. Inst. Min. and Met. – 1955. – P. 157-159.
  6. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Влияние физической формы сорбции собирателя на активацию флотации сфалерита / ФТПРПИ. – 2020. – № 3. – С. 131-143.
  7. Бочаров В.А., Сорокин М.М. Исследование технологий комплексной переработки руд цветных металлов: Лабораторный практикум. — М.: МИСиС, 1998. — 46 с.
  8. Steininger J. The depression of sphalerite and pyrite by basic complexes of copper and sulfhydryl flotation collectors, Transactions of the American Institute of Min., Metallurgical and Petroleum Eng. – 1968. - Vol. 241. - No. 1. - P 34–42.
  9. Гаврилова Т.Г., Кондратьев С.А. Собирательные свойства осадков ксантогенатов тяжелых металлов / Физико-технические проблемы переработки полезных ископаемых. – 2022. – № 2.
- 

**ACTIVATION OF SULFIDE FLOTATION BY PRECIPITATES OF HEAVY METAL  
XANTHATES**

*Gavrilova T.G.*

It is shown that the collecting properties of the products obtained at nonstoichiometric concentrations between potassium ethyl xanthate and heavy metal salts can be explained by the mechanism of the physical form of sorption of the reagent.

---

**ИСПЫТАНИЯ НОВОГО РЕАГЕНТА-СОБИРАТЕЛЯ ОКИСЛОВ СУРЬМЫ НА  
ПРИМЕРЕ СУРЬМЯНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЖИПХОША»**

*Мухеев Г.В., Богудаев С.А.*

АО Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов,  
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: [www.irgiredmet.ru](http://www.irgiredmet.ru)

*В представленной статье излагается актуальность проблемы добычи и переработки сурьмяных руд. Представлен реагент-собиратель оксидных форм сурьмы  $KC_{Sb}$  и на основании его применения разработаны параметры флотационного обогащения руды месторождения «Жипхоша», что способствует существенному повышению извлечения металла.*

В настоящее время в литературных источниках имеется значительное количество публикаций, посвященных проблеме флотационного обогащения окисленных сурьмяных руд.

Предложены различные варианты технологий, но они характеризуются низким качеством концентратов (содержание Sb не более 4 %) и извлечением оксидов сурьмы.

Целью выполненных исследований являлось увеличение извлечения сурьмы в концентрат высокого качества при флотации сурьмяных руд, за счёт введения в схему дополнительной флотации окисленных форм сурьмы путем применения недорогих реагентов-собирателей.

В работе использованы данные исследований по обогащению сурьмяной руды месторождения Российской Федерации.

Выполнены флотационные испытания нового комплексного реагента  $KCSb$ , состоящего из хлопкового соапстока, омыленных жирных таловых кислот (БТ-1С) и диспергатора «Аспарал Ф», в качестве собирателя окисленной формы сурьмы. Этот реагент может изготавливаться из отходов лесопромышленности на месте и, следовательно, цена на него не большая.

При проведении исследований сурьмяной руды месторождения России (содержание Sb = 2,8 %) работу проводили на обогащенном продукте РРС и ТСС по стандартной гравитационно-флотационной технологии.

В результате испытаний процессов предобогащения и гравитационного обогащения на флотацию поступило 23,5 % хвостов гравитации, с содержанием сурьмы 8,51 %.

После флотации потери Sb с хвостами составили 18,5 %, при содержании Sb = 1,99 %. После введения в схему операций окисленной флотации, с использованием реагента-собирателя  $KCSb$ , позволило снизить потери сурьмы в хвостах до 1,42 %.

В дальнейшем были проведены опыты по оптимизации процесса флотации с реагентом  $KCSb$ , которые показали возможность снижения потери сурьмы с хвостами до 9,4 % и содержанием 1,08 %. При этом был получен концентрат с содержанием сурьмы 15,1 % и извлечении сурьмы 9,1 %.

Полученный флотоконцентрат окисленной флотации, смешивая с сульфидным, можно реализовывать на перерабатывающие заводы под маркой КСУФ-3.

Результаты исследований с использованием комплексного реагента  $KCSb$  рекомендуется использовать при разработке технологии обогащения смешанных и окисленных сурьмяных руд других месторождений.

---

## TEST OF A NEW ANTIMONY OXIDE COLLECTOR-REAGENT ON THE EXAMPLE OF ANTIMONY ORE FROM THE ZHIPHOSHA DEPOSIT

*Mikheev G. V., Bogidaev S. A.*

The article presents the relevance of the problem of extraction and processing of antimony ores. The reagent-collector of antimony oxide forms  $KCSb$  is presented and, based on its application, the parameters of flotation ore dressing of the Zhiphosha deposit are developed, which contributes to a significant increase in metal recovery.

---

## **ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ АПАТИТ-НЕФЕЛИНОВЫХ РУД НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН КОЛОННОГО ТИПА**

*Елисеева Р.А.<sup>1,2</sup>, Юшина Т.И.<sup>1</sup>, Никитин А.Ю.<sup>2,3</sup>*

<sup>1</sup> ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,  
Москва, Российская Федерация, *e-mail: yushina.ti@misis.ru*

<sup>2</sup> НПО «СОМЭКС», г. Коломна, Российская Федерация, *e-mail: engineering@somex.ru*

<sup>3</sup> Ассоциация «Некоммерческое партнерство «Горнопромышленники России», Москва,  
Российская Федерация

*В статье приведены обобщенные результаты работы по повышению эффективности флотации апатит-нефелиновых руд Хибинских месторождений на основе применения флотационных машин колонного типа конструкции НПО «СОМЭКС». Приведены результаты гарантийных испытаний с применением разработанной колонной флотомашин и сделаны выводы об эффективности ее применения.*

На сегодняшний момент флотационный метод переработки полезных ископаемых и техногенного сырья применяется на большинстве обогатительных фабрик России.

Одним из важных вероятностных факторов, определяющих успешное протекание процесса флотации, является образование флотационного комплекса «воздушный пузырек - минеральная частица». На вероятность столкновения частицы и пузырька с образованием устойчивого флотационного комплекса в камере флотационной машины в значительной мере влияют гидродинамические условия [1].

Одним из основных путей интенсификации флотационного обогащения следует считать создание особых гидроаэромеханических условий в рабочей зоне флотационных аппаратов, обеспечивающих эффективное закрепление материалов на поверхности пузырьков воздуха и снижающих вероятность разрушения флотационных комплексов.

Лучшие условия флотации с точки зрения элементарного акта флотации обеспечиваются при противотоке частиц и воздушных пузырьков внутри колонных флотомашин [2].

В колонных флотационных машинах отсутствуют перемешивающие устройства, турбулентность потоков низкая, поэтому невелики значения инерционных сил, стремящихся разрушить флотокомплексы. Баланс гравитационных, инерционных сил и силы сопротивления среды определяет траекторию движения частицы и ее закрепление на всплывающем воздушном пузырьке, при условии отсутствия вихрей и макротурбулентности течения потоков.

Колонные флотомшины используют в основном в операциях перечистой флотации. Широкое применение колонные флотомшины нашли при флотации фосфатного сырья.

В России их внедрение на обогатительных фабриках АО «Апатит» и АО «Северо-Западная Фосфорная Компания», перерабатывающих апатит-нефелиновые руды Хибинских месторождений, обеспечило сокращение количества перечистных операций с трех до одной.

На этих предприятиях эксплуатируются колонные флотомшины четырех производителей: СРТ (Канада) [3], BGRIMM (КНР) [4], Metso Minerals (Финляндия) [5], НПО «СОМЭКС» (Россия) [6].



Авторами был выполнен анализ конструктивных особенностей колонных флотомашин зарубежных производителей.

Анализ показал ряд недостатков, которые в свою очередь влияют на их эксплуатационные характеристики, а именно:

1. Флотационные колонны СРТ (Канада) характеризуются повышенными требованиями к качеству подаваемого технологического воздуха и подаваемой воды в систему аэрации; требуют ежеквартальных ревизий игольчатого клапана; обеспечивают более крупный размер пузырьков, чем оптимальный для перемешивания фосфатного сырья –1 мм; имеют увеличенный периметр пеносьема, что ведет к снижению качества концентрата; колонна состоит из двух сварных частей, что снижает ее подготовленность к проведению ремонтных работ.
2. Флотационные колонны BGRIMM (КНР) характеризуются увеличенным периметром пеносьема, что также приводит к снижению качества концентрата; имеют 32 сопловых аэратора, что сказывается на увеличении стоимости флотомашин и повышенных эксплуатационных затратах.
3. Колонные флотомашины Metso Minerals (Финляндия) характеризуются засорением щепой и запесочиванием системы аэрации, затрудненной нивелировкой горизонтальности и очисткой пенных желобов, применением общего оросителя и, как следствие, попаданием излишней воды в камеру, что приводит к преждевременному разрушению пены и снижению качества концентрата.
4. Колонные флотомашин НПО «СОМЭКС» (Россия) разработаны на основе анализа конструктивных особенностей и опыта эксплуатации флотационных колонн различных производителей. Авторами была разработана конструкция и создан промышленный образец флотационной колонны КФМ, обеспечивающей наилучшие условия для эффективного образования флотокомплексов.

В настоящее время на обогатительной фабрике АО «СЗФК» эксплуатируются три секции флотационного обогащения апатит-нефелиновых руд: на первой и второй применяются флотационные машины чанового и колонного типов производства Metso; третья секция чановой и колонной флотации реализована на оборудовании производства НПО «СОМЭКС».

В июне 2021 г. были проведены гарантийные испытания для сравнения технологических показателей работы секций с целью оценки эффективности работы колонных флотомашин различных производителей.

При проведении испытаний объем питания на каждую нитку распределяли равномерно с помощью одинаковой степени открытия регулирующих клапанов на пульподелителе питания флотации, при этом заполнение полубункерного склада рудой поддерживали на уровне 40–60%.

В программу испытаний были внесены следующие точки отбора продуктов обогащения и определяемые параметры: питание флотации; пенный продукт основной флотации; камерные продукты флотоколонн; пенный продукт флотоколонн.

Отбор продуктов обогащения для каждой секции осуществляли в отдельную емкость пробоотборником вручную.

Подготовка проб и определение содержания полезного компонента выполнялось лабораторией АСАК АО «СЗФК».

Результаты испытаний (таблица) показали, что установленное на третьей секции флотационное оборудование производства НПО «СОМЭКС» обеспечивает извлечение  $P_2O_5$  в среднем на 2,07 % выше, чем оборудование второй секции (флотационное оборудование производства компании Metso).

*Таблица - Результаты испытаний второй и третьей секций флотации АО «СЗФК» [6]*

Наименование показателя	Концентрат апатитовый					
	2 нитка	3 нитка	2 нитка	3 нитка	2 нитка	3 нитка
Период	09.06.2021		09 - 10.06.2021		10.06.2021	
Выход, %	25,23	26,30	25,15	25,58	24,19	24,61
Содержание $P_2O_5$ , %	39,18	39,16	39,08	38,88	38,92	39,17
Извлечение, %	89,93	93,70	91,18	92,27	90,00	92,14
Период	10 - 11.06.2021		11.06.2021		11 - 12.06.2021	
Выход, %	23,34	23,18	21,14	22,25	26,16	26,61
Содержание $P_2O_5$ , %	38,93	39,26	39,33	39,29	39,27	38,93
Извлечение, %	91,79	91,93	87,69	92,21	90,03	90,80

По результатам сравнительных испытаний на ОФ ГОК «Олений ручей» установлено, что разработанная колонная флотомашин КФМ обеспечивает наиболее высокие технологические показатели обогащения апатит-нефелиновых руд месторождения «Олений ручей».

Исследования по применению колонных флотационных машин производства НПО «СОМЭКС» продолжаются с целью оценки возможности их включения в циклы флотации различных типов руд.

*Список использованных источников*

1. Лавриненко А.А. Состояние и тенденции развития флотационных машин для обогащения твердых полезных ископаемых в России //Цветные металлы, 2016. №11. С. 19-26.
2. Юшина Т.И., Петров И.М., Белоусова Е.Б. Современное состояние и перспективы использования флотационных машин в России //Горный журнал, 2016. №3. С. 61-67.
3. Canadian Process Technologies Inc. Column Flotation Cell. Operating and Maintenance Manual, 75 th Avenue Vancouver, B.C. Canada V6P 6G2, 2002.
4. BGRIMM Technology Group. Инструкция по монтажу колонной флотационной машины KYZ4680 в комплекте с диспергаторами и системой управления, 2018.
5. Metso Minerals Cisa. Руководство по установке и руководство по обслуживанию флотационной колонны Metso Minerals Cisa BP 6009, 45060 Orleans Cedex 2 France, 2011.
6. Никитин А.Ю., Елисеева Р.А., Юшина Т.И. и др. Опыт разработки и эксплуатации колонных флотационных машин НПО «СОМЭКС» для обогащения апатит-нефелиновых руд Хибинских месторождений //Горный журнал, 2021. №12. С. 37-43.

---

**THE IMPROVING THE EFFICIENCY OF FLOTATION OF APATITE-NEPHELINE  
ORES BASED ON THE USE OF COLUMN-TYPE FLOTATION MACHINES**

*Eliseeva R.A., Yushina T.I., Nikitin A.Yu.*

The article presents generalized results of work on improving the efficiency of flotation of apatite-nepheline ores of the Khibiny deposits based on the use of column-type flotation machines of the SPA SOMEX design. The results of warranty tests with the use of the flotation machine developed by the column are presented and conclusions are drawn about the effectiveness of its use.

---

## СРАВНЕНИЕ РЕЖИМОВ ОБРАБОТКИ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО КОНЦЕНТРАТА ПЕРЕД ЕГО СЕЛЕКТИВНЫМ РАЗДЕЛЕНИЕМ

*Лесникова Л.С., Дацнев М.С., Глибовец М.В., Сисина А.Н.*

Публичное акционерное общество «Горно-Металлургическая Компания «Норильский никель»,  
Заполярный филиал, г. Норильск, Российская Федерация, e-mail: [cisp@nk.nornik.ru](mailto:cisp@nk.nornik.ru)

*В статье приведены обобщенные результаты исследования процесса подготовки коллективного медно-никелевого концентрата к селективному разделению с использованием различных методов: на Талнахской обогатительной фабрике. Приведены результаты лабораторных, полупромышленных и промышленных испытаний.*

Талнахская обогатительная фабрика (ТОФ) перерабатывает шихту богатых медно-никелевых, медистых и вкрапленных медно-никелевых руд Талнахского и Октябрьского месторождений. До середины 2016 г. применялась селективно-коллективно селективная схема обогащения с последовательным получением медного концентрата и никель-пирротинового продукта, который в свою очередь разделялся на никелевый и пирротиновый концентраты. С 2016 г. в рамках масштабной реконструкции ТОФ изменена технология обогащения: в голове схемы выделяется коллективный медно-никелевый концентрат с его последующим селективным разделением.

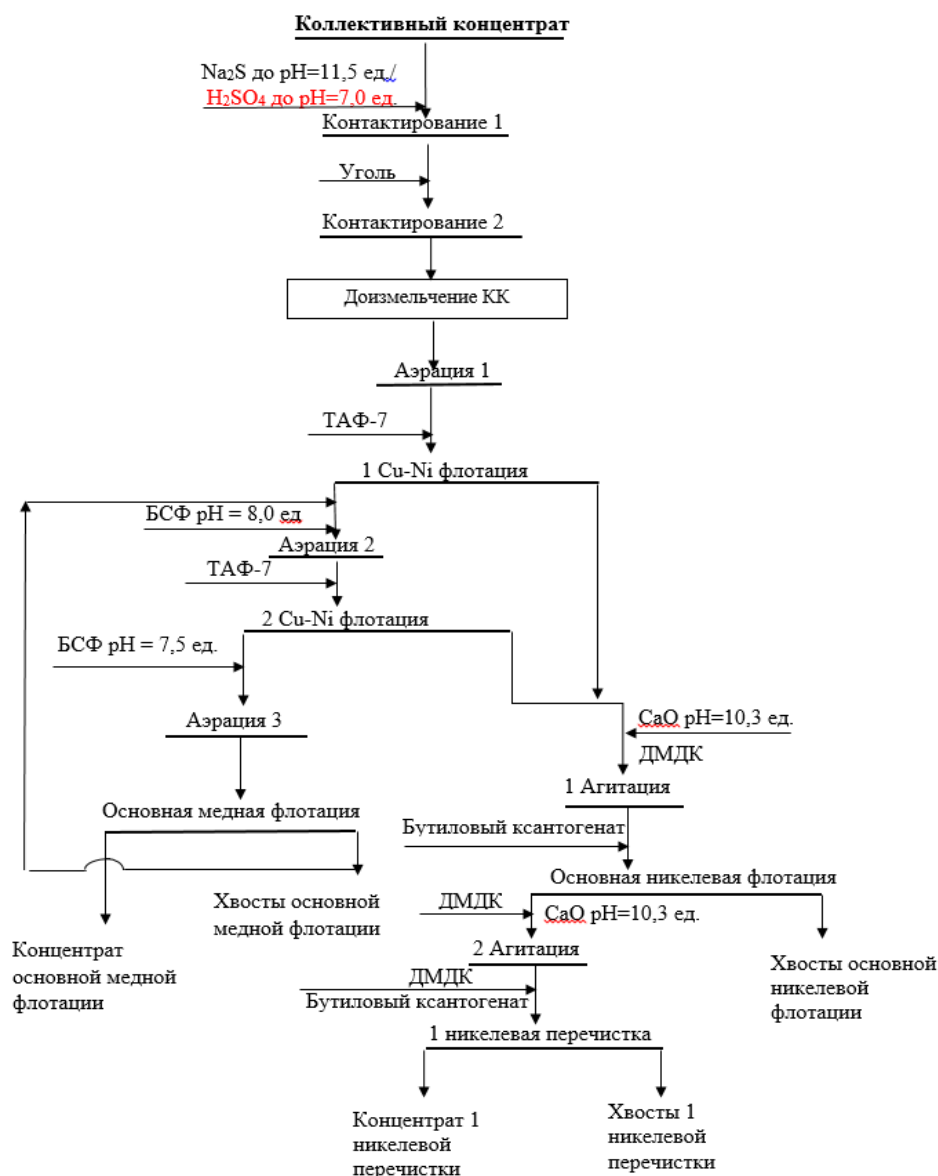
Разделение коллективных концентратов традиционно сопряжено с трудностями при их подготовке к дальнейшему селективному разделению – необходимо обеспечить удаление собирателей с поверхности минералов, что предполагает применение энергоемкой операции «пропарки», либо больших расходов дорогостоящих десорбентов и т.д. В то же время многими исследователями убедительно доказано, что, регулируя состояние поверхности минералов путем различных физических и химических воздействий, можно управлять процессом флотации за счет изменения электрохимических свойств сульфидов и соответственно, количеством сорбированного собирателя и механизмом его закрепления [1].

На ТОФ перед разделением коллективный медно-никелевый концентрат обрабатывается сернистым натрием с последующей сорбцией десорбированного собирателя (бутилового ксантогената) из жидкой фазы активированным углем.

Применяемый способ является дорогостоящим, так как требует высоких удельных расходов сульфида натрия и активированного угля. С учетом годовой переработки ТОФ, превышающей 10 млн тонн в год, обеспечение непрерывной доставки необходимого количества данных материалов вызывает значительные логистические нагрузки.

Для повышения эффективности производства перед специалистами Центра инженерного сопровождения производства, научно-технического управления и ТОФ была поставлена задача по поиску альтернативных приемов обработки коллективного концентрата перед его разделением.

В ходе поисковых исследований, установлено, что обработку коллективного медно-никелевого концентрата можно проводить серной кислотой с целью разрушения ксантогенатного слоя на поверхности минералов, при этом для очистки от остаточной концентрации в операции сорбции требуется значительно меньше активированного угля [2].



*Рисунок 1 – Схема проведения полупромышленных испытаний  
(режим в операции контактирование 1):*

базовый с сернистым натрием, экспериментальный – серная кислота взамен сернистого натрия); сокращения: БСФ – бисульфит натрия; ДМДК – диметилдитиокарбамат натрия; уголь – суспензия активированного угля; ТАФ-7 - натриевая соль диизобутилдитиофосфорной кислоты (аэрофлот); СаО – известковое молочко

С целью уточнения режимных параметров были проведены полупромышленные испытания по разделению коллективного концентрата ГОФ на пилотной мини-установке с использованием кислоты собственного производства Заполярного филиала ПАО ГМК «Норильский никель».

Схема проведения испытаний представлена на рисунке 1.

Результатами определено, что при замене в операции десорбции сульфида натрия на серную кислоту разделение коллективного концентрата осуществляется успешно, на основании чего было принято решение о проведении краткосрочных промышленных испытаний.

Для осуществления промышленного эксперимента на действующем производстве был выбран период после проведения плановой остановки фабрики с предварительной зачисткой контактных чанов от возможных отложений, во избежание контакта серной кислоты и остаточного количества сернистого натрия.

Также был применен ряд информационных подходов и инструментов, необходимых для успешного осуществления предлагаемого способа в промышленном масштабе и относящихся к разряду ноу-хау [2].

За период промышленного эксперимента получены следующие показатели:

1. Сокращение расхода активированного угля в операции сорбции от 67 до 33 % отн.;
2. Извлечение меди в медный концентрат находится на уровне базового значения при некотором снижении качества: содержание меди снижено до 27 % против базового 29 %; при росте содержания никеля с базовых 1,77 % до 1,88 % и снижении соотношения Cu/Ni с 16,69 до 14,38 ед., соответственно.
3. Сопоставимое с базой качество никель-пирротинового концентрата: содержание никеля и меди составило 8,94 и 1,81 %, против базовых содержаний 8,99 и 1,82 %, соответственно.
4. Снижение индекса селективности (сумма извлечений целевых металлов в готовые концентраты) от 1,14 до 3,16 % абс.
5. Отмечено наличие в воздухе рабочей зоны, непосредственно над контактными чанами вредных веществ - диоксида серы, сероводорода и сероуглерода.

Дальнейшее решение о реализации изменённого реагентного режима обработки коллективного концентрата будет основано на проведении масштабных технико-экономических расчетов, включающих ожидаемое снижение затрат на реагенты и оценку затрат на обеспечение промышленной безопасности при применении серной кислоты:

- замена/установка кислото- и коррозионно-устойчивого основного и вспомогательного оборудования, подвергаемого воздействию агрессивной среды, либо футеровка кислотоустойчивыми материалами;
- установка аспирации для эвакуации из рабочей зоны образующихся в процессе обработки коллективного концентрата вредных веществ (диоксида серы, сероводорода и сероуглерода) для обеспечения нормативов и требований.

#### *Список использованных источников*

1. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов: теория и практика флотации. М.: Руда и металлы, 2008
  2. Лесникова Л.С., Дациев М.С., Сисина А.Н. и др. Лабораторные исследования нового способа обработки сульфидного коллективного концентрата перед селективным разделением //Цветные металлы. 2020. № 6.
- 

### **COMPARISON OF PROCESSING MODES OF BULK COPPER-NICKEL CONCENTRATE BEFORE ITS SELECTIVE SEPARATION**

*Lesnikova L.S., Datsiev M.S., Glibovets M.V., Sisina A.N.*

The article summarizes the results of a comprehensive study on the re-enrichment of low-nickel waste pyrrhotite product by the flotation at Talnakh Concentrator. Studies of the material composition and floatability of the material are given.

---

**ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ НА АБАГУРСКОЙ  
ОБОГАТИТЕЛЬНО-АГЛОМЕРАЦИОННОЙ ФАБРИКЕ С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ  
КАЧЕСТВЕННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПОСЛЕ ПЕРВОЙ СТАДИИ  
ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ**

*Емельянова К.К.<sup>1</sup>, Турецкая Н.Ю.<sup>1</sup>, Прокопьев С.А.<sup>1,2</sup>,  
Прокопьев Е.С.<sup>1,2</sup>, Чикишева Т.А.<sup>1,2,3</sup>*

<sup>1</sup> ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

<sup>2</sup> Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

<sup>3</sup> ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация

*В статье содержатся результаты исследований по обогащению методом винтовой сепарации слива спирального классификатора первой стадии Абагурской обогатительной фабрики. Авторами показана возможность получения качественных железорудных концентратов при различном выходе.*

Одним из основных отличий современного подхода к обогащению железорудного сырья, в сравнении с унифицированными принципами формирования технологических схем железообогатительных предприятий СССР, можно смело назвать возможность выбора наиболее подходящего способа обогащения в соответствии с характеристиками конкретного типа руды.

Схемы обогащения железорудного сырья, разработанные десятки лет назад, основанные на магнитном методе обогащения и построенные по принципу стадийного выделения отвальных хвостов с получением готового концентрата только в последней операции, не отвечают современным вызовам, с которыми сталкивается недропользователь XXI века. Применение данных схем обогащения приводит к тому, что значительное количество фактически готового концентрата в форме раскрытых зёрен магнетита перетекает из одной стадии измельчения в другую, дополнительно измельчаясь и, как следствие, подвергаясь ошламованию, что приводит к увеличению потерь железа с хвостами [1].

Прошедшие десятилетия ознаменовались как снижением содержания железа в исходной руде, так и усложнением обогащаемого сырья, что привело к необходимости сокращения потерь ценного компонента с хвостами и поставило в приоритет вопрос модернизации технологического процесса для сохранения рентабельности обогатительных фабрик. Одним из возможных путей усовершенствования стандартных магнитных схем переработки железорудного сырья является включение в технологическую схему гравитационного обогащения на винтовых сепараторах на начальных стадиях технологического процесса.

Выбор данного метода обогащения обусловлен рядом факторов:

- возможность извлечения гематита (данный минерал обладает значительно более низкой магнитной восприимчивостью, чем у магнетита, и, при его наличии в железной руде, уходит в хвосты при переработке по магнитной схеме обогащения);
- обогащение на винтовых сепараторах зарекомендовало себя как один из наиболее экономичных методов гравитационного обогащения минерального сырья: данные аппараты не подразумевают использования реагентов в процессе обогащения, а за счёт того, что разделение ценных компонентов и материалов пустой породы происходит в безнапорном потоке, затраты электроэнергии минимальны;

- процесс винтовой сепарации не требует тонкой классификации материала (данные аппараты применимы при крупности менее 2 мм);
- винтовые сепараторы обеспечивают эффективное извлечение в концентрат тонких частиц полезного компонента (крупностью до 0,03 мм).

На ряде крупных железорудных обогатительных фабрик уже проведены испытания, в ходе которых показана перспективность включения винтовой сепарации в технологическую схему на начальных этапах обогащения [1-3].

В данной работе представлены результаты тестовых испытаний возможности применения винтовых сепараторов в схеме обогащения Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики на сливе классификатора первой стадии измельчения.

Испытания проведены в две операции винтовой сепарации (ВС) с предварительным грохочением по технологической схеме, представленной на рисунке 1.



Рисунок 1 – Схема тестовых испытаний на сливе классификатора

Гранулометрический анализ железосодержащих концентратов тестовых испытаний винтовой сепарации на сливе классификатора представлен в таблице 1. Технологические показатели тестовых испытаний при различном выходе концентрата винтовой сепарации представлены в таблице 2.

Таблица 1 – Гранулометрический анализ железосодержащих концентратов тестовых испытаний винтовой сепарации на сливе классификатора

Класс крупности, мм	Выход, %		
	Тестовое испытание 1	Тестовое испытание 2	Тестовое испытание 3
-1+0,5	0,91	1,40	1,54
-0,5+0,25	4,79	6,42	10,00
-0,25+0,125	12,79	18,18	25,38
-0,125+0,071	30,59	33,92	30,78
-0,071+0,040	36,99	30,30	22,69
-0,040+0,020	8,45	6,28	3,46
-0,020+0,00	5,48	3,50	6,15
Итого:	100,00	100,00	100,00

*Таблица 2 – Технологические показатели тестовых испытаний на сливе классификатора*

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля Fe <sub>общ.</sub> , %	Извлечение Fe <sub>общ.</sub> , %
Тестовое испытание 1			
<b>Железосодержащий концентрат (концентрат ПВС)</b>	<b>2,37</b>	<b>66,60</b>	<b>4,28</b>
Общие хвосты винтовой сепарации (хвосты ОВС + хвосты ПВС)	94,13	36,64	93,42
Надрешётный продукт	3,50	24,29	2,30
Итого: Слив спирального классификатора	100,00	36,92	100,00
Тестовое испытание 2			
<b>Железосодержащий концентрат (концентрат ПВС)</b>	<b>5,30</b>	<b>64,70</b>	<b>9,20</b>
Общие хвосты винтовой сепарации (хвосты ОВС + хвосты ПВС)	91,10	36,18	88,43
Надрешётный продукт	3,60	24,63	2,37
Итого: Слив спирального классификатора	100,00	37,27	100,00
Тестовое испытание 3			
<b>Железосодержащий концентрат (концентрат ПВС)</b>	<b>11,05</b>	<b>61,11</b>	<b>18,36</b>
Общие хвосты винтовой сепарации (хвосты ОВС + хвосты ПВС)	86,00	34,03	79,58
Надрешётный продукт	2,95	25,68	2,06
Итого: Слив спирального классификатора	100,00	36,78	100,00

Все, полученные в ходе испытаний, концентраты соответствуют требованиям Абагурской обогатительно-агломерационной фабрики по содержанию железа общего.

Результаты проведённых испытаний подтвердили перспективность слива классификатора первой стадии как объекта для обогащения методом винтовой сепарации:

1. Выявлена возможность получения качественного железорудного концентрата в начале технологического процесса.
2. Прогнозируется снижение потерь, связанных с переизмельчением магнетита.

В настоящее время работы по данному направлению продолжаются, проводится экономическая оценка инвестиционной привлекательности проекта внедрения винтовой сепарации в технологическую схему предприятия.

*Список использованных источников*

1. Прокопьев С.А. Технология стадийного выделения магнетитового концентрата с помощью винтовой сепарации: дис. на соиск. уч. степ. канд. техн. наук: 25.00.13: защищена 30.05.2019 / Прокопьев Сергей Амперович. – Екатеринбург. - 2019. – 161 с.
2. Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Емельянова К.К. и др. Получение высококачественного магнетит-гематитового железорудного концентрата методом винтовой сепарации // Горный журнал. – 2021. - № 6. – С. 86 – 90.
3. Емельянова К.К. и др. Перспективы применения винтовой сепарации в технологической схеме Соколовско-Сарбайского горно-обогатительного производственного объединения // Материалы международной конференции «Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения-2021)», СКГМИ (ГТУ) – Владикавказ, 2021. - с. 350-354.



**PROSPECTS OF SPIRAL SEPARATION APPLICATION OF THE ABAGUR  
AGGLOMERATION AND PROCESSING PLANT IN ORDER TO OBTAIN QUALITY  
CONCENTRATES AFTER THE FIRST STAGE OF GRINDING**

*Emelianova K.K., Turetskaia N.Y., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S., Chikisheva T.A.*

The article contains the results of research on enrichment of the drain first stage spiral classifier of the Abagur processing plant by spiral separation. The authors have shown the possibility of obtaining quality iron ore concentrates at different yields.

---

**ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННОГО ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩЕГО  
КОНЦЕНТРАТА НА ЮЖНОМ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОМ КОМБИНАТЕ**

*Емельянова К.К.1, Турецкая Н.Ю.1, Прокопьев С.А.1,2, Прокопьев Е.С.1,2,  
Чикишева Т.А.1,2,3, Соловеев Н.П.1*

<sup>1</sup> ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

<sup>2</sup> Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

<sup>3</sup> ФГБОУ ВО «Иркутский государственный университет», г. Иркутск, Российская Федерация

*В статье авторы приводят результаты лабораторных технологических испытаний на пробах АО «Южный ГОК» методом винтовой сепарации. В результате исследований авторами получен высококачественный железосодержащий концентрат с содержанием железа общего в пределах 70 %.*

Южный горно-обогатительный комбинат (ЮГОК) один из основных производителей железорудного сырья (концентрата и агломерата). Предприятие занимается добычей и обогащением бедных железистых кварцитов с получением железорудного концентрата и доменного агломерата.

В основе технологии обогащения лежит метод мокрой магнитной сепарации (ММС). Как и многие железорудные комбинаты ЮГОК сталкивается с проблемами получения высококачественных концентратов и потерями обогащенных тонких классов крупностью (менее 40 мкм) с хвостами ММС. Поскольку современные магнитные сепараторы не способны выводить раскрытые чистые зерна магнетита в готовый товарный продукт [1] по причине неоднородности измельченного материала по крупности, потерь тонкоизмельченной рудной фракции и вовлечения в концентрат раскрытых минералов пустой породы за счет флокуляции рудных частиц [2]. Решение указанных проблем возможно с применением процесса винтовой сепарации (ВС).

Для подтверждения указанных возможностей ВС технологами научно-производственной компании «Спирит» были проведены лабораторные и промышленные испытания винтовых сепараторов собственного производства на различном железорудном сырье [3].

Анализ работ подтверждает целесообразность применения винтовой сепарации в технологии обогащения железорудного сырья.

Возможность ВС концентрировать материал менее 40 мкм подтверждена данными лабораторных испытаний на пробах АО «Южный ГОК», отобранных из технологической схемы рудо-обогатительных фабрик РОФ-1 и РОФ-2, а именно:

– магнитный продукт первой стадии магнитной сепарации (массовая доля железа

49,93 %);

- пески второй стадии контрольной классификации (массовая доля железа 65,25 %).

Гранулометрический анализ исходных проб показали высокое содержание железа в тонких классах крупности менее 40 мкм. В магнитном продукте первой стадии магнитной сепарации выход материала крупностью менее 40 мкм составил 27,83 % с массовой долей железа 67,85 % и извлечением в него ценного компонента 37,82 %. В песках второй стадии контрольной классификации выход материала крупностью менее 40 мкм – 73,85 %, массовая доля железа в материале крупностью менее 40 мкм – 70,75 % с извлечением 80,07 %.

В результате проведенных лабораторных испытаний ВС на магнитном продукте первой стадии ММС были получены:

- железорудный концентрат с выходом 16,34 %, массовая доля железа составила 70,13 % с извлечением ценного компонента 23,14 %. Выход материала крупностью менее 40 мкм в железорудном концентрате составила 3,63 % от исходной пробы с извлечением 5,27 %, массовая доля железа – 71,89 %;
- хвосты винтовой сепарации с выходом 83,66 %, массовая доля железа 45,50 % с извлечением ценного компонента 76,86 %. В хвостах винтовой сепарации выход материала крупностью менее 40 мкм составил 24,25 % от исходной пробы с извлечением 30,72 %, массовая доля железа – 62,73 %.

Испытания на песках второй стадии контрольной классификации показали возможность получения следующих продуктов:

- железорудного концентрата с выходом 21,81 %, массовая доля железа в котором составила 71,38 % с извлечением 24,18 %. Выход материала крупностью менее 40 мкм в концентрате винтовой сепарации составил 17,44 % от исходного, массовая доля железа – 71,58 % с извлечением 19,39 %;

- хвосты винтовой сепарации с выходом 78,19 %, массовая доля железа 62,44 % с извлечением ценного компонента 75,82 %. В хвостах винтовой сепарации выход менее 40 мкм – 61,52 %, массовая доля железа – 64,25 % извлечение 61,39 %.

Полученные концентраты удовлетворяют техническим условиям АО «Южный ГОК» (массовая доля железа более 69 %). Анализ результатов показал, что с применением ВС возможно получить качественный и высококачественный железорудные концентраты из «головой схемы», что, в свою очередь, позволит снизить циркулирующие нагрузки в последующих процессах классификации и измельчения, снизить потери железа в процессе мокрой магнитной сепарации (вследствие снижения переошламования раскрытого магнетита в песках гидроциклонирования). Также выявлена возможность обогащения тонких классов с получением высококачественного концентрата. По результатам проведенных испытаний в декабре 2021 г на РОФ – 2 на одной из секций установлены и запущены в эксплуатацию батарея из 24 винтовых сепараторов.

#### *Список использованных источников*

1. Кармазин В.В., Синельникова Н.Г. Совершенствование технологии обогащения железосодержащих руд КМА //ГИАБ 2009 г.,
2. Пирогов Б.И., Ожогина Е.Г., Астахова Ю.М. и др. Виды и последовательность минералогических исследований при сопровождении технологических работ. Железные руды. //Методические рекомендации №181 ВИМС, Москва 2014 г.,

3. Турецкая Н.Ю., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С. и др. Винтовая сепарация в технологии обогащения железосодержащих руд //Материал международной конференции «Плаксинские чтения – 2020» г. Апатиты.
- 

### **OBTAINING HIGH-QUALITY IRON-CONTAINING CONCENTRATE AT THE YUZHNY MINING AND PROCESSING PLANT**

*Emelianova K.K., Turetskaia N.Y., Prokopiev S.A., Prokopiev E.S., Chikisheva T.A.,  
Soloveenko N.P.*

The article contains the results of laboratory technological tests on samples of JSC "Yuzhny GOK" by the method of spiral separation. The high-quality iron ore concentrate with a total iron content of 70 % have been obtained by authors.

---

### **ДЕПРЕССОРЫ УГЛЕРОДА ПРИ ФЛОТАЦИИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

*Топычанова Е.И., Дементьева Н.А.*

АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов»,  
г. Иркутск, Российская Федерация, e-mail: [topychkanovaE@irgiredmet.ru](mailto:topychkanovaE@irgiredmet.ru), [dema@irgiredmet.ru](mailto:dema@irgiredmet.ru)

*В статье представлены результаты исследования по выбору оптимального реагента для карбоновой депрессии при флотации золотосодержащих руд. Всего в исследовании было проанализировано 11 депрессантов, выбран наиболее эффективный реагент. Показано, что его использование снижает содержание органического углерода в сульфидном концентрате с 2,34% до 0,38%.*

Проблема поглощения золота углеродом в процессе цианирования остро встает при обогащении упорных золото-углеродсодержащих руд, которые все больше вовлекаются в переработку. Существует несколько методов, способствующих благоприятной переработке золото- углеродсодержащих руд и их продуктов обогащения.

К данным методам относятся флотация, обжиг, химическое окисление, бактериальная обработка, метод хлорирования, метод пассивирования, метод сорбционного цианирования. Но не все приведенные методы нашли широкое применение из-за низкой эффективности или дороговизны процессов.

Одним из наиболее востребованных, является метод флотационного обогащения. Снижение содержания органического углерода во флотоконцентратах, подвергающихся металлургической переработке, осуществляется следующими флотационными способами:

1. Прямая флотация углерода с помощью реагентов, таких как керосин, бутиловый спирт и другие. При этом происходит селективное извлечение углеродистого вещества в концентрат флотации. Такая флотация может быть эффективна только в том случае, если в руде не содержатся тонкие сульфиды. Иначе углеродистый концентрат будет обогащен золотом, потери которого превысят положительный эффект, полученный от сокращения сорбционной активности.
2. Депрессия органического углерода в процессе флотации. Этот метод продолжает активно изучаться и развиваться, потому что показал высокую эффективность и перспективность его использования. В ходе выполнения флотации с применением

депрессора углерода, происходит его гидрофилизация, за счет чего углеродистое вещество остается в хвостах флотации, не переходя в пенный продукт.

На сегодняшний день известно большое количество реагентов, используемых в качестве депрессоров углерода при флотации золото-углеродсодержащих руд, но не все они применимы на практике. В связи с этим поиск новых и изучение свойств уже известных реагентов продолжается.

В настоящее время в институте «Иргиредмет» проводится работа по подбору оптимального депрессора органического углерода для руды одного из золотосодержащих месторождений.

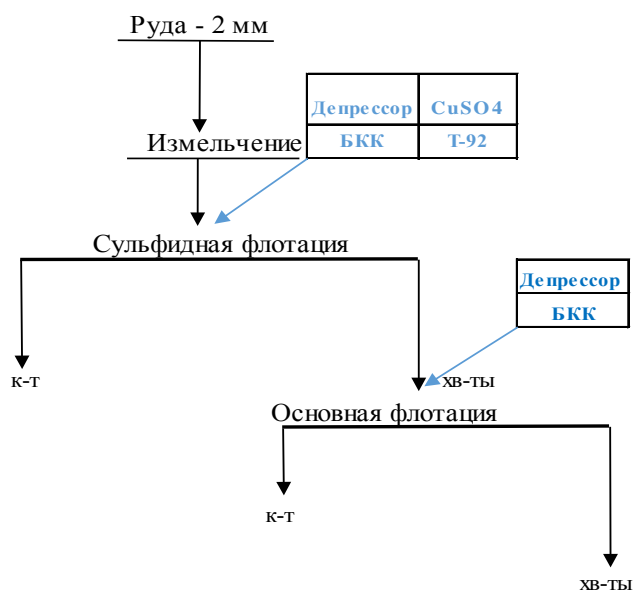
Задачей данного исследования является подбор недорогого и эффективного реагента, способного максимально снизить содержание органического углерода во флотоконцентрате, при минимальном снижении его качества по содержанию и извлечению золота.

Для проведения исследований в институт «Иргиредмет» поступила технологическая проба золотосодержащей руды с содержанием золота 0,7 г/т, углерода 0,42 %. Руда представлена кварцевыми метасоматитами и полевошпатовыми сланцами с примесью углеродистого вещества и вкраплениями сульфидной минерализации, представленной пиритом и арсенопиритом. Проба относится к смешанному типу руд (степень окисления по железу 28 %).

Основными породообразующими минералами (96,4 %) являются: кварц - 53,4, глинисто-слюдисто-гидрослюдистые образования - 31,0, карбонаты - 10, полевые шпаты – 2. Рудные минералы в пробе представлены сульфидами и вторичными образованиями железа. Суммарная массовая доля сульфидов составляет 1,8 %. Основным сульфидом является пирит – 1,3 %, в меньшей степени отмечается арсенопирит – 0,5 %.

По содержанию сульфидов проба относится к убого сульфидному типу руд. В доступной цианированию форме присутствует 32,1 % золота, которое находится в сростках с рудными и породообразующими компонентами. В упорной форме сосредоточена значительная часть золота – 67,9 % Свободного золота в пробе руды не зафиксировано.

Исследования по определению оптимального реагента депрессора углерода при флотации руды проводились по схеме, представленной на рисунке 1.



*Рисунок 1 – Схема флотационного обогащения золото-углеродсодержащей руды*

В ходе проведения экспериментов были испытаны более 30 образцов реагентов депрессоров углерода, как уже известных, так и новых для этой отрасли. Все реагенты сертифицированы.

Все флотационные опыты проводились в одном флотационном режиме, со сменой депрессора (таблица 1).

*Таблица 1 – Результаты применения ряда депрессоров органического углерода при флотации золото-углеродсодержащей руды*

Продукты обогащения	Выход %	Золото		Углерод органический		Примечание
		β г/т	ε %	β г/т	ε %	
Концентрат сульфидной флотации	1,81	14,9	36,8	2,34	9,7	Без депрессора
Концентрат основной флотации	5,23	4,78	34,1	1,92	22,9	
Хвосты флотации	92,96	0,23	29,1	0,32	67,4	
Итого: исходная руда	100,00	0,73	100,0	0,44	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	1,71	20,7	64,0	0,38	1,4	Депрессор №1
Концентрат основной флотации	1,66	7,90	23,7	0,73	2,7	
Хвосты флотации	96,64	0,070	12,3	0,45	95,9	
Итого: исходная руда	100,00	0,55	100,0	0,45	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	2,06	20,7	78,0	0,51	2,3	Депрессор №2
Концентрат основной флотации	1,36	4,61	11,4	0,94	2,8	
Хвосты флотации	96,59	0,060	10,6	0,45	94,9	
Итого: исходная руда	100,00	0,55	100,0	0,46	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	2,06	20,20	70,8	0,61	2,8	Депрессор №3
Концентрат основной флотации	1,66	5,70	16,1	0,97	3,6	
Хвосты флотации	96,28	0,08	13,1	0,44	93,7	
Итого: исходная руда	100,00	0,59	100,0	0,45	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	1,97	23,10	64,5	0,39	1,6	Депрессор №4
Концентрат основной флотации	3,02	2,60	11,2	0,85	5,5	
Хвосты флотации	95,01	0,180	24,3	0,46	92,9	
Итого: исходная руда	100,00	0,70	100,0	0,47	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	2,50	17,90	70,6	0,40	2,3	Депрессор №5
Концентрат основной флотации	3,21	2,56	13,0	0,76	5,5	
Хвосты флотации	94,29	0,110	16,4	0,43	92,2	
Итого: исходная руда	100,00	0,63	100,0	0,44	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	2,20	20,50	45,4	0,42	2,2	Депрессор №6
Концентрат основной флотации	2,99	2,30	6,9	0,84	6,1	
Хвосты флотации	94,81	0,500	47,7	0,40	91,7	
Итого: исходная руда	100,00	0,99	100,0	0,41	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	2,16	22,20	66,9	0,40	1,9	Депрессор №7
Концентрат основной флотации	3,43	2,23	10,7	0,82	6,2	
Хвосты флотации	94,42	0,170	22,4	0,44	91,9	
Итого: исходная руда	100,00	0,72	100,0	0,45	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	2,61	22,20	71,6	0,52	3,3	Депрессор

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки  
минерального сырья природного и техногенного происхождения"**

Продукты обогащения	Выход %	Золото		Углерод органический		Примечание
		β г/т	ε %	β г/т	ε %	
Концентрат основной флотации	3,11	2,23	8,6	0,85	6,3	№8
Хвосты флотации	94,28	0,170	19,8	0,40	90,4	
Итого: исходная руда	100,00	0,81	100,0	0,42	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	1,81	23,80	82,9	0,43	1,8	Депрессор №9
Концентрат основной флотации	2,91	1,41	7,9	0,94	6,3	
Хвосты флотации	95,28	0,050	9,2	0,42	91,9	
Итого: исходная руда	100,00	0,52	100,0	0,44	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	1,86	16,30	53,7	0,51	2,1	Депрессор №10
Концентрат основной флотации	4,59	4,28	34,7	0,71	7,2	
Хвосты флотации	93,54	0,070	11,6	0,44	90,7	
Итого: исходная руда	100,00	0,57	100,0	0,45	100,0	
Концентрат сульфидной флотации	1,21	19,20	41,7	0,50	1,5	Депрессор №11
Концентрат основной флотации	3,82	6,50	44,6	0,69	6,5	
Хвосты флотации	94,97	0,080	13,7	0,39	92,0	
Итого: исходная руда	100,00	0,56	100,0	0,40	100,0	

Из данных таблицы следует, что при флотации без применения депрессора углерода на данной руде получают высокоуглеродистые концентраты с низким извлечением золота, на уровне 70,9 % в суммарный концентрат. Суммарное извлечение углерода в золотосодержащий концентрат составило 32,6 % при содержании 2,04 % и выходе суммарного концентрата 7,04 %.

В хвосты флотации перешло 67,4 % органического углерода. Полученный концентрат не пригоден для дальнейшей металлургической переработки.

Применение депрессора под №1 позволило сократить содержание органического углерода в сульфидном концентрате с 2,34 % (при флотации без использования депрессора) до 0,38 % и понизить извлечение углерода в суммарный золотосодержащий концентрат до 4,1 %. При этом в хвосты флотации извлечение органического углерода составило 95,9 %.

Повысилось качество концентрата, содержание золота в хвостах флотации понизилось с 0,2 г/т до 0,07 г/т. Прирост извлечения составил 10,4 %.

Также хорошо проявил себя реагент под №9. При его применении извлечение золота выросло до 90,8 % и снизилось содержание золота в хвостах флотации до 0,05 г/т. Но извлечение углерода в суммарный концентрат составило 8,1 %, что в два раза выше, чем при использовании сорбента № 1.

Проанализировав результаты проведенных исследований, следует, что содержание углерода в концентратах без применения депрессора значительное, что мешает извлечению золота при дальнейшей металлургической переработке. В связи с этим при флотации золото-углеродсодержащих руд необходимо применение реагентов депрессоров углеродистого вещества, которые не только позволяют перевести его в хвосты, но и тем самым повысить содержание золота в концентрат флотации.

## CARBON DESPRESSORS DURING FLOTATION OF REFRACTORY GOLD-BEARING ORES

*Topychkanova E.I., Dementieva N.A.*

The paper presents the results of the study on the selection of the optimum reagent for carbon depression in gold-bearing ore flotation. In total, 11 depressants were analyzed in the study, the most efficient reagent was selected. It was showed that its use reduced of the organic carbon content in sulphide concentrate from 2.34% to 0.38%.

---

## ИССЛЕДОВАНИЯ МЕДЬЖЕЛЕЗОЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ НА ОБОГАТИМОСТЬ

*Чантурия В.А.<sup>1</sup>, Матвеева Т.Н.<sup>1</sup>, Лихачева С.В.<sup>1</sup>, Демышева А.В.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: *Likhacheva727@mail.ru*

<sup>2</sup> ООО «ГРК «Быстринское», г. Чита, Российская Федерация

*Исследования на обогатимость медьжелезозолотосодержащей руды выполнялись на частной пробе руды ООО «ГРК «Быстринский». В ходе исследований проведен минералогический анализ крупных классов крупности, выполнен гранулометрический и рентгеноспектральный анализ исходной пробы руды, рентгенофазовый и атомноэмиссионный анализ продуктов флотационных опытов.*

Быстринское месторождение медь-железо-золотосодержащей руды приурочено к Быстринскому интрузивному массиву диоритов и гранодиорит-порфиоров юрского возраста. Промышленное золото-халькопирит магнетитовое оруденение в скарнах установлено на четырёх участках: Верхне-Ильдиканском, Быстринском-2, Малом Медном Чайнике и Южно-Родственном, которые располагаются в экзоконтактовой зоне массива. пирротин, халькантит, халькопирит, шеелит. Минеральных видов девять: борнит, золото, магнетит, молибденит, пирит, пирротин, халькантит, халькопирит, шеелит. Основными рудными минералами являются халькопирит, магнетит и пирит [<https://webmineral.ru/deposits/item.phpid=2119>].

Из открытых источников известно, что содержание основных металлов по карьерам различно, изменяется в широких диапазонах и находится в пределах: Cu – 0,20-0,93%; Fe – 21,28-23,99%; Au – 0,41-1,01 г/т; Ag – 1,57-5,34 г/т. Всего запасов по месторождению: Cu – 2,03 млн.т, Fe – 66,9 млн.т, Au – 234,1 т, Ag – 1047,3 т.

Морфология и элементный состав минеральных зерен изучены в Центре изучения природного вещества ИПКОН РАН на аналитическом сканирующем электронном микроскопе (РЭМ) LEO 1420VP, оснащенный рентгеновским энергодисперсионным микроанализатором INCA 350.

Частная проба руды текущей добычи была предоставлена ООО «ГРК «Быстринский» (далее – ГРКБ). Исходная руда, поступающая на обогатительную фабрику, имеет сложный морфологический состав, представленный включениями джемсонита в пирите с включениями нерудных минералов и в халькопирите, характеризуется тонкой вкрапленностью (рисунок 1) и микротрещиноватостью (рисунок 2).

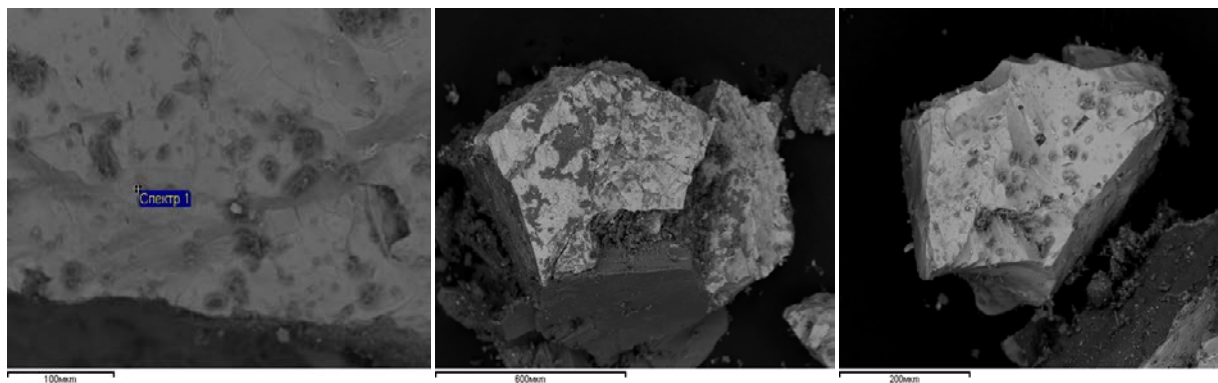


Рисунок 1 - Включения джемсонита в пирите. Вкрапленная структура

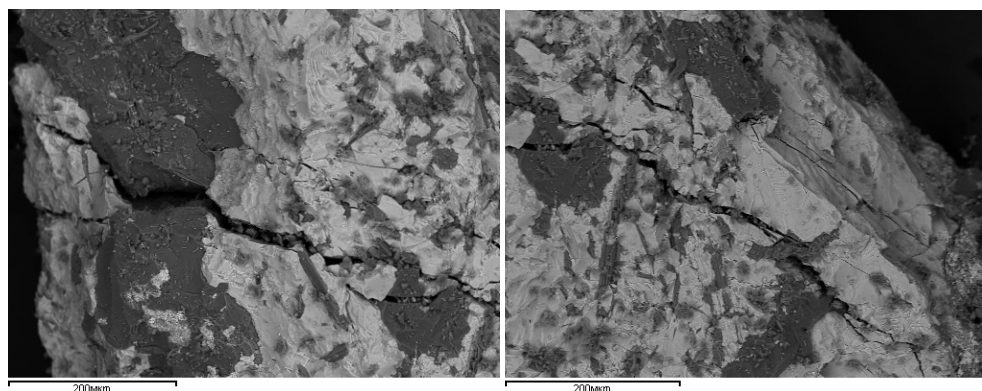


Рисунок 2 - Микротрещиноватость исходной руды

Исследования частной лабораторной пробы руды ООО «ГРК «Быстринский» на обогатимость проводились в ИПКОН РАН на мелкодробленной пробе руды с содержанием  $\text{Cu}=0,628\%$ ,  $\text{Fe}=9,710\%$ ,  $\text{Au}=0,266$  г/т.

Для определения условий измельчения в лабораторной мельнице валкового типа был выполнен ситовой рассев исходной руды. Исходная проба руды представлена неоднородным по крупности материалом. Крупные классы  $+0,071$  мм составляют  $75,9\%$ , выход тонких шламовых классов  $-0,044$  мм составил  $16,1\%$ .

Исследования на измельчаемость проводились тремя сериями: с изменением времени измельчения, скорости вращения мельницы, шаровой загрузки и соотношения Ж:Т. Увеличение скорости вращения мельницы (в 2,5 раза с 20 до 50 об/мин) позволило получить  $69,9\%$  содержания класса  $-0,071$  мм. Увеличение шаровой загрузки и снижение количества воды в мельнице оказывает незначительное влияние на выход классов  $-0,071$  мм. Таким образом, были определены оптимальные режимные параметры измельчения с увеличением шаровой загрузки и скорости вращения мельницы для лабораторных условий в ИПКОН РАН.

Полученные классы крупности были проанализированы рентгеноспектральным методом рентгеноспектрального анализа (далее - РСА) в Центре изучения природного вещества ИПКОН РАН. По результатам ситового анализа и результатов РСА, выполнен расчет содержания основных элементов и оксидов в пробе исходной руды и их распределение по классам крупности (таблица 1).

Продукты флотационных опытов анализировались рентгенофазовым анализом (далее – РФА) в Лаборатории экологического сбалансированного освоения недр ЭКОН ИПКОН РАН.



Таблица 1 – Распределение основных элементов и оксидов в пробе исходной руды

Классы крупности, мм	Выход класса, %	Распределение, %								
		Fe <sub>общ</sub>	Cu	S	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	MgO	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	TiO <sub>2</sub>
+0,1	17,09	17,75	9,69	15,53	20,59	20,62	19,31	23,12	20,60	22,94
-0,1+0,071	13,01	20,32	15,12	18,19	20,03	19,72	19,47	21,12	18,87	20,53
-0,071+0,063	6,55	19,41	17,78	18,19	20,14	20,06	21,09	19,83	20,75	18,86
-0,063+0,44	6,91	21,40	22,24	24,44	19,90	19,72	19,51	18,11	21,38	17,52
-0,044	56,43	21,12	35,17	23,65	19,34	19,88	20,63	17,82	18,40	20,15
итого:	100,0	100,00	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Флотационные исследования выполнялись по схеме, основанной на схеме и реагентном режиме проведения лабораторных тестовых опытов на обогатимость в исследовательской лаборатории ООО «ГРК «Быстринский».

Схема позволяет получить концентрат основной флотации и железорудный концентрат (далее - ЖРК) и включает в себя: измельчение, две основных флотации и магнитную сепарацию. ЖРК выделяют мокрой магнитной сепарацией с индукцией 0,07 Тл (2 А) и последующей перечисткой магнитного продукта при 0,04 Тл (1,5 А).

Медный концентрат в исследовательской лаборатории ГРКБ получают флотационным методом, состоящим из двух перечистных операций концентрата основной флотации. Основная флотация проводится в щелочной среде при pH=9,5-9,8, а перечистные – в сильно щелочной при pH=11,7 и 12,5 соответственно.

Реагентный режим включает в себя следующие реагенты: регулятор среды - кальцинированная сода; собиратель - бутиловый ксантогенат калия (далее – БКК); собиратель DSP017 и вспениватель - DSF004. Схема флотационного опыта и полученные результаты приведены на рисунке 3 и таблице 2.

В результате выполненных флотационных исследований получен концентрат основной флотации с содержанием меди 2,85% (извлечение меди составило 94,62%) и железорудный концентрат с содержанием железа 50,62% (извлечение железа составило 54,42 %). Для повышения качества концентрата и извлечения меди в основной флотации предложено провести флотационные исследования с применением более селективных реагентов-собирателей с различной структурой углеводородного радикала и функциональной группы на медь и золото – диэтилдитиокарбамат (далее - ДЭДТК) и дибутилдитиокарбамат (далее – ДБДТК).

Флотационные исследования выполнялись по схеме базового опыта и состояли из серии опытов с частичной заменой (в соотношении 1:1) бутилового ксантогената калия на ДЭДТК:

- 1 опыт - флотация с применением реагента собирателя БКК в 1 осн.фл 3,8 г/т и 1,8 г/т во 2 осн.фл.;
- 2 опыт – флотация с применением реагента собирателя в 1 осн.фл: БКК=1,9 г/т и ДЭДТК =1,9 г/т; во 2 осн.фл.: БКК=0,9 г/т и ДЭДТК =0,9 г/т.

Продукты флотационных опытов анализировались в Лаборатории экологического сбалансированного освоения недр ЭКОН ИПКОН РАН - рентгенофазовым анализом (далее – РФА) и методом атомно-абсорбционной спектроскопии и окислительным разложением

в трех кислотах с последующим атомно-эмиссионным анализом с индуктивно связанной плазмой.

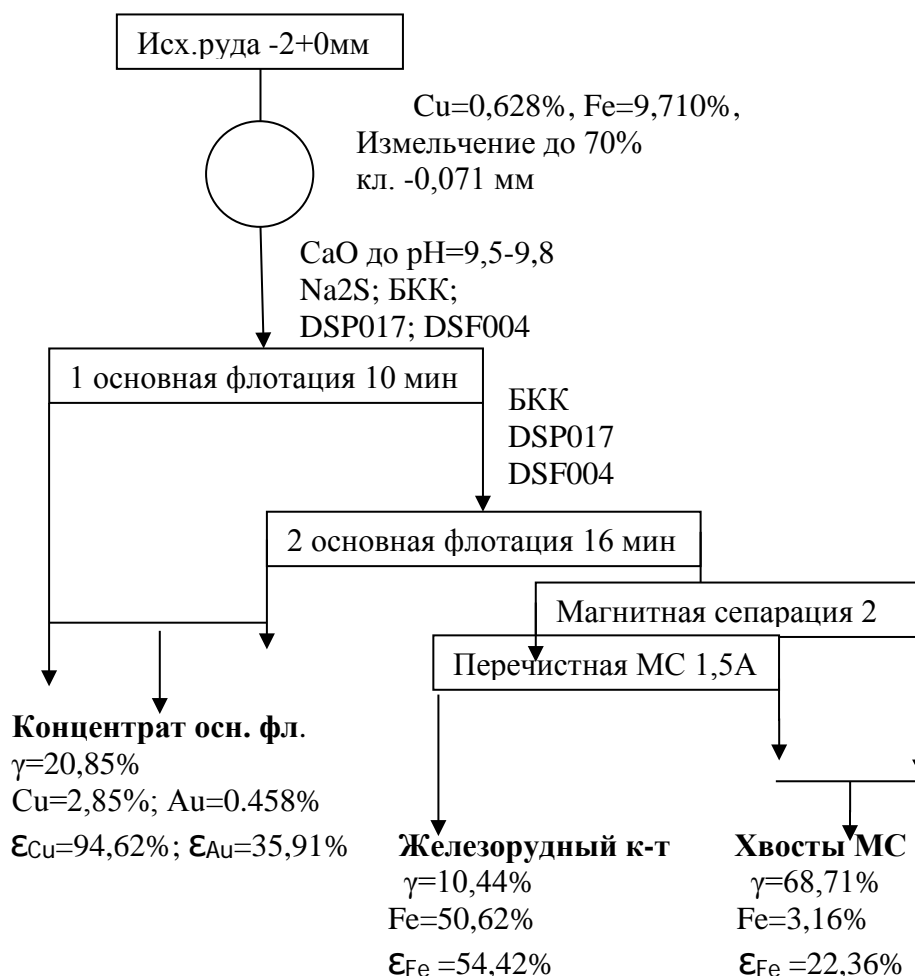


Рисунок 3 - Схема проведения и результаты лабораторных исследований

Таблица – 2 – результаты исследований на обогатимость с реагентом собирателем БКК

Продукт	Вес, г	Выход, %	Содержание, %, г/т			Извлечение, %		
			Cu	Fe	Au	Cu	Fe	Au
к-т 1 осн. Фл	69,36	11,55	4,475	13,00	0,610	82,27	15,46	26,47
к-т 2 осн.фл.	55,88	9,30	0,834	8,10	0,270	12,35	7,76	9,44
к-т осн.фл	125,24	20,85	2,850	10,81	0,458	94,62	23,22	35,91
к-т ЖРК	62,69	10,44	0,034	50,62	0,120	0,56	54,42	4,71
хв. МС	412,67	68,71	0,044	3,16	0,230	4,81	22,36	59,38
итого	600,6	100,0	0,628	9,71	0,266	100,00	100,00	100,00

Результаты выполненных исследований приведены в таблицах 2-3 и рисунках 2-6.

По полученным результатам продуктов лабораторных опытов, при флотации с реагентом-собирателем класса дитиокарбаматов ДЭДТК содержание меди в концентрате основной флотации увеличилось на 1,89% абс. (66,38% отн.). Увеличение содержания меди в концентрате произошло за счет снижения выхода концентрата основной флотации на 9,2% абс. и снижения извлечения в операции на 1,7 % абс.

Таблица 3 - Результаты флотационного опыта с собирателем БКК:ДЭДТК (1:1)

Продукт	Вес, г	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Cu	Fe	Cu	Fe
к-т 1 осн. Фл	40,09	6,67	7,461	15,298	83,67	10,62
к-т 2 осн.фл.	29,94	4,99	1,101	7,813	9,22	4,05
к-т осн.фл	70,03	11,66	4,742	12,098	92,89	14,67
к-т ЖРК	72,64	12,09	0,050	47,956	1,01	60,32
хв. МС	457,93	76,25	0,048	3,154	6,11	25,01
итого	600,6	100,0	0,595	9,615	100,00	100,00

Таблица 4 –Результаты флотации руды с применением реагентов БКК и БКК:ДЭДТК (1:1)

Технологические показатели	Реагенты	
	БКК	БКК/ДЭДТК
выход к-т осн.фл., %	20,9	11,7
сод. Си в к-т осн.фл., %	2,850	4,742
извлечение Си в к-те осн.фл., %	94,6	92,9
выход ЖРК, %	10,44	12,09
сод. Fe в к-т ЖРК, %	50,62	47,96
извлечение Fe в к-те ЖРК, %	54,4	60,3

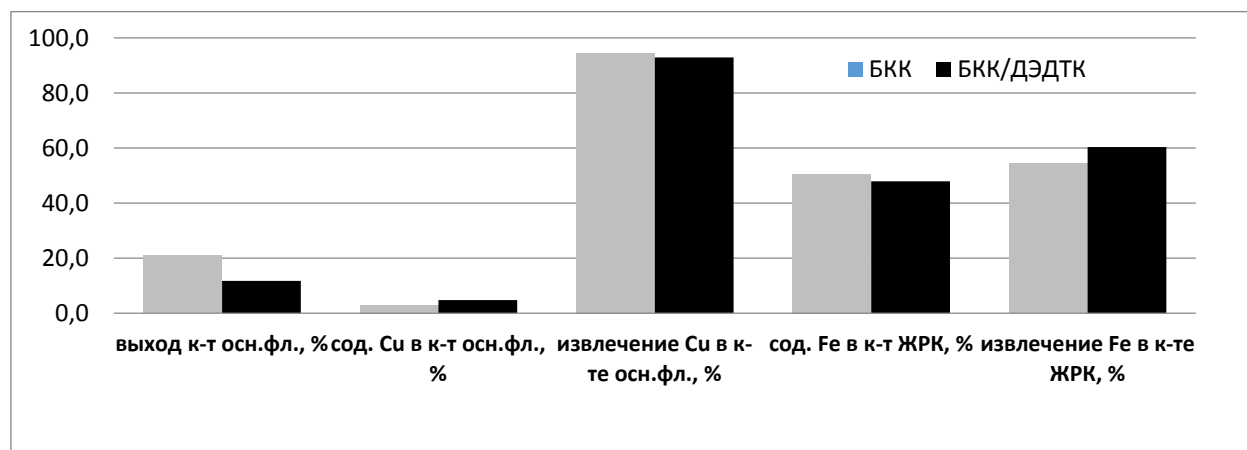


Рисунок 4 - Технологические показатели с реагентами собирателями БКК и ДЭДТК

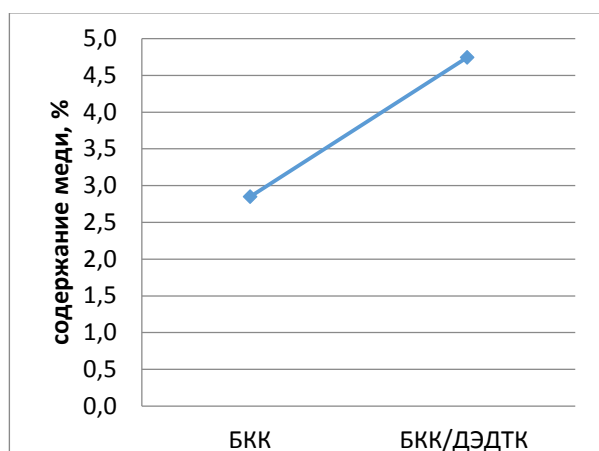


Рисунок 5 - Содержание меди в концентрате основной флотации при использовании реагентов собирателей БКК и ДЭДТК

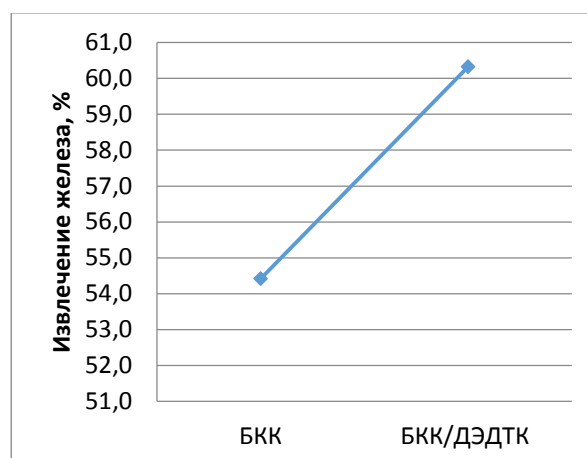


Рисунок 6 - Извлечение железа в железорудном концентрате при использовании реагентов собирателей БКК и ДЭДТК

Содержание железа в железорудном концентрате понизилось на 2,66% абс, а выход увеличился на 1,65% абс. и извлечение железа выросло на 5,9% абс (11,65% отн.).

Повышение содержания меди в концентрате основной флотации на 1,89% абс. (66,4% отн.), подтверждает эффективность ДЭДТК при флотации медных минералов.

Дальнейшие флотационные лабораторные исследования будут продолжены с применением реагента-собирателя класса дитиокарбаматов ДБДТК и ДЭДТК, для подбора расхода реагента с целью повышения содержания меди и золота в концентрате основной флотации без потери их извлечения в операции

---

## **STUDIES ON THE DRESSABILITY OF ORE FROM THE CURRENT PRODUCTION OF BYSTRINSKY LLC**

*Chanturiya V A, Matveeva T N, Likhacheva S V, Demyheva AV*

When performing studies on the dressability of ore from the current production of Bystrinsky LLC, a mineralogical analysis of large size grades was carried out, granulometric and X-ray spectral analysis of the original ore sample, X-ray phase analysis of the products of the flotation experiment according to the basic scheme.

---

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНО-ПОРФИРОВЫХ РУД МЕТОДОМ ЭЛЕКТРОФЛОТАЦИИ\***

*Копылова А.Е., Прохоров К.В.*

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук,  
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: [gustavkat@mail.ru](mailto:gustavkat@mail.ru)

*Представлены результаты флотации окисленной золотомедной руды с применением предварительной электрохимической подготовки пульпы. Обоснована перспективность предложенного метода для переработки окисленных руд, труднообогатимого и техногенного минерального сырья.*

В последние годы качество большинства перерабатываемых руд характеризуется увеличением доли руд сложного вещественного состава с повышенным содержанием окисленных рудных минералов с более тонкой вкрапленностью. В мировой практике при переработке труднообогатимых окисленных руд цветных и благородных металлов намечается тенденция к применению комбинированных методов, включающих операции гидро- или пирометаллургии в сочетании с флотационным или гравитационным обогащением в зависимости от особенностей их вещественного состава [1, 2].

---

\* Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных ДВО РАН», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ по проекту № 075-15-2021-663.

*Спектральный, химический и гранулометрический анализы выполнены на базе центра коллективного пользования "Центр исследования минерального сырья" Хабаровского Федерального исследовательского центра ДВО РАН.*

В зависимости от минералогического состава руд и крупности золота в них в настоящее время используют три основных способа переработки сырья: гравитационное обогащение; флотационное обогащение; избирательное выщелачивание золота. Наибольшую сложность для переработки представляют смешанные (сульфидно-окисленные) руды, требующие либо предварительного выщелачивания меди из окисленной составляющей, либо, если руда имеет высокий карбонатный модуль и/или окисленные минералы меди в ней представлены преимущественно упорными для выщелачивания соединениями, возможна переработка по альтернативной комбинированной флотационно-гидрометаллургической схеме: получение коллективного флотоконцентрата, выщелачивание из него окисленных форм нахождения меди и сульфидная флотационная переработка кеков выщелачивания [3].

Для оценки возможности повышения извлечения ценных компонентов в составе окисленной составляющей смешанной руды нами были проведены эксперименты по униполярной электрохимической обработке водных растворов, католитная фракция которых использовалась для подготовки пульпы с окисленной рудой, а ее последующее кондиционирование осуществлялось дозированным вводом анолита.

Поскольку благоприятные условия флотации зависят не только от поверхностных свойств минеральных частиц, но и от химического состава водной фазы пульпы [4], то при электрохимической обработке раствора гидрокарбоната натрия получаемый католит, содержащий щелочь и метастабильные пероксиды, обеспечивает возможность более эффективной сорбции собирателя на поверхности рудных минералов, а последующий дозированный ввод анолита, содержащего угольную и надугольную кислоты, обеспечивает плавное кондиционирование рН и выделение микропузырьков углекислого газа. Кроме того, углекислота при взаимодействии с железом в составе магнетита, снижает его флотационную активность.

Для экспериментов использовались пробы окисленной руды Малмыжского месторождения, характеризующиеся незначительным количеством остаточных первичных рудных минералов (в ряде анализируемых навесок проб окисленной руды в тяжелой фракции не выявлено сульфидов, в них обнаруживался только магнетит) с эпизодической встречаемостью знаков золота. Содержания металлов в руде: золото – 0,5 г/т, серебро – 3,4 г/т, медь – 0,062 %, железо – 10,6 %. Фазовым анализом установлено, что значительная часть металла тесно связана с силикатной матрицей, и содержащие её минералы после измельчения остаются в сростках или в форме внутренних включений в матрице силикатов и алюмосиликатов или преимущественно находятся в связанной с ней окисленной форме.

Опыты по флотационному извлечению проводились в лабораторной флотационной машине ФМ-1 с объемами камер 0,5 л. Для сравнения эффективности переработки руды первоначально проводились опыты по стандартной схеме с использованием следующего реагентного режима: собиратель - бутиловый ксантогенат 0,1 % (100 г/т), депрессор – жидкое стекло 0,5 % (100 г/т), вспениватель – сосновое масло (60 г/т). Время флотации – 5 минут. Тестирование показателей переработки по комбинированной схеме проводилось с предварительной электрохимической подготовкой пульпы. Приготовление пульпы для дальнейшего проведения флотации осуществлялось в щелочном продукте электролиза раствора гидрокарбоната натрия - католите, время приготовления раствора – 30 минут, рН раствора – 8,3, пульпы – 7,6. В процессе флотации осуществлялась дозированная подача

анолита в объеме 10%. Поддерживалась pH раствора анолита 6,7, пульпы – 7,2. Результаты серии экспериментов представлены в таблицах 1 и 2.

*Таблица 1 - Показатели извлечения ценных компонентов при переработке руды по стандартной флотационной схеме*

Продукт флотации	m, %	Извлечение ε, %			
		Au	Ag	Cu	Fe
Концентрат	14,11	37,13	48,78	16,43	11,97
Хвосты	85,9	62,87	51,22	83,57	88,03
Итого	100	100	100	100	100

*Таблица 2 - Показатели извлечения ценных компонентов при переработке руды по комбинированной флотационной схеме*

Продукт флотации	m, %	извлечение ε, %			
		Au	Ag	Cu	Fe
Концентрат	20,3	46,94	52,33	22,66	16,01
Хвосты	79,7	53,06	47,67	77,34	83,99
Итого	100	100	100	100	100

Повышение показателей по извлечению благородных металлов в концентраты возможно связано с доизвлечением в них остаточных сульфидных минералов. К тому же на повышение извлечения также положительно повлиял выход концентрата флотации. Исследования показали, что использование электрохимической подготовки среды для проведения флотации увеличивает выход концентратов за счёт генерации микропузырьков газа в процессе электрохимической обработки, которые взаимодействуют с тонкими шламами и в дальнейшем вместе с крупными пузырьками поднимаются в пенный продукт.

Положительное влияние на процесс флотации золота оказывает взаимодействие бутилового ксантогената с окислителем. Дозированная подача небольшого объема анолита во флотационную камеру позволяет действовать окислителю избирательно по отношению к реагентам, при этом значительно не меняется окислительно-восстановительный потенциал пульпы в целом.

Низкие показатели извлечения меди позволяют предположить, что значительная часть металла тесно связана с силикатной матрицей, и содержащие её минералы после измельчения остаются в сростках или в форме внутренних включений в матрице силикатов и алюмосиликатов, или преимущественно находятся в связанной с ней окисленной форме. Недоизвлечение халькопирита в концентрат говорит о том, что поверхность минерала находится в окисленной изменённой форме, а его кристаллы имеют преимущественно размер существенно меньший оптимального для флотации – минус 70 мкм.

Таким образом, экспериментально установлено, что электрохимической обработкой флотационной пульпы возможно повысить эффективность извлечения золота на 9,8 %, серебра – 3,5 %. Полученные результаты свидетельствуют о возможности интенсификации стандартных методов флотационного обогащения за счет электрохимической обработки пульпы флотации. Электрофлотация может быть успешно применена к объектам зон окисления и труднообогатимым рудам, не поддающимся стандартным методам переработки.

*Список использованных источников*

1. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. М.: МГГУ. Т. III. 2005. – С. 169–171.
  2. Чантурия В.А., Трофимова Э.А. Переработка окисленных руд. М.: Наука. 1985. С. 69–71.
  3. Секисов А.Г., Лавров А.Ю., Рассказова А.В. Экономическое обоснование области использования традиционных и физико-химических геотехнологий при освоении медно-порфириновых месторождений // Кулагинские чтения: техника и технологии производственных процессов: Материалы XXI Международной научно-практической конференции. В 3 ч., Чита, 29 ноября – 03 2021 года. – Чита: ЗабГУ, 2021. – С. 259-266.
  4. Xu S., Zanin M., Skinner W., Brito e Abreu S. Influence of grinding conditions on the pulp chemistry and flotation of oxidised pyrite // Minerals Engineering. – 2022. – Vol 177. – P. 107385.
- 

**RESEARCH OF THE POSSIBILITY OF EXTRACTION OF VALUABLE COMPONENTS FROM OXIDIZED COPPER-PORPHYRY ORES BY ELECTROFLotation METHOD**

*Kopylova A.E., Prokhorov K.V.*

An oxidized gold-copper ore flotation by using electrochemical pulp preconditioning results are presented. The prospects of the proposed method for the processing of oxidized ores, stubborn and technogenic mineral materials are substantiated.

---

**ИССЛЕДОВАНИЕ СПЕЦИАЛЬНЫХ МЕТОДОВ ПОДГОТОВКИ ПУЛЬПЫ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ\***

*Прохоров К.В.*

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: kostyan1986\_ne@mail.ru

*Экспериментально установлено, что ведение процесса флотации в среде предварительно подготовленного католита увеличивает извлечение золота на 6,42 – 18,4 %. Извлечение серебра при этих условиях снизилось на 11,83 – 32,21 %. При этом в восстановительной среде анолита извлечение серебра увеличивается до 27%.*

В качестве объекта исследований были выбраны две технологические пробы (Проба 1 и Проба 2) золотосодержащей руды, отобранные из рудной зоны Киранканского месторождения.

Предварительные работы с рудой показали различия в свойствах данных образцов и было принято решение о раздельном их исследовании.

Исследование по флотации образцов золотосодержащей руды проводили на навесках массой 125 г, измельченных до класса крупности 0,071 мм (до 90 % класса). В качестве

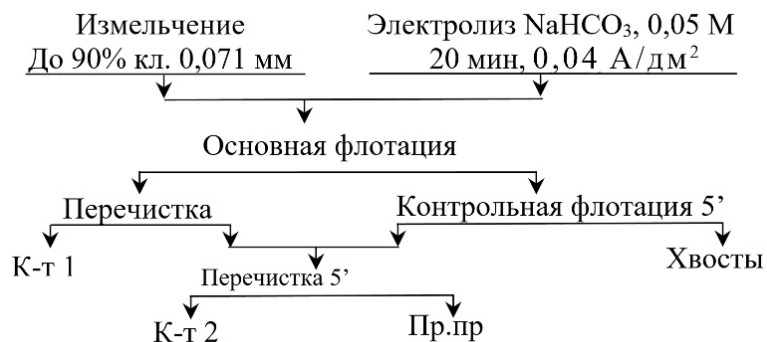
---

\* Исследования проводились с использованием ресурсов Центра коллективного пользования научным оборудованием «Центр обработки и хранения научных данных Дальневосточного отделения Российской академии наук», финансируемого Российской Федерацией в лице Министерства науки и высшего образования РФ по проекту № 075-15-2021-663.

*Спектральный, химический и гранулометрический анализы выполнены на базе центра коллективного пользования "Центр исследования минерального сырья" Хабаровского Федерального исследовательского центра ДВО РАН.*

собираетелю был использован ксантогенат натрия 20 г/т, в качестве депрессора – жидкое стекло 100 г/т, вспениватель – сосновое масло 70 г/т.

Схема флотации с использованием предварительно обработанной воды для формирования пульпы представлена на рисунке 1.



*Рисунок 1 - Схема флотации с предварительной подготовкой раствора:*

кл. – класс крупности, К-т 1 – концентрат первой перечистки, К-т 2 – концентрат второй перечистки, Пр.пр – промежуточный продукт, А/дм<sup>2</sup> – плотность тока

Эксперименты по флотационной переработке проб были проведены с использованием предварительной электрохимической обработки жидкой фазы, а также с применением ультразвука перед флотацией.

Продукты флотации были исследованы на содержания Au, Ag, S, Fe. Извлечения исследуемых компонентов приведены в таблице 1.

*Таблица 1 – показатели извлечения компонентов в продукты флотации*

	Продукты	Au	Ag	S	Fe
"Нулевой опыт"	к-т 1	80,73	48,79	52,09	9,47
	к-т 2	2,07	4,01	3,69	1,99
	пр.пр	5,13	12,35	13,98	12,47
	хвосты	12,07	34,85	30,23	76,07
Флотация на католите	к-т 1	87,15	36,96	53,53	7,91
	к-т 2	3,05	12,62	2,68	3,63
	пр.пр	1,85	7,66	21,62	9,76
	хвосты	7,94	42,75	22,18	78,70
Флотация на католите+ анализ	к-т 1	78,31	72,36	34,05	4,59
	к-т 2	3,86	4,98	4,28	0,58
	пр.пр	4,01	3,11	19,27	8,00
	хвосты	13,83	19,55	42,41	86,83
Флотация на католите+ ультразвук	к-т 1	81,04	37,45	56,74	14,01
	к-т 2	5,40	8,70	4,90	4,06
	пр.пр	1,96	7,77	5,77	12,70
	хвосты	11,59	46,07	32,58	69,23



Установлено, что ведение процесса флотации в среде католита увеличивает извлечение золота на 6,42 % в Пробе 1 и на 18,4 % в Пробе 2 относительно флотации на обычной воде (нулевого опыта).

Извлечение серебра в свою очередь падает в среде католита в обеих пробах: на 11,83 % в Пробе 1 и более значительно – на 32,21 % в Пробе 2.

В процессе контрольной флотации и перечистки в среде католита извлечение серебра в концентрат растет по сравнению с нулевым опытом.

Диспергирование растворенного водорода ультразвуковой обработкой в католите незначительно повысило извлечение золота (менее 1% в Пробе 1 и на 10,88 % в Пробе 2). При этом как для Пробы 1, так и Пробы 2, относительно варианта флотации в католите, необработанным ультразвуковой установкой после электролиза, извлечение золота в варианте с последующей за электролизом ультразвуковой обработкой, существенно понизилось, а извлечение серы в концентрат, наоборот – несколько возросло.

Извлечение серебра в обеих пробах снизилось. Также наблюдается повышение извлечения железа для проб 1 и 2 и серы (для пробы 1).

Комбинация католита и анолита для приготовления пульпы снизило извлечение золота в Пробе 1 и на 15,21 % увеличило в Пробе 2. Извлечение серебра незначительно увеличивается во Пробе 2, и на 27,57 % в Пробе 1.

Извлечение железа в данной среде снижается в обеих пробах.

Анализируя результаты проведенных исследований, можно сделать вывод о том, что пробы, имея схожий вещественный состав, отличаются по содержанию сульфидных минералов, вследствие чего характеризуются различной обогатимостью в равных условиях.

Рост извлечения «свободного» тонкого золота в среде католита в обеих пробах происходит за счет «водородной» составляющей, соответственно наличия более широкого спектра размерности газовых пузырьков в пульпе, включая оптимальные значения, обеспечивающие как необходимое сцепление с мелкими золотинами, так и достаточную величину их подъемной силы.

Восстановительная среда католита, кроме того, обеспечивает предотвращения окислительных процессов с участием железа на поверхности золотоносного пирита, что сохраняет его гидрофобность и возможность зацепления пузырьками воздуха.

На извлечение серебра, согласно результатам эксперимента, больше влияют частичные окислительные процессы. Поскольку извлечение серебра в обеих пробах увеличивается при добавлении порции анолита в раствор для приготовления пульпы, а также наблюдается рост извлечения серебра в процессе контрольной флотации и перечистки первой пробы, когда пульпа приобретает более окислительные свойства, при котором из ксантогената образуется диксантогенид и увеличивается адсорбция собирателя на минералах, содержащих серебро.

Снижение извлечения железа в концентрат в этом случае, и ее отсутствие в Пробе 1 говорит об отсутствии серебра в пирите (не сереброносности пирита), что подтверждают исследования вещественного состава исходной руды.

Картина извлечения ценных компонентов при воздействии ультразвука на католит свидетельствует о неэффективности диспергирования пузырьков водорода для флотации «свободного» (высвобожденного при измельчении) «тонкого», золота, вследствие

недостаточной для преодоления его высокой плотности подъемной силы мелких пузырьков водорода.

В то же время, при флотации переизмельченных частиц сульфидных минералов, мелкие диспергированные ультразвуковым воздействием пузырьки водорода лучше сцепляются с ними и позволяют извлекать их в концентрат.

Существенно более высокое содержание сульфидной серы в Пробе 2 относительно Пробы 1, обуславливает и более высокую чувствительность к хемогенному воздействию католита и смеси католита и анолита: извлечение серы при их использовании в процессе флотации резко снижается вследствие сульфатизации поверхности пирита и соответственно роста ее гидрофильных участков.

---

## **STUDY THE SPECIAL PULP PREPARATION METHODS OF FLOTATION**

*Prokhorov K. V.*

It was experimentally established the flotation process in the environment of pre-prepared catholyte increases gold recovery by 6.42 - 18.4%. In the anolyte reducing medium, silver recovery increases to 27%. The extraction of silver under these conditions decreased by 11.83 - 32.21%.

---

## **СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД**

*Уразова Ю.В.<sup>1</sup>, Туунов М.Ю.<sup>1</sup>, Чикин А.Ю.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> АО «Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов»  
(АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Российская Федерация,

<sup>2</sup> Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Российская Федерация,  
г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: urazova@irgiredmet.ru*

*Выполнены исследования по флотации кальций содержащих вольфрамовых руд с низким содержанием полезного компонента в исходном продукте. Исследовано влияние различных реагентов-собирателей аналогов олеиновой кислоты в смеси с композицией модификаторов среды на основные параметры обогащения.*

На сегодняшний день вольфрам является востребованным редким металлом, который за счет своих уникальных характеристик используется в ряде отраслей промышленности. Известно более 20 вольфрамовых минералов. Главными минералами вольфрама являются ферберит, вольфрамит, гюбнерит и шеелит.

Из-за растущего спроса на редкий металл возникает необходимость вовлечения в переработку бедных вольфрамовых руд с низким содержанием основного компонента. Сложность и разветвленность технологических схем рудоподготовки и обогащения вольфрамовых руд обуславливается жесткими требованиями, предъявляемыми к гранулометрическому составу питания обогащения и к качеству готовой продукции.

Значимость исследования заключается в потребности поиска новых флотационных реагентов для обеспечения высоких показателей извлечения ценного компонента и сокращения потерь с отвальными продуктами.

В данной работе выполнены экспериментальные и теоретические исследования по

извлечению полезных компонентов из кальцийсодержащих вольфрамовых руд, имеющих ряд специфических особенностей, в частности порообразующих минералов, обладающих близкими по плотности (удельному весу) и флотационной активности свойствам с минералами вольфрама. Для переработки исследуемой вольфрамовой руды применяется селективная схема флотации для извлечения на первой стадии сульфидных минералов, на второй вольфрамового продукта, включающая основные операции, пропарку черновых концентратов и доводку пропаренных продуктов до кондиционных.

Традиционным собирателем для шеелитовых руд является олеиновая кислота, она отвечает на ряд важных задач, но в связи со своей особенностью к неустойчивым показателям извлечения при низких температурах осложняет процесс обогащения.

При понижении температуры пульпы процесс флотационного обогащения идет со снижением извлечения при повышении расхода собирателя. Это связано с ухудшением диспергирования олеиновой кислоты и ее адсорбирования на поверхности минерального комплекса. Данный фактор не удовлетворяет потребностям современных технологических процессов и является основанием для поиска альтернативных реагентов собирателей и/или их композиций. На основе испытаний реагентов аналогов олеиновой кислоты в смеси с композицией модификаторов среды в замкнутом водооборотном режиме подобран оптимальный реагент собиратель, отвечающий необходимым показателям по извлечению вольфрамового продукта.

Сопоставительный анализ результатов исследования показал, что при обработке флотуемого материала с исходным содержанием 0,45 % WO<sub>3</sub> собирателем таловое масло в комплексе с модификатором среды образуется устойчивая пена светло серо-белого цвета, которая обеспечивает высокие показатели по выходу и извлечению на основной и контрольной флотациях и низкое содержание WO<sub>3</sub> в хвостах процесса на уровне 0,024 %.

---

## **IMPROVEMENT OF FLOTATION ENRICHMENT OF TUNGSTEN ORES**

*Urazova Y.V., Tiunov M.Y., Chikin A.Y.*

Studies have been carried out on the flotation of calcium-containing tungsten ores with a low content of a useful component in the initial product. The influence of various reagents-collectors of oleic acid analogues in a mixture with a composition of medium modifiers on the main parameters of enrichment is investigated.

---

## **МОДЕЛЬ-ОРИЕНТИРОВАННОЕ УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССАМИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД**

*Ганбат Сандам<sup>1</sup>, Лодой Дэлгэрбат<sup>2</sup>, Морозов В.В.<sup>3</sup>*

<sup>1</sup> Горнодобывающая компания «RCI Asia Assayers», г. Уланбаатар, Монголия

<sup>2</sup> Горно-обогатительный комбинат «Эрдэнэт», г. Эрдэнэт, Монголия

<sup>3</sup> Национальный исследовательский технологический университет  
«Московский институт стали и сплавов», Москва, Российская Федерация

*Разработан алгоритм модельно-ориентированной оптимизации и автоматизированного управления процессом медно-молибденовой флотации на основе результатов непрерывного мониторинга свойств руды и показателей обогащения.*

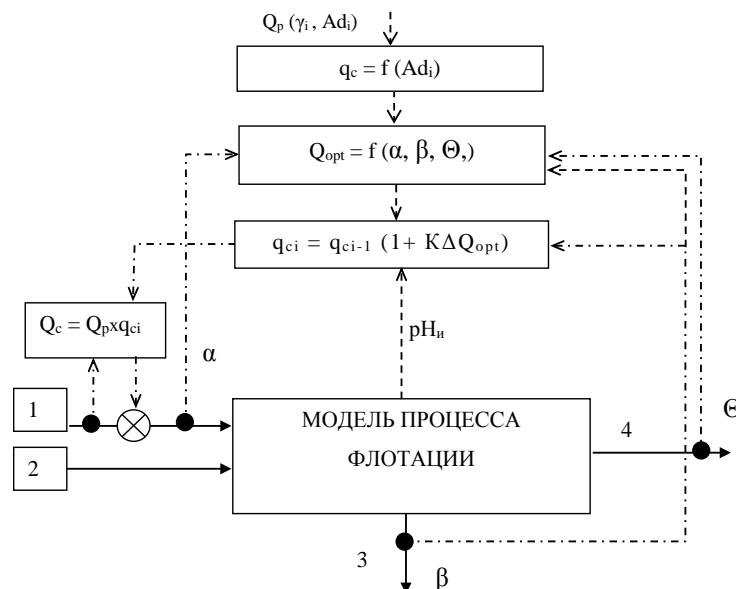
Управление процессами флотации с использованием моделей является перспективным направлением повышения эффективности обогащения руд. Математические модели процесса флотации могут быть применены в качестве объекта при отладке и оптимизации алгоритмов автоматического регулирования. Другое назначение моделей – оценка текущих параметров процесса по измеренным значениям вещественного и минерального состава руды и продуктов обогащения.

Математическая модель описывает реальный технологический процесс и позволяет получить характеристики связей между любыми его параметрами. При разработке алгоритмов регулирования процесса флотации разработанная модель позволяет выбрать законы регулирования, характеристики средств измерения.

Многоуровневая динамическая модель процесса медно-молибденовой флотации включает измеряемые параметры руды и процесса флотации, измеряемые и не измеряемые параметры звеньев схемы флотации. Используемые в представленной модели уравнения связи носят смешанный детерминировано-стохастический характер. Результаты флотации определяются как извлечение в концентрат отдельных минеральных фракций сульфидных минералов. Уравнение для определения константы скорости флотации минералов (КСФ) приведено ниже:  $КСФ = КСФ_0 * (КС/КС_0)^m * (ЩС_0/ЩС)^n * (АК/АК_0)^l$  (1)

где:  $КСФ_0$  – стандартное значение константы скорости флотации минерала в рассматриваемых условиях;  $КС, КС_0$  – измеренное и среднее значение концентрации собирателя;  $ЩС_0, ЩС$  – измеренное и среднее значение концентрации гидроксильных ионов;  $АК, АК_0$  – измеренное и среднее значение аэрированности пульпы.

Извлечение ценных компонентов и качество получаемых концентратов определяется извлечением основных фракций: халькопирита, вторичных сульфидов меди, молибденита и пирита. Полученная модель используется в алгоритме автоматизированного управления расхода собирателя  $Q_c$  в процессе медно-молибденовой флотации (рисунок 1).



*Рисунок 1 - Блок-схема отладки параметров управления расходом собирателя в коллективную флотацию с использованием модели процесса:*

1,2 - блок генерации контролируемых и неконтролируемых параметров; 3, 4 - выходные параметры концентрата, хвостов;  $\alpha, \beta, \Theta$  – содержания ценных компонентов в руде, концентрате и хвостах флотации;  $q_c$  и  $Q_c$  – удельный и полный расход собирателя;  $Q_T$  – расход руды на флотацию;  $\gamma_i, Ad_i$  - выход и поглотительная способность руды

При отладке программного обеспечения модель позволяет рассчитать выходные параметры процесса при сложившейся совокупности входных параметров как измеряемых, так и не измеряемых.

Выбор оптимальных параметров процесса, в т.ч. расхода собирателя  $q_{opt}$ , а также и функций управления осуществляется с использованием оптимизационной функции – критерия приведенных потерь.

Важным условием обеспечения оперативного управления процессом флотации является максимальный учет результатов оперативного анализа свойств руды, в частности ее сортности.

Математическая часть системы обеспечивает расчет сортности поступившей руды по шести или более значимым параметрам руды (например, по содержанию меди, молибдена и железа в руде, массовой доле окисленных минералов меди, вторичных сульфидных минералов меди в руде, первичных минералов меди и серицита). Суть расчёта долей принадлежности руды к определённому типу состоит в определении степень «сходства» каждому из известных 5-х типов руды и доли каждого из 5-х типов руды в поступившей на переработку руде.

При решении задачи отладки алгоритма сортность руды является возмущающим параметром, влияющим на технологический процесс. Очевидно, что сортность руды влияет на показатели флотации одновременно по нескольким каналам воздействия: минеральному составу, адсорбционной способности, степени раскрытия сростков и другим.

Любой алгоритм управления по сортности не может в полной мере обеспечить стабилизацию и оптимизацию процесса. Желаемый результат может быть достигнут только на основе сочетания управления процессом как по возмущению (по входящим характеристикам руды), так и по отклонению (по выходным характеристикам концентратов).

Представленная на рисунке 2 схема иллюстрирует схему регулирования расхода собирателя в процесс флотации с использованием информации о сортности руды и ее поглотительной способности по отношению к собирателю.

Сформированная модель флотации на начальном уровне используется для определения базовых расходов реагентов и других параметров процесса по сортности руды, устанавливаемой по данным визиометрического анализа ее минерального состава. Система управления реагирует на изменение сортности руды, предлагая изменить расходы реагентов, в частности расхода собирателя, пропорционально изменению поглотительной способности руды по отношению к собирателю.

Одновременно система оценивает расхождение расчетных (ожидаемых) показателей технологического процесса и фактически получаемых в текущий момент времени. Это расхождение определяется влиянием не измеряемых факторов процесса, например, вкрапленности руды или состояния оборудования, а также влиянием переходных процессов, связанных с циркуляционными процессами в схеме флотации.

По отклонению измеренных параметров технологического процесса (извлечению и содержанию металлов в коллективный концентрат) производится расчет изменения расходов реагентов в цикл коллективной флотации.

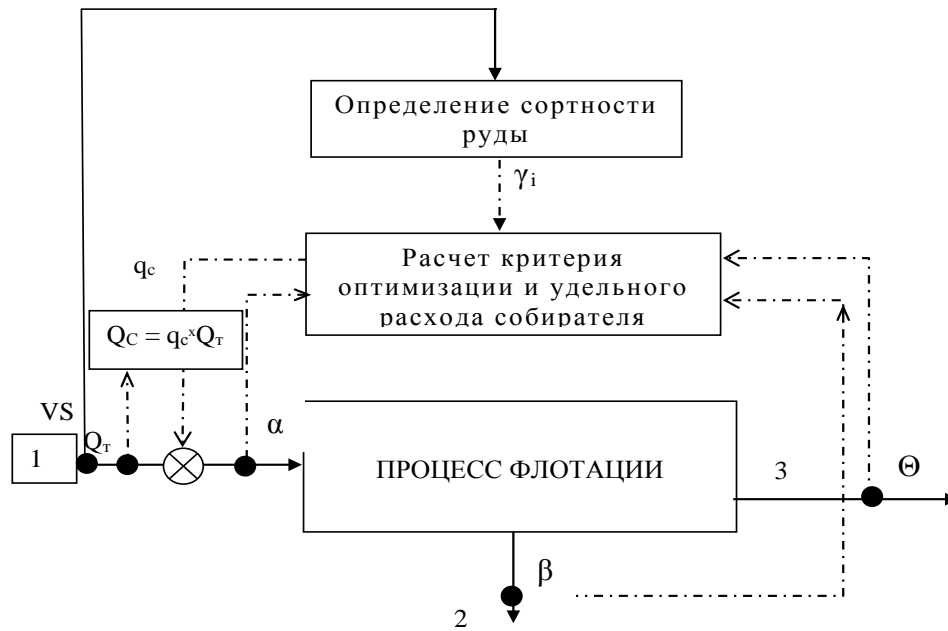


Рисунок 2. Схема управления расходом собирателя в коллективную флотацию по сортности руды с использованием многоуровневой динамической модели процесса:

1- 3 - потоки руды, концентрата и хвостов;  $\alpha, \beta, \Theta$  – содержания ценных компонентов в руде, концентрате и хвостах флотации;  $\gamma_i$  – массовые доли отдельных сортов руд;  $q_c$  и  $Q_c$  – удельный и общий расход;  $Q_t$  - расход твердого; VS – данные визиометрического анализа

Суммарное изменение расходов реагентов рассчитывается как функция от рекомендованных изменений, определенных по сортности руды и изменений, рассчитанных по отклонению показателей флотации от модельных.

Рассчитанные по модели процесса показатели позволяют учесть динамические характеристики объекта и обеспечивают более эффективное управление.

Предложенный алгоритм управления процессом коллективной медно-молибденовой флотации был апробирован на 1 секции обогатительной фабрики ГОКа «Эрдэнэт». Результаты испытаний показали возможность сокращения расхода собирателя на 4,5% и снижения потерь меди и молибдена с хвостами на 0,3 и 0,5%.

Таким образом, применение метода модель-ориентированного управления с использованием модели процесса медно-молибденовой флотации как для выбора оптимальных параметров систем автоматического регулирования, так и для непосредственно для управления технологическим процессом коллективной медно-молибденовой флотации позволяет повысить его технико-экономические показатели.

---

## MODEL-ORIENTED MANAGEMENT OF COPPER-MOLYBDENUM ORE FLOTATION PROCESSES

*Ganbat Sandam, Lodoi Dalgerbat, Morozov V.V.*

An algorithm of model-oriented optimization and automated control of the copper-molybdenum flotation process based on the results of continuous monitoring of ore properties and enrichment indicators has been developed.

---

## ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТОАКТИВНОСТИ ПРОДУКТОВ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ИОНОВ ЖЕЛЕЗА С КСАНТОГЕНАТОМ В РАЗНЫХ ОБЛАСТЯХ pH

*Коновалов И.А., Кондратьев С.А.*

ФГБУН «Институт горного дела им. Н.А. Чинакала» СО РАН, г. Новосибирск,  
Российская Федерация, e-mail: igd\_k@mail.ru; kondr@misd.ru

*Показано, что продукты взаимодействия ксантогената с ионами железа в зависимости от соотношения их концентраций и pH раствора обладают различной скоростью растекания по границе раздела “газ – вода”. Также различно их влияние на скорость удаления жидкости из прослойки, разделяющей минеральную частицу и пузырек газа и флотуемость пирита.*

Известно, что для формирования флотационного комплекса, необходимо наличие на минеральной поверхности физически сорбированного собирателя. Указанная форма сорбции после прорыва прослойки, разделяющей объекты взаимодействия минеральную - частицу и пузырек, растекается по поверхности последнего и увлекает в свое движение жидкость. Утончение прослойки сопровождается соответствующим уменьшением значения контактного угла мениска, образовавшегося после прорыва. В результате, в силу несбалансированности энергетических состояний границ раздела контактирующих агрегатных состояний, не выполняется уравнение Юнга. Самопроизвольное осушение минеральной поверхности происходит вследствие стремления термодинамической системы к более устойчивому состоянию и восстановлению баланса энергий. Перемещение линии смачивания по минеральной поверхности, то есть “подтягивание” ее к объемной жидкости, и увеличение контактного угла возвращает равновесное состояние.

Механизм работы физической формы сорбции собирателя может быть применим к описанию собирательных свойств продуктов взаимодействия ионов железа с ксантогенатом. Образование плохо растекающихся производных форм нестехиометрического взаимодействия ксантогената с железом не оказывает влияния на скорость удаления прослойки жидкости, разделяющей объекты взаимодействия. Уравнение Юнга после прорыва прослойки выполняется и самопроизвольного расширения “сухого” пятна на минеральной поверхности не происходит. Если скорость растекания десорбированных форм собирателя мала, несбалансированность энергетических состояний границ раздела контактирующих сред недостаточно велика, то и уравнение Юнга с поправкой на гистерезис выполняется.

Целью данной работы является определение скорости растекания продуктов взаимодействия ионов железа и ксантогената в зависимости от pH среды. Далее скорости растекания указанных продуктов сопоставлялись с известными данными по флотуемости пирита в присутствии ионов железа.

Раствор FeCl<sub>3</sub> (ГОСТ 4147-74) с концентрацией 0.1 моль/л готовился в кислой среде (pH 1.5). Затем pH полученного раствора изменяли до требуемых значений (кислой или щелочной среды), путем добавления 10 % раствора NaOH. После 2 мин перемешивания добавлялся бутиловый ксантогент (КХ), раствор снова перемешивался в течении двух минут. Мольное соотношение FeCl<sub>3</sub> и ксантогената 1:1; 5:1 и 10:1. Скорость растекания полученной смеси по поверхности дистиллированной воды определяли по видеосъемке. С этой целью использовалась программа Tracker Video Analysis. Съемка выполнялась высокоскоростной камерой Evercam 4000-16-C (разрешении 1280 × 304 пикс, скорость

съемки 10000 кадр/сек.).

На рисунке приведены графики растекания коллоидной системы по поверхности дистиллированной воды при мольном соотношении  $\text{FeCl}_3 / \text{КХ}$  1:1 (а) и при мольном соотношении 5:1 и рН 10.07 (б). В кислой, нейтральной и слабо щелочной средах при соотношении  $\text{FeCl}_3 / \text{КХ}$  5:1 растекания не наблюдалось.

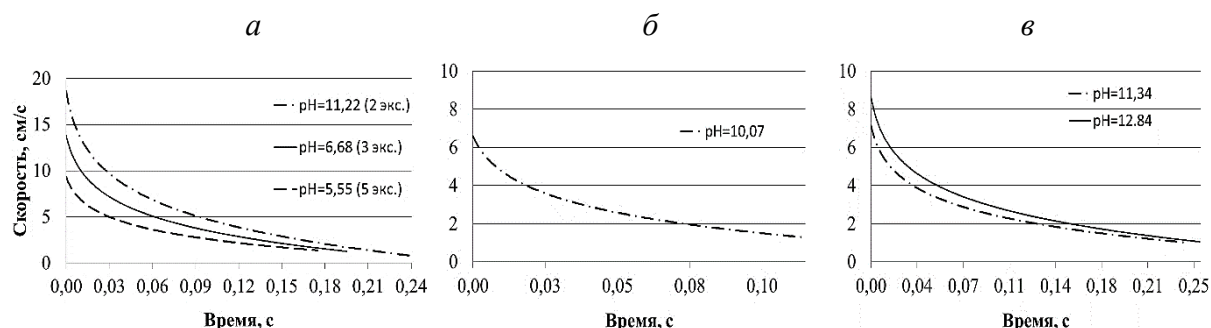


Рисунок - Скорость растекания продуктов взаимодействия хлорида железа с бутиловым ксантогенатом на поверхности воды в зависимости от времени: концентрация хлорида железа  $1 \cdot 10^{-1}$  моль/л. Мольное соотношение хлорида железа : ксантогенатом 1:1 (а); 5:1 (б); 10:1 (в). Скорость съемки 10000 к/с

Влияние увеличенных концентраций ионов железа ( $\text{FeCl}_3 / \text{КХ} = 10:1$ ) на скорость растекания продуктов взаимодействия хлорида железа с бутиловым ксантогенатом при рН 11.34 и 12.84 (рисунок в). В области более низких значений рН растекание не наблюдалось.

*Обсуждение результатов.* В слабо кислой среде ионно-молекулярные ассоциаты “анион ксантогената-диксантоген” и/или, например, “анион ксантогената- гидроксиксантогенат железа ( $\text{FeОНЕХ}$ )” обеспечивают высокую скорость растекания эмульсии по границе раздела “газ-жидкость”. Удаление жидкости из прослойки растекающимися формами собирателя приводит к нарушению энергетического баланса на линии контакта границ раздела агрегатных состояний. Неравновесное состояние, возникающее после прорыва прослойки и удаления жидкости, восстанавливается в результате отступления линии смачивания от места локального прорыва и осушения минеральной поверхности. Несмотря на высокую концентрацию ионов железа минерал сохраняет высокую флотуруемость. Независимость извлечений от последовательности подачи ксантогената указывает на идентичность сорбционного покрытия пирита в кислой среде и незначительное участие в этом покрытии ионов железа.

Депрессия флотации при соотношении соль металла / ксантогенат (1:1) в нейтральной области рН может быть обусловлена образованием крупных коллоидных частиц и снижением скорости растекания физически сорбированных форм собирателя при дефиците диксантогена. Подавление флотации при соотношении  $\text{FeCl}_3$ : КХ 5:1 и 10:1 в нейтральной области рН связано с отсутствием растекания физически сорбированных продуктов взаимодействия ионов железа с ксантогенатом. Растекание возможно только в щелочной области рН.

Повышение флотуемости пирита в щелочной области рН обусловлено образованием поверхностно-активных по отношению к границе раздела “газ – жидкость” форм собирателя. Такими формами являются выделившиеся на минеральную поверхность коллоидные частицы, представленные продуктами взаимодействия металла с ксантогенатом. Высокая скорость растекания коллоидной системы, достигающей 18 см/с



при мольном соотношении соль железа: ксантогенат 1:1 и до 6.4 см/с при мольном соотношении 5:1 указывает на ее высокие собирательные свойства. Увеличение соотношения ионов железа к ионам ксантогената до 10:1 привело к большему снижению скорости растекания продуктов взаимодействия и подавлению флотации.

Таким образом, экспериментально показано, что растекание продуктов взаимодействия железа с ксантогенатом отсутствует в нейтральной области pH и увеличенном содержании ионов железа. Снижение содержания ионов железа и повышение pH раствора приводит к образованию продуктов взаимодействия, растекающихся по поверхности воды. Полученные результаты объясняют снижение флотиремости пирита в нейтральной среде, высоком содержании  $Fe^{2+}$  и  $Fe^{3+}$  и повышение флотиремости при снижении их концентрации и переходе в щелочную область pH.

---

### **STUDY OF THE ACTIVITY OF THE PRODUCTS OF THE INTERACTION OF IRON IONS WITH XANTHOGENATE IN DIFFERENT pH REGIONS**

*Konovalov I.A., Kondrat'ev S.A.*

It is shown that the products of the interaction of xanthate with iron ions, depending on the ratio of their concentrations and the pH of the solution, have different spreading rates along the gas-water interface. Their influence on the rate of removal of liquid from the interlayer separating the mineral particle and the gas bubble and the floatability of pyrite are also different.

---

## СЕКЦИЯ "КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ"



### АКТИВАЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ПЕРВИЧНЫХ МЕДНОПОРФИРОВЫХ РУД\*

*Рассказова А.В.*

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН,  
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: annbot87@mail.ru

*Теоретически обоснована и экспериментально подтверждена возможность эффективного извлечения ценных компонентов из первичных меднопорфировых руд методом активационного выщелачивания с электрофотоактивацией выщелачивающих растворов. С применением хлоридно-сернокислотной схемы с азотнокисло-нитритным преокислением 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, 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 объемы медной руды, в том числе, меднопорфировой, по флотационно-пирометаллургической технологии. Так, на месторождении Малмыж планируется строительство обогатительной фабрики с объемом переработки руды 90 млн. т./год, что влечет за собой колоссальные объемы 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 пленки. Одним из методов решения данной проблемы является применение комбинированных реагентных выщелачивающих комплексов.

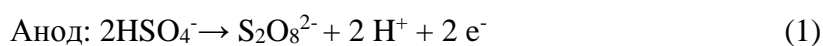
Электрохимическое окисление халькопирит-содержащего (CuFeS<sub>2</sub>) концентрата в смешанном хлоридно-сульфатном электролите показали, что на начальных стадиях выщелачивания окисление халькопирита тормозится образованием «обезметалленной»

---

\* 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.

сульфидной поверхности. Присутствие хлорид-ионов значительно усиливает процессы окисление минерала [1].

Исследование влияния пероксидисульфат-иона ( $S_2O_8^{2-}$ ) на электрохимическое поведение природного халькопирита в 0,5 М  $H_2SO_4$  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 получения 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-фотоактивации. Хлоридно-серноокислотная схема с азотнокисло-нитритным предокислением включает диффузионное предокисление руды электро-фотоактивированным азотнокисло-пероксидным раствором в течение 3 суток.

Орошение растворами электро-фотоактивированной азотной кислоты (10 мл/л) и нитритом натрия (3 г/л). На следующем этапе выщелачивание осуществлялось активным гипохлоритно-хлоридным раствором и чередовалось с закислением серноокислотным раствором. Затем минеральная масса перемещалась в кювету и обрабатывалась реагентной смесью  $HNO_3+NaNO_2$ . При возникновении коагуляции производится обесшламливание (отмывка класса -0,5 мм) и повторный перевод в перколяционную колонну с краткосрочной аэрацией кислородом воздуха. Далее выщелачивание осуществлялось с чередованием подачи растворов  $H_2SO_4+NaNO_2$  и активированных хлоридных растворов. На конечном этапе реализуется серноокислотное выщелачивание.

Проба массой 500 г дробленной до класса -10 мм загружается в перколятор (соотношение высоты 12 см и диаметра 6 см, что исключает пристеночный эффект). Объемы растворов, идущих на орошение, объемы 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 с азотнокисло-нитритным предокислением. Азотнокислотно-нитритное ( $HNO_3+NaNO_2$ ) предокисление 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  $\approx 200$  ppm (на начальной стадии выход меди происходит активнее  $\approx 450$  ppm). При последующем серноокислотном выщелачивании наблюдалось снижение выхода меди в раствор с 217 до 26 ppm. По завершении данного этапа минеральная масса переводилась в кювету, заливалась раствором  $HNO_3+NaNO_2$ , после выстаивания переводилась в перколятор, также

производилась предварительная аэрация воздухом со дна перколятора. На 116 сливе наблюдается кольтматация пробы и, соответственно, низкая фильтруемость рабочих растворов.

Было выполнено обесшламливание пробы (отмывка класса -0,5 мм) и ее перевод в перколятор. Проведено насыщение слоя рудного материала кислородом воздуха посредством его аэрации. После обработки минеральной массы раствором  $H_2SO_4+NaNO_2$  наблюдается скачкообразный выход меди в продуктивный раствор (1376 ppm). Сливы 119-134 характеризуются чередованием орошения руды электро-фотоактивированным хлоридным раствором и раствором  $H_2SO_4+NaNO_2$ . В ходе данного этапа выщелачивания выход меди планомерно снижался с 532 ppm до 52 ppm. Конечный этап сернокислотного 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 расчета технологического баланса был выполнен химический анализ кеков (хвостов выщелачивания) на содержание золота, серебра и меди.

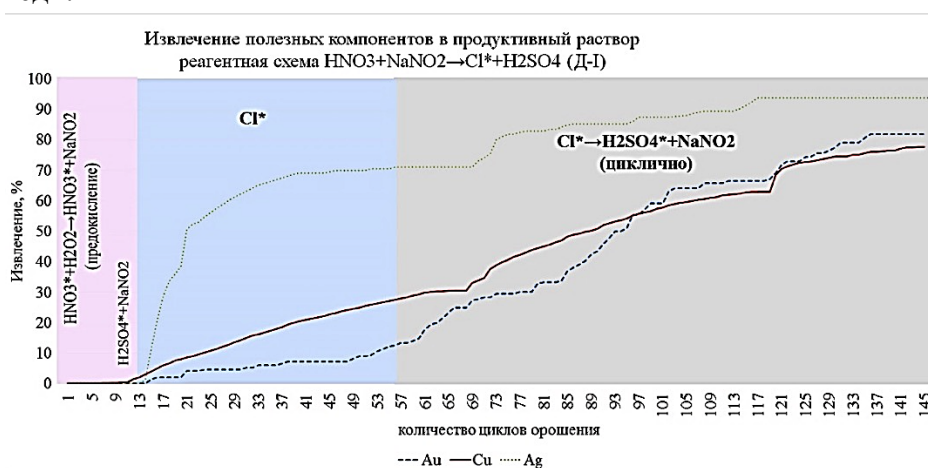


Рисунок - Динамика извлечения меди в продуктивный раствор по хлоридно-сернокислотной схеме с азотнокисло-нитритным предокислением

Таким образом, 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. et al. Electrolyzed Sulfuric Acid Application in Semiconductor Cleaning Processes: An Advanced Substitution of SPM Cleaning //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.

---

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ КОМПЛЕКСНОГО СОЕДИНЕНИЯ РЕНИЯ С РЕАГЕНТОМ ДИТИОПИРИЛМЕТАН \*

*Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: [annakarkeshkina@gmail.com](mailto:annakarkeshkina@gmail.com)

*Изучена возможность получения комплексного соединения рения с аналитическим реагентом группы пиразолов – дитиопирилметаном в условиях, приближенных к флотационным.*

Медно-молибденовые порфиновые руды являются наиболее важным в мире источником меди и молибдена, попутно извлекается золото и серебро. На них также приходится примерно 85-90 % первичного производства рения, который восстанавливается в виде побочного продукта переработки молибденовых концентратов. Сверхнизкая распространенность рения в природе определяет трудности его извлечения и масштабы производства. После распада СССР в России практически не осталось надежной сырьевой базы первичного рения.

В процессе обогащения руд рений концентрируется в коллективном флотационном концентрате, причем до 80 масс. % его переходит в молибденовый, а до 20 масс. % - в медный. Общее извлечение рения при обогащении молибденовых (медно-молибденовых) руд сравнительно невысокое - до 45 масс. %. Так, молибденовые концентраты, получаемые при обогащении медно-порфиновых руд, содержат 0,02 - 0,17 % рения [1].

Отмечается, что наибольшие потери Mo, Cu и Re происходят с хвостами коллективной флотации и являются следствием непостоянства вещественного состава руды, соотношения халькопирита и молибденита, ростом доли первичных сульфидом меди и тонковкрапленного молибденита, наличием флотоактивного пирита. Высокие показатели извлечения ценных компонентов в коллективный концентрат могут быть достигнуты применением новых композиций флотационных реагентов, селективно изменяющих гидрофобные свойства целевых минералов.

В ИПКОН РАН на примере аналитического реагента группы пиразолов – дитиопирилметана, доказана эффективность применения в качестве селективного реагента собирателя золотосодержащих сульфидных минералов [2, 3].

В работе [4] приведены данные о комплексных соединениях тиопирина с рением. В результате проведенных исследований установлено, что дитиопирилметан является

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Российской Федерацией в лице Минобрнауки России № 075-15-2020-802

слабым органическим основанием и образует ионные ассоциаты. Показано, что тиопирин и его производные, как и соответствующие им пиразолоновые аналоги, способны образовывать с рением два типа соединений: комплексы внедрения и ионные ассоциаты. При образовании координационных соединений, характер связи металла-комплексообразователя с тиопирином и его производными изучен методом ИК-спектроскопии, в результате которого показано, что координация комплексообразователя с органическим лигандом осуществляется через атомы серы (S).

Представляло интерес изучить возможность применения диопирилметана в качестве селективного реагента собирателя при флотации Cu-Mo руд, с целью снижения потерь рения с хвостами флотации.

Исследовано комплексообразование ДТМ с Re в водном растворе при pH=4-6 и в присутствии роданида аммония ( $\text{NH}_4\text{CNS}$ ), который ускоряет образование комплексов с производными пиразолов [5].

В качестве ренийсодержащего вещества применяли перренат аммония ( $\text{NH}_4\text{ReO}_4$ ) - соль, используемая для получения металлического рения. Перренат аммония - конечный продукт технологических схем извлечения рения из рудного и вторичного сырья.

В УФ-области спектра максимум поглощения ДТМ находится при 288 нм и 256 нм (рисунок а, кривая 2),  $\text{NH}_4\text{ReO}_4$  – 230 нм (рисунок а, кривая 1), максимум поглощения ДТМ: $\text{NH}_4\text{CNS}$  соответствует максимумам ДТМ (рисунок а, кривая 3).

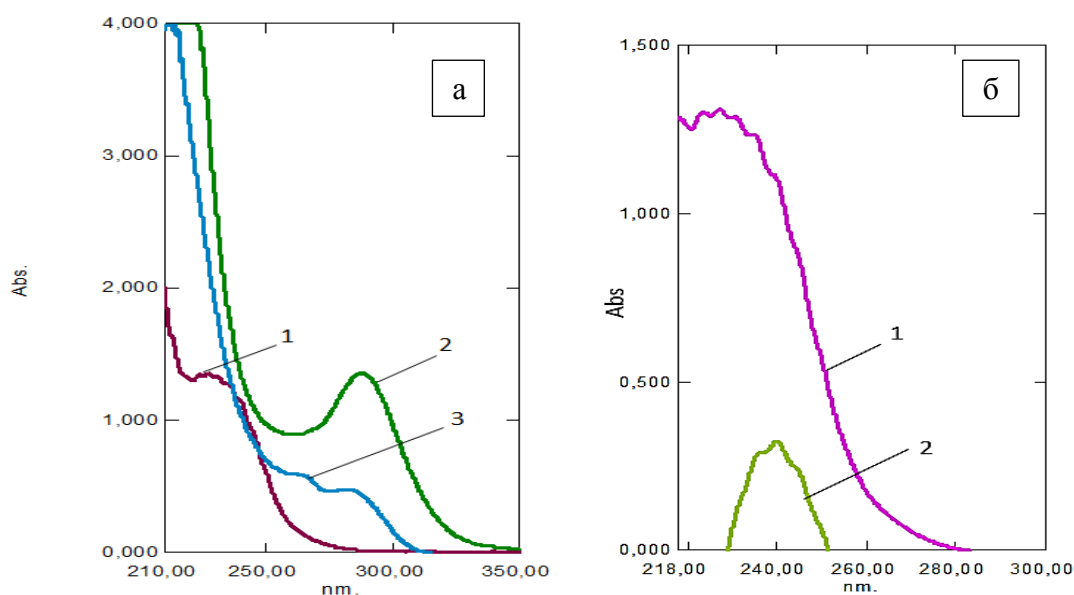


Рисунок – Спектры поглощения  $\text{NH}_4\text{ReO}_4$  (100 мг/л) - кривая 1, ДТМ (50 мг/л) - кривая 2, смесь ДТМ: $\text{NH}_4\text{CNS}$  с  $\text{NH}_4\text{ReO}_4$  - кривая 3 - а; спектры поглощения  $\text{NH}_4\text{ReO}_4$  (100 мг/л) - кривая 1,  $\text{NH}_4\text{ReO}_4$ +ДТМ: $\text{NH}_4\text{CNS}$  по раствору ДТМ: $\text{NH}_4\text{CNS}$  - кривая 2 - б.

По условиям эксперимента в пробирке, с притертой пробкой, смешивали в равных количествах раствор ДТМ и роданид аммония при концентрации каждого компонента 50 мг/л, добавляли 100 мг/л перрената аммония и встряхивали. УФ-спектры исходных соединений и реакционной смеси представлены на рисунке.

В ходе реакции наблюдалось постепенное снижение оптической плотности раствора в области максимума 280 нм (рисунок а, кривая 3), характерный для раствора ДТМ и в области 230 нм (рисунок б, кривая 2), характерный для раствора  $\text{NH}_4\text{ReO}_4$ . В результате

анализа спектра смеси дитиопирилметана с перренатом аммония (рисунок 1 а, кривая 3) максимум в области 256 нм, характерный для дисульфида ДТМ, исчез. При этом раствор ДТМ с перренатом аммония, снятый по раствору ДТМ с роданидом, показал смещение пика в сторону 240 нм (рисунок 7б, кривая 2), что свидетельствует о связывании ионов рения в растворе с реагентом ДТМ и образовании комплексного соединения, которое трудно обнаружить в растворе.

Таким образом, методом УФ-спектроскопии косвенно установлена способность реагента ДТМ образовывать комплекс с рением в водном растворе, что позволит использовать данный реагент при флотации медно-молибденовых порфировых руд.

*Список использованных источников*

1. Ватолин Н.А., Халезов Б.Д., Харин Е.И. и др. Краткий обзор способов переработки молибденовых концентратов и поиск экологически чистой технологии // ГИАБ, 2011. №12. - С. 170-175.
  2. Иванова Т.А., Зимбовский И.Г., Гетман В.В. и др. Подготовка и апробация аналитического реагента дитиопирилметана в качестве реагента для флотации минералов // Обогащение руд. 2018. № 12. - С. 38-44.
  3. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование адсорбционных и флотационных характеристик реагента дитиопирилметана для извлечения золота из упорных золотомышьяковых руд // ФТПРПИ. 2020. № 4. - С. 157-164
  4. Акимов В.К., Зайцев Б.Е., Емельянова И.А. и др. Комплексные соединения тиопирина с платиной и рением // Журн. неорганической химии, 1976. Т.21. №12. – С. 3288-3296.
  5. Черкасова Т.Г., Каткова О.В. Хелатные комплексы роданидов переходных металлов с амидопирином // Химия и химическая технология. 2005. Том 48, вып.1. С.76-77.
- 

**INVESTIGATION OF THE POSSIBILITY OF OBTAINING A COMPLEX RHENIUM COMPOUND WITH THE REAGENT DITHIOPYRYLMETHANE**

*Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.*

The possibility of obtaining a complex rhenium compound with an analytical reagent of the pyrazole group – dithiopyrylmethane under conditions close to flotation has been studied.

---

**ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ВЕЛЬЦ-ОКИСИ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА**

*Холикулов Д.Б.<sup>1</sup>, Хайдаралиев Х.Р.<sup>1</sup>, Рузикулов К.М.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup>Алмалыкского филиала Ташкентского государственного технического университета,  
г. Алмалык, Республика Узбекистан, e-mail: doniyor\_xb@mail.ru

<sup>2</sup>АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Республика Узбекистан

*При переработки цинкового сырья решение вопроса удаления хлора, фтора и особенно органических соединений из вельцоокисов приобретает большую актуальность. Проведены испытания по удалению примесей отмывкой и прокаливанием вельц-окисов, позволяющие решить задачу уменьшения содержания примесей.*

Цинковые огарки, полученные после окислительного обжига цинковых сульфидный концентратов, подвергаются выщелачиванию серной кислотой, после чего образуются осадки выщелачивания (цинковый кек) с высоким содержанием цинка (18-24 %) и меди

(0,3-1,5 %). Цинк и медь в кеках находятся в форме труднорастворимых ферритов.

Основным методом переработки цинковых кеков, полученных гидрометаллургическим методом, является вельц-процесс, основанный на восстановительно-дистилляционной пирометаллургической переработке, в результате чего получают возгоны (вельц-окись) и клинкер. Вельц-окись подвергается дальнейшему выщелачиванию и электролитическому извлечению цинка.

На АО «Алмалыкском ГМК» клинкер переплавляется в плавильных печах с медным концентратом. Пройдя все переделы медеплавильного и электролитного производств, благородные металлы концентрируются в медеэлектролитных шлаках, которые перерабатываются по отдельной схеме.

В связи со значительным ростом объема переработки на АО «Алмалыкский ГМК» окисленного сырья решение вопроса удаления хлора, фтора и особенно органических соединений из возгонов приобретает большую актуальность [1, 2].

Целью работы является изучение возможности повышения качества вельц-оксида цинкового производства.

Для проведения исследований были отобраны проба цинкового кека Цинкового завода АО «Алмалыкского ГМК», %:  $Zn_{общ}$ -21,42,  $Zn_{вод}$ -5,59,  $Zn_{кис}$ -13,26, Cl-0,039, C-0,14, F-0,0024,  $S_{об}$ -7,69,  $S_{SO_4}$ -6,86, Pb-6,48, Fe-15,21,  $SiO_2$ -9,39,  $Al_2O_3$ -1,42, Cu-2,32, Cd-0,21, восстановитель-4,01, CaO-2,67, MnO-0,85, As-0,35.

Основными химическими соединениями цинкового кека являются сфалерит, феррит цинка, феррит меди, силикаты металлов, сульфат меди, сульфат цинка, гипс и сфалерит, сульфат свинца.

На цинковых заводах с сульфидным сырьем перерабатываются и окисленные цинксодержащие материалы (вельц-окислы и шлаковозгоны), содержащие значительное (на 1-2 порядка выше, чем в сульфидном сырье) количество вредных для гидрометаллургического производства примесей (As, Sb, Cl, F и др.). В ходе исследования было изучено влияние температуры и продолжительности процесса прокаливания вельц-окислов на степень удаления примесей.

Результаты исследований показали, что при повышении температуры наблюдается многоступенчатое разложение сложных сульфидов меди, железа и других металлов, протекающее в широком температурном интервале - 700-850 °С. Температура процесса при 850 °С оказывает положительное влияние на степень удаления примесей (таблица 1).

*Таблица 1 - Изменение содержания примесей вельц-оксида при прокалке в зависимости от температуры*

Содержание, %	Температура процесса, °С					
	при загрузке	700	750	800	850	900
Cl	0,15	0,07	0,056	0,052	0,049	0,044
F	0,018	0,008	0,0019	0,0017	0,0011	0,0009
$Zn_{общ}$	58,53	60	61,29	61,5	61,9	62,1
Восстановитель	2,56	1,2	0,61	0,55	0,51	0,47

При увеличении температуры прокалки от 700 °С до 900 °С содержание цинка увеличивается до 62,1 %, содержание восстановителя, хлора и фтора уменьшается до



0,47 %, 0,044 % и 0,0009 %, соответственно. При этом образующаяся вторичная вельц-окись улавливается на рукавном фильтре и в нем накапливается фтор, хлор и восстановитель. Вторичная вельц-окись (состав, %:  $Zn_{\text{общ}}$  - 43,33;  $Zn_{\text{кис}}$  - 41,05;  $Zn_{\text{вод}}$  - 2,07; Cl - 4,37;  $S_{\text{общ}}$  - 7,6;  $S_{SO_4}$  - 7,05; Cd - 2,12;  $SiO_2$  - 1,2; восстановитель - 2,45; F - 0,16; Pb - 10; Cu - 0,86; Fe - 0,72; Au - 0,78; Ag - 232,42) отправляется на процесс обжига вместе с сульфидным цинковым концентратом.

Проводили промышленные испытания процесса водно-щелочной отмывки вельц-окислов, изучена зависимость показателей процесса промывки от pH среды с использованием в качестве нейтрализующего агента соды ( $Na_2CO_3$ ), в следующих условиях – продолжительность агитации  $0,5 \div 2$  ч,  $t=25 \div 60$  °C; Ж : Т =  $3 \div 5:1$ .

Результаты экспериментальных исследований показывают эффективность промывки вельц-окислов от Cl (на 80 %) и F (на 70 %) при pH пульпы 8,0-8,5. Расход соды составляет 20-25 кг/т вельц-окислов (таблица 2).

Таблица 2 - Результаты промывки вельц-окиси содой (степень отмывки Cl и F) от pH

Степень отмывки, %	pH						
	6	6,5	7	7,5	8	8,5	9
Cl	60	63	66	72	80	81	81
F	54	55	64	69	71	72	72

Увеличение продолжительности агитации до 2 ч и температуры промывной воды до 50 °C существенного влияния на степень отмывки хлора и фтора из вельц-окислов не оказывает. При увеличении отношения Ж:Т с 5:1 до (8÷10) степень отмывки примесей возрастает на 5-7 %. На основании результатов проведенных исследований для водно-щелочной отмывки вельц-окислов от хлора и фтора рекомендуется следующий режим: pH=8,0÷8,5;  $\tau=1,5$  ч;  $t=20-30$  °C; Ж : Т = (4÷5): 1.

Процесс водно-щелочной промывки проводится обычно без нагрева и несмотря на его определенные достоинства вызывает дополнительный ввод воды в процесс за счет влаги промытых возгонов и не позволяет существенно уменьшить содержание неорганических и органических восстановителей.

Таким образом, отмывка вторичных возгонов с предварительной прокалкой вельц-окислов позволяет эффективно решить задачу уменьшения содержания восстановителя, хлора и фтора в технологическом цикле цинкового производства.

#### Список использованных источников

1. Холикулов Д.Б., Якубов М.М., Расулова С.Н. и др. Эффективный способ переработки цинкового кека //Узбекский химический журнал. 2018. №4. С.25-30.
2. Самадов А.У., Холикулов Д.Б., Абдуллаев Ф.Р. и др. Химизм обжига цинкового концентрата в присутствии водяного пара //European research, 2018. С. 165-167.

## OPPORTUNITIES FOR IMPROVING THE QUALITY OF ZINC WELTSOCIS

*Kholikulov D.B., Khaidaraliev Kh.R., Ruzikulov K.M.*

When processing zinc raw materials, the solution of the issue of removal of chlorine, fluorine and especially organic compounds from velcocides becomes of great relevance. Tests were carried out to remove impurities by washing and calcining the oxides, which allows to solve the problem of reducing the content of impurities.

## **ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИНКОВЫХ КЕКОВ ЦИНКОВОГО ПРОИЗВОДСТВА**

*Хайдаралиев Х.Р., Холикулов Д.Б.*

Алмалыкского филиала Ташкентского государственного технического университета,  
г. Алмалык, Республика Узбекистан, e-mail: doniyor\_xb@mail.ru

*В работе изучен процесс высокотемпературного сернокислотного выщелачивания цинкового кека. Процесс хорошо зарекомендовал себя при переработке цинкового кека, обеспечивает селективность и комплексность переработки. Оптимальными являются продолжительность выщелачивания 4 часа, концентрация серной кислоты 180-190 г/л, а температура выщелачивания 90-95°С.*

Больших трудностей следует ожидать при создании безотходной технологии переработки цинкового сырья. Основной проблемой при этом является выбор способа переработки цинкового кека. В настоящее время в мировой практике применяют пирометаллургические и гидрометаллургические способы переработки цинковых кеков. Пирометаллургические методы переработки кеков отличаются большим разнообразием и основаны главным образом на реакциях восстановления оксида и ферритов цинка с помощью углеродистых восстановителей при относительно высоких температурах, возгонке цинка, свинца, редких металлов и окислении возгонов в газовой фазе [1-3].

Для переработки кека используют различные технологические схемы: флотационное разделение и очистка продукта; обжиг – растворение различными реагентами (аммиачная вода, сода, сульфатная кислота  $H_2SO_4$ , щелочи, азотная кислота  $HNO_3$ , хлоридная кислота  $HCl$ ); возгонка металлов; прямое выщелачивание продукта различными реагентами; нетрадиционные методы переработки продукта. Все эти технологические схемы довольно сложный, много стадийный, дорогостоящий и самое главное, не достигается полное извлечение металлов, из-за прочной ассоциации минералов и ионов. Производство высококачественного продукта схемой «обжиг – выщелачивание различными растворителями» обеспечивается применением эффективных, но довольно сложных гидрометаллургических схем. Очевидно, что гидрометаллургическому переделу должен предшествовать окислительный обжиг, переводящий металлов в растворимое состояние.

Для проведения исследований были отобраны проба цинкового кека Цинкового завода АО «Алмалыкского ГМК», следующим химическим составом, %:  $Zn_{общ}$ -21,42,  $Zn_B$ -5,59,  $Zn_K$ -13,26, С-0,14,  $S_{об}$ -7,69,  $S_{SO_4}$ -6,86, Pb-6,48, Fe-15,21,  $SiO_2$ -9,39,  $Al_2O_3$ -1,42, Cu-2,32, Cd-0,21, CaO-2,67, MnO-0,85, Mg-0,49, K-0,28, As-0,35. Основными химическими соединениями цинкового кека являются сфалерит, феррит цинка, феррит меди, силикаты металлов, сульфат меди, сульфат цинка, гипс и сфалерит, сульфат свинца.

Для изучения процесса агитационного высокотемпературного выщелачивания цинкового кека использовалась специальная установка LR 1000 basic.

Эксперименты были проведены следующим образом: цинковый кек измельчали до фракции  $<0,1$ . Измельченную навески цинкового кека помещали в установку для выщелачивания, добавили раствор серной кислоты, нагревали и выдерживали в течение определенного времени. Температуру регулировали через микропроцессорный автоматический регулятор. Пробы пульпы для анализов фильтровали через бумажный фильтр с синей лентой, фильтрат анализировали на железо, цинк, медь и другие

компоненты. После завершения опыта фазы разделяли фильтрацией, кек трехкратно промывали декантацией горячей водой ( $50^{\circ}\text{C}$ ), высушивали до постоянства массы и подвергали анализу на содержание и форму нахождения металлов.

В лабораторных условиях были проведены исследования влияния температуры и концентрации кислоты на скорость и полноту перехода цинка из кека в раствор. Контроль процессом вели по убыли концентрации серной кислоты в растворе и содержанию в нем цинка. Концентрацию серной кислоты и цинка в растворе определяли титрованием по стандартной методике. После проведенных исследований произвели расчеты и построили графики зависимости извлечения цинка в раствор от температуры и исходной концентрации серной кислоты. Изучение влияния продолжительности процесса на выщелачивание цинка из кека сернокислым раствором концентрацией 100-200 г/л при различных температурах показывает, что в начальный период (до 60-90 мин) переход цинка в раствор протекает очень интенсивно, а через 3-4 часа устанавливается динамическое равновесие процесса выщелачивания (рисунки 1 и 2).

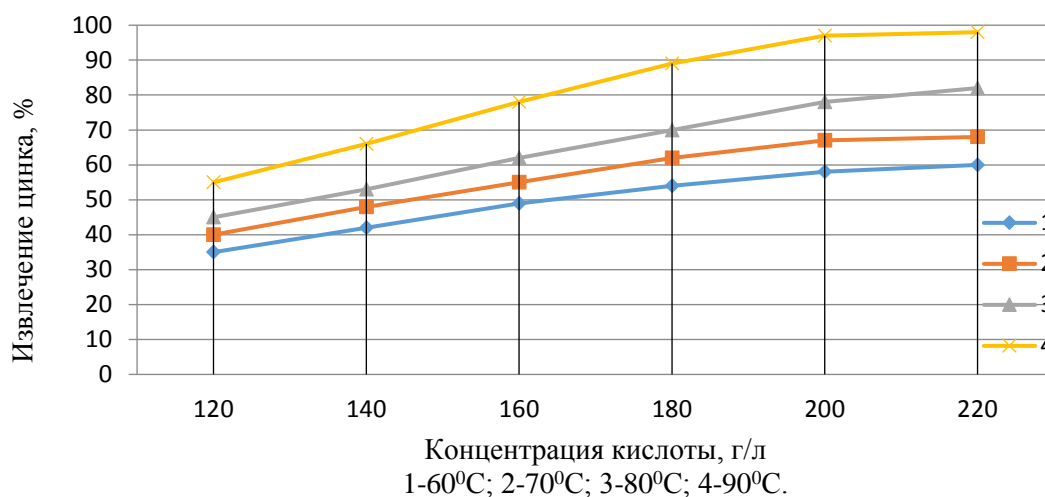


Рисунок 1 - Зависимость извлечение цинка в раствор от исходной концентрации кислоты при различных температурах

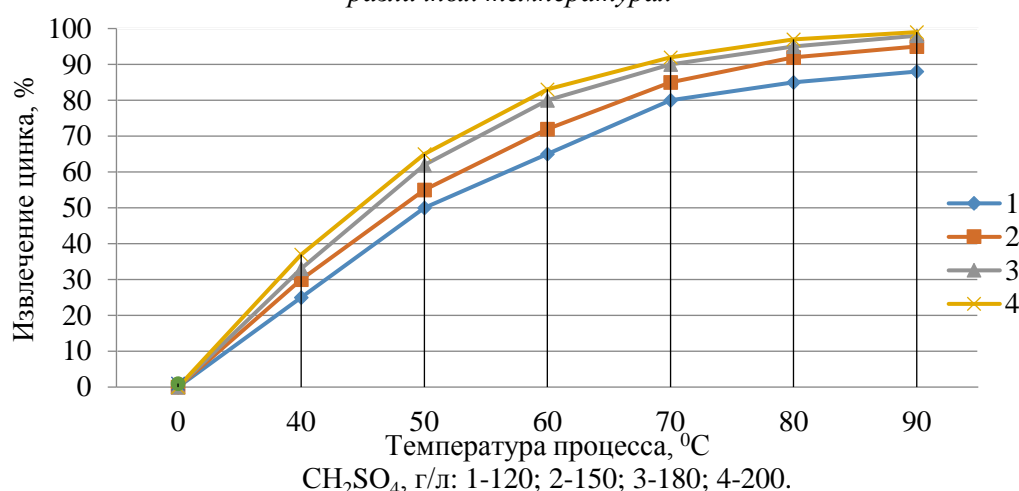


Рисунок 2 - Зависимость извлечение цинка в раствор от продолжительности при различных концентрациях серной кислоты

Для достижения максимального извлечения цинка при минимальном переходе в раствор примесей, продолжительность процесса выбираем 4 часа. Проведены

исследования по изучению изменения вещественного состава продуктов высокотемпературного выщелачивания, полученных в оптимальных условиях (таблица). Степень окисления сульфидов составила 98-99 %.

*Таблица - Результаты экспериментов по высокотемпературному выщелачиванию цинкового кека, раствора и состав кека*

Элементы	Содержание в исходном кек, %	Извлечение в раствор, %	Состав раствора, г/л	Содержание в кек выщелачивания, %
Zn	21,42	98,5	53,4	0,61
Pb	6,48	1,2	0,48	16,4
Fe	15,21	75,2	14,87	6,72
Cu	2,32	92,8	4,28	0,32
Cd	0,21	79,2	0,78	0,2
SiO <sub>2</sub>	9,39	1,2		18,6
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,42	0,2	0,2	3,1

Увеличение концентрации серной кислоты более 200 г/л не дает существенного увеличения степени перевода цинка в раствор, в то время как переход примесей в раствор начинает возрастать. С повышением температуры наблюдается достаточно интенсивный рост концентрации сульфида в раствор. Однако, при температуре процесса 90 °С при увеличении продолжительности процесса происходит более интенсивный прирост степени извлечения цинка. Это объясняется тем, что при повышенных температурах быстрее образуются сульфаты. С дальнейшим повышением температуры скорость растворения будет возрастать. Но вместе с тем надо учитывать, что повышение температуры незначительно сказывается на растворении полезного компонента, тогда как переход в раствор примесей при этом сильно возрастает. При повышении температуры до 100 °С начинается кипение раствора, и образование паров кислоты. Необходимый гидродинамический режим для достижения однородной плотности пульпы обеспечивают с помощью механического перемешивающего устройства.

Высокотемпературное сернокислотное выщелачивание хорошо зарекомендовало себя при переработке цинкового кека, обеспечивает селективность и комплексность переработки. Оптимальной является продолжительность выщелачивания 4 часа с концентраций серной кислоты 180-190 г/л, температура выщелачивания 90-95 °С. Сквозное извлечения цинка в раствор при этом составляет 97-98,5 %, меди 96 % при выходе кека 45-46 %. Полученный сернокислый раствор содержит (г/л): цинка – 53,4; меди – 4,28; железа – 14,87. Концентрация цинка в растворе достаточна для проведения электролиза цинка. Из-за содержания примесей, раствор необходимо очистить гидролитическими методами, который применяется цинковом заводе АО «Алмалыкский ГМК».

*Список использованных источников*

1. Романтеев Ю.П., Быстров С.В. Металлургия тяжелых цветных металлов. Свинец. Цинк. Кадмий. - М.: Издательский дом МИСиС, –2010. –С. 324-339.
2. Холикулов Д.Б., Якубов М.М., Расулова С.Н. и др. Эффективный способ переработки цинкового кека Узбекский химический журнал. -2018. -№4. -С.25-30.
3. Аллабергенов Р.Д., Ахмедов Р.К., Михайлов С.В. Клинкер цинкового производства - новое промышленное полиметаллическое минеральное сырьё цветной металлургии и пути его комплексной переработки //Узбекский химический журнал АН РУз. 2012. –№3. –С.43-49.

## STUDY OF THE POSSIBILITY OF EXTRACTING METALS FROM ZINC CAKES OF ZINC PRODUCTION

*Khaidaraliev Kh.R., Kholikulov D.B.*

The process of high-temperature sulfuric acid leaching of zinc cake was studied in the work. The process has proven itself in the processing of zinc cake, provides selectivity and complexity of processing. The optimal duration of leaching is 4 hours with a concentration of sulfuric acid of 180-190 g/l, and a leaching temperature of 90-95 °C.

---

## ПРИМЕНЕНИЕ СУЛЬФИДИРУЮЩЕГО ОБЖИГА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ОКИСЛЕННОЙ СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

*Антропова И.Г., Меринов А.А.*

ФГБУН Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН,  
г. Улан-Удэ, Россия, e-mail: inan@binm.ru

*Приводятся результаты исследований по изучению процесса сульфидизирующего обжига окисленных свинцово-цинковых руд с использованием в качестве сульфидизатора сульфидной свинцово-цинковой руды, в том числе труднообогатимой (тонковкрапленные и с тесным взаимопроращением сульфидов железа, свинца и цинка руды), того же месторождения. Показано, что сульфидообразование не ограничивается образованием тонких пленок, а происходит по всему объему зерен кислородных минералов свинца и цинка.*

В настоящее время в стадии подготовки к разработке находится Озерное месторождение полиметаллических руд (Республика Бурятия). Озерное колчеданно-полиметаллическое месторождение входит в десятку цинковых месторождений в мире по объемам запасов. Общие балансовые запасы на 1 января 2015 г. по категории В+С<sub>1</sub>+С<sub>2</sub> составляли 135 млн. т руды (среднее содержание цинка 6,16 %, свинца – 1,17 %, серебра – 35 г/т). Освоение месторождения позволит также сделать доступным разработку других месторождений Озернинского рудного поля.

Институт ООО «СПб-Гипрошахт» (г. Санкт-Петербург) в 2020 г. выполнил технико-экономический расчет по объекту Озерный ГОК и объекты его инфраструктуры. Для месторождения предложена флотационная схема обогащения руд. В результате обогащения будут получать четыре продукта: цинковый и свинцовый концентраты, пиритный промпродукт и отвальные хвосты флотации. Первые два концентрата являются товарной продукцией. Хвосты флотации и пиритные промпродукты планируют временно складировать под слоем воды в одном хранилище.

Вопросы использования окисленных и смешанных руд не нашли проектного решения. Запасы окисленных руд составляют 5788 тыс. т и эти руды планируют складировать в контуре карьера месторождения «Озерное» в отдельный склад окисленных руд, размещаемый в северо-западной части от карьера.

В большинстве случаев извлечение окисленных минералов цветных металлов из руд является технологической проблемой. Их вовлечение в переработку значительно снизит техногенную нагрузку на окружающую среду и явится дополнительным источником получения таких важных металлов, как свинец, цинк, серебро и т.д. Сульфидные руды Озерного по минеральному и фазовому составу являются неоднородными и сложными,

характеризуются увеличением доли труднообогатимых руд с тонкой вкрапленностью минералов свинца, цинка, железа, повышенным содержанием взаимопроросшихся сульфидных минералов и окисленных форм. Как правило, такие сульфидные руды перед флотацией вскрываются в процессе очень тонкого измельчения (до 20-50 мкм).

В Институте имеется большой задел по способам подготовки окисленных свинцово-цинковых руд разных типов к флотационному обогащению, основанные на пиросульфидировании окисленных минералов цветных металлов в атмосфере водяного пара с использованием в качестве сульфидизатора некондиционные пиритные концентраты. При применении данной технологии на окисленных рудах месторождения Доватка извлечение свинца и цинка в концентраты составило 90,0 % и 71,0 % соответственно. Извлечение кадмия в цинковый концентрат составило 70,0 %, а извлечение серебра в свинцовый концентрат – 92,0 %. Однако, при использовании в качестве сульфидизатора некондиционных пиритных концентратов происходит разубоживание исходных руд по ценным компонентам.

Эффективность переработки труднообогатимых окисленных и сульфидных свинцово-цинковых руд может быть достигнута их предварительным совместным обжигом без подачи воды извне на стадии подготовки данного сырья к дальнейшей флотации. В традиционную флотационную схему сульфидов добавится только один передел – немеханический метод селективной дезинтеграции и активации сложных минеральных комплексов, обжиг.

Объектами исследования являлись технологические пробы сульфидных и окисленных руд Озерного месторождения. Основными ценными компонентами окисленной пробы руды (технологическая проба ЛТП-3) являются свинец (4,08 %) и серебро (100 г/т). По минеральному составу руда в основном представлена кварцем ( $\text{SiO}_2$ ), гетитом ( $\text{FeOOH}$ ) и церусситом ( $\text{PbCO}_3$ ). Цинк (0,53 %) в окисленной пробе руды относится к разряду попутно извлекаемых компонентов.

Основными рудными минералами сульфидной пробы являются пирит  $\text{FeS}_2$ , сфалерит  $\text{ZnS}$  и галенит  $\text{PbS}$  (в меньшем количестве). Породообразующие минералы представлены кварцем, карбонатами (сидерит  $\text{FeCO}_3$ , кальцит  $\text{CaCO}_3$ ) и калиевым полевым шпатом. По данным химического анализа исследуемой пробы руды массовая доля  $\text{Pb}$  составила 1,13 %;  $\text{Zn}$  – 5,78 %,  $\text{Fe}$  – 18,16 %.

Установлено, что при совместном обжиге окисленной и сульфидной руды (сульфидная руда – 30 % от массы шихты, что составляет 100 % серы пиритной от суммарного содержания свинца и цинка в окисленной руде) при 650 °С в течение 10-15 минут происходит сульфидирование окисленных минералов свинца и цинка, сульфиды свинца и цинка в составе исходной шихты остаются без изменений, а селективное окисление пирита сопровождается дезинтеграцией по межфазным границам сульфидных минералов свинца и цинка. При обжиге благодаря разложению гетита создается атмосфера водяного пара, позволяющая провести селективное окисление пирита руды и сульфидирование карбонатов свинца и цинка. По данным качественного и количественного рентгенофазового анализов огарков основными продуктами обжига являются  $\text{ZnS}$ ,  $\text{PbS}$ ,  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  и  $\text{SiO}_2$ .

Таким образом, вовлечение в переработку окисленных и смешанных руд с небольшим количеством текущей сульфидной руды при совместном обжиге позволит

повысить эффективность производства за счет прироста запасов, увеличить срок действия предприятия и снизить техногенную нагрузку на окружающую среду. Также использование данного процесса при промышленном содержании благородных металлов позволит вскрыть тонкое и мелкое золото и попутно его извлечь при дальнейшей переработке хвостов обогащения.

---

## **APPLICATION OF SULFIDIZING ROASTING IN THE PROCESSING OF OXIDIZED LEAD-ZINC ORE**

*Antropova I.G., Merinov A.A.*

The results of studies of the sulfidizing roasting of oxidized lead-zinc ores using lead-zinc sulfide ore as a sulfidizing agent, including hard-to-enrich (thinly disseminated and with close intergrowth of iron, lead and zinc sulfides) ores from the same deposit are presented. It is shown that sulfide formation is not limited to the formation of thin films, but occurs throughout the entire volume of oxygen mineral grains of lead and zinc.

---

## **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ПИРИТНЫХ ХВОСТОВ СОВМЕСТНО С ОКИСЛЕННЫМИ НИКЕЛЕВЫМИ РУДАМИ**

*Мусаев В.В., Чинова Н.Б., Ключников А.М., Шакиров Д.А.,  
Братыгин Е.В., Дмитриева Е.Г.*

АО Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация,  
*e-mail:musaev\_vv@umbr.ru*

*Исследованы процессы получения сульфидного концентрата из хвостов переработки флотацией медно-цинковых руд, процессы окислительного обжига сульфидного концентрата и хлорирующего обжига огарка первой стадии. Апробирована утилизация обжиговых сернистых газов в процессе выщелачивания окисленной никелевой руды.*

Обогащению подвергали лежалые пиритные хвосты, содержащие золота 0,7-0,9 г/т, серебра - 7,2-9,5 г/т, меди - 0,41 %, из них 0,14 % приходится на долю водорастворимых сульфатов, 0,21 % приходится на долю халькопирита, остальная медь в незначительной степени представлена вторичными сульфидными минералами (борнит, халькозин, ковеллин). Содержание цинка составляло 0,48 %, из них 0,23 % ассоциировано в окисленных минеральных формах (водорастворимых). Содержание железа составляло 33,8 %, из них 30,8 % приходится на железо в виде пирита. Содержание серы составило 36,7 %, из них на долю сульфатной серы - 1,1 %, остальная сера представлена сульфидными минералами, в основном пиритом.

Наличие значительного количества водорастворимых форм меди и цинка в исходном материале делает необходимым введение операции отмывки хвостов перед дальнейшим флотационным обогащением.

Данная операция в перспективе позволяет выделить значительное количество меди в виде товарного продукта, содержащего 80-90 % меди, цементацией (1,2-1,3 кг меди с тонны хвостов). По результатам флотационных исследований технологических свойств лежалых хвостов установлено следующее:

- благодаря включению в схему предварительной гидрометаллургической операции выделения водорастворимой сульфатной меди, получен богатый медный осадок с массовой долей меди 87-91 % при извлечении 28-30 %;
- показана возможность получения суммарного медного концентрата по двум вариантам технологических схем: прямой селективной и коллективно-селективной;
- схема коллективно-селективной флотации позволяет получить суммарный медный концентрат с массовой долей меди 13,76 % и цинка 4,63 % при извлечении меди 46,47 %. Содержание золота и серебра в общем медном концентрате составляет 2,88 г/т и 26,35 г/т, соответственно, при извлечении золота 5,81 % и серебра – 4,46 %;
- схема прямой селективной флотации позволяет получить суммарный медный концентрат с массовой долей меди 15,14 % и цинка 1,43 % при извлечении меди 57,45 %. Содержание золота и серебра в объединенном медном концентрате составило 3,09 г/т и 46,02 г/т, соответственно, при извлечении золота 5,48 % и серебра – 7,02 %.

При окислительном обжиге флотационного сульфидного концентрата получен пиритный огарок, содержащий, %: железа-62,7; меди-0,47; цинка-0,53; серы-1,09; мышьяка-0,04; золота -1,4 г/т; серебра-10,5 г/т. Обжиговые газы, содержащие сернистый ангидрид, улавливали пульпой окисленной никелевой руды, содержащей 0,5 % никеля. Обжиговые газы барботировали через пульпу никелевой руды в течение 1-1,5 часов. Степень поглощения сернистого газа суспензией никелевой руды с содержанием 5 % твердого составила 5-20 %, при этом степень перехода никеля в раствор составила от 10 до 20 %, что свидетельствует о хорошей тенденции выщелачивания никеля сернистым газом при организации эффективного массообмена между обжиговыми газами и пульпой никелевой руды. Эффективность такого процесса отмечалась ранее в работах [1, 2].

Пиритные огарки, полученные в результате окислительного обжига сульфидных концентратов, подвергались хлорирующему обжигу в камерной печи при 1200 °С с разным содержанием CaCl<sub>2</sub> – от 3,5 до 10,0 % масс. и общей влажностью 15 %. Для обжига изготавливались брикеты размером 15x15 мм, размеры которого соответствуют железорудным окатышам (12-16 мм), с усилием прессования 0,5 т/брикет.

Исследованиями показано, что возгонка целевых элементов Cu, Zn, Au, Ag, S происходит наиболее эффективно при содержании в исходной шихте CaCl<sub>2</sub> 7,5 %. Время выдержки при температуре выше 1200 °С должно составлять не менее 90 мин. При данном режиме проведена наработка огарка хлоридовозгонки с целью определения его химического состава и металлургических свойств.

В таблице приведен состав огарка после проведения процесса хлорирующего обжига.

*Таблица - Химический состав огарка после хлорирующего обжига*

Компонент	Fe	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	S <sub>общ</sub>	CaO	SiO <sub>2</sub>	Cu	Zn	Au	Ag
Содержание, масс. % (г/т)	62,1	88,7	0,012	3,64	5,02	0,007	0,029	0,15	<2,0
Степень удаления, %	-	-	98,8	-	-	98,4	94,5	89,3	81,0

Содержание железа в брикетах составило более 61,5 %, что соответствует железорудным концентратам, поступающим на обжиг окатышей. Прочностные свойства брикетов соответствуют следующим требованиям к железорудным окатышам: прочность сухих окатышей свыше 1,0 кг/окатыш (в среднем 2,74 кг/брикет), прочность обожженных



– свыше 180 кг/окатыш (в среднем 412 кг/брикет). Отходящие газы (возгоны хлоридов металлов) пропускали через водяной затвор. Степень извлечения полезных компонентов определяли по убыли их содержания при хлоридовозгонке.

На основании полученных данных по отдельным операциям переработки пиритных хвостов была разработана технологическая схема, включающая базовые операции технологии компании «Кова-Сейко» (Япония), являющейся основным промышленным разработчиком технологии хлоридовозгонки при переработке пиритных концентратов.

Технологическая схема переработки отвальных лежалых пиритных хвостов включает следующие технологические операции:

- выщелачивание из хвостов водорастворимых солей меди и цинка;
- фильтрацию и промывку кека выщелачивания;
- цементацию меди из фильтратов выщелачивания;
- нейтрализацию обезмеженных растворов пульпой известняка и извести;
- измельчение кеков выщелачивания до 95 % класса -0,071 мм;
- коллективную сульфидную флотацию из кеков выщелачивания исходных хвостов;
- сгущение и фильтрацию сульфидного концентрата;
- сушку и обжиг сульфидного концентрата;
- использование обжиговых газов (сернистого газа) для выщелачивания окисленных никелевых руд (предполагается предварительное концентрирование сернистого газа аммиачными растворами);
- утилизацию избытков сернистого газа в виде отвальной пульпы сульфита кальция (гипса, после окисления кислородом воздуха);
- хлорирующий обжиг гранулированного пиритного огарка с добавлением в шихту хлорида кальция с получением железорудных окатышей и возгонов хлоридов цветных и драгоценных металлов;
- переработку возгонов хлоридов до товарных продуктов (цементат меди с драгметаллами, свинец-золото-серебряный концентрат);
- складирование отвальных хвостов коллективной сульфидной флотации в хвостохранилище.

Выполненные технико-экономические расчеты по предложенной комплексной переработке лежалых хвостов флотации медно-цинковых руд совместно с гидрометаллургической переработкой окисленных никелевых руд указывают на перспективность и эффективность предлагаемой технологической схемы.

Показано, что переработка по 1000 тыс.т/год пиритных хвостов и окисленных никелевых руд на создаваемых производствах является экономически эффективной: чистый доход составит 219105 млн.руб., чистый дисконтированный доход - 35361 млн. руб., простой срок окупаемости – 6,2 года, дисконтированный срок окупаемости – 9,2 года, ВНД - 17,62 %, ИД – 1,74 (расчет выполнен на период 24 года эксплуатации).

*Список использованных источников*

1. А.С. СССР 563926, 1977.
  2. Соболев С.И. Способ выщелачивания никеля и кобальта из окисленных никелевых руд. Бюллетень изобретений СССР, №8, 1959.
-

**INTEGRATED PROCESSING OF PYRITE TAILINGS TOGETHER  
WITH OXIDIZED NICKEL ORES**

*Musaev V., Chinova N., Klyushnikov A., Shakirov D., Bratygin E., Dmitrieva E.*

The processes of obtaining sulfide concentrate from the tailings of copper-zinc ores flotation processing, the processes of oxidative roasting of sulfide concentrate and chlorinating roasting of the cinder of the first stage were investigated. Utilization of roasting sulfuric off-gases in the process of oxidized nickel ore leaching was tested.

---

**ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ИЗ КЕКОВ ЦИАНИРОВАНИЯ  
ДАРАСУНСКОГО РУДНИКА АКТИВИРОВАННЫМИ РАСТВОРАМИ**

*Конарева Т.Г.*

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН,  
г. Хабаровск, Российская Федерация, e-mail: konar\_tat@mail.ru

*Приводятся результаты исследований форм нахождения золота в хвостах флотации и кеках цианирования, а также результаты тестирования схем стандартного и активационного выщелачивания из них золота. Актуальность исследования обусловлена тем, что на горно-обогатительном предприятии "Дарасунская ЗИФ" накоплен большой объем золотосодержащих техногенных отходов, которые могут стать объектами их переработки с использованием нестандартных технологических решений и позволят увеличить потенциальные запасы золота нашей страны.*

Особенностью Забайкальских месторождений рудного золота и в первую очередь месторождений Дарасунского рудного поля, является их «полиметаллическая специализация» с обязательным присутствием рудных минералов-носителей благородных металлов.

Руды данных объектов характеризуются сложным вещественным составом (в сумме свыше 100 минеральных видов), наличием как «свободного» золота, так и золотосодержащих сульфидов, сульфоарсенидов, сульфосолей и кварца-халцедона, концентрирующих дисперсное золото. В хвостах Дарасунской ЗИФ установлены относительно высокие содержания золота и серебра, меди, мышьяка, свинца и цинка, 0,36 и 1,18 г/т, 0,013, 0,07, 0,005 и 0,01 % соответственно (по нашим данным, полученным по результатам опробования минеральной массы верхней и срединной части хвостохранилища и учитывая характер распределения металлов в вертикальном разрезе, содержания золота и серебра являются более высокими — порядка соответственно 0,58 и 1,3 г/т).

Таким образом, принимая во внимание объем и остаточные содержания драгоценных металлов, высокий уровень цен на них, можно говорить о том, что Дарасунское хвостохранилище является техногенным комплексным минеральным образованием.

Основная сложность переработки «лежалых» хвостов этого объекта заключается в:

- 1) их вещественном составе (относительно высокие остаточные количества халькопирита, арсенопирита, пирита);
- 2) преимущественно дисперсных формах нахождения золота в матрицах этих

минералов, а также кварце определенных генераций;

- 3) гипергенных преобразованиях минеральной массы и перераспределении золота под воздействием различных природно-климатических факторов.

Для геолого-технологической оценки кеков был произведен отбор проб на кекохранилищах Дарасунского рудника. Пробы отбирались поинтервально для определения содержаний золота и сопутствующих элементов, изучения минерально-фракционного состава, оценки степени гипергенных изменений и формирования групповых проб для технологического тестирования, и геотехнологических исследований (таблицы 1, 2).

Таблица 1 – Содержание основных элементов в кеках цианидного выщелачивания Дарасунской ЗИФ

Проба	Au	Ag	Cu	Fe	As	S <sub>общ</sub>	S <sub>сульфат</sub>
	г/т		%				
Кеки текущей переработки	2,3	11,98	0,13	23,58	0,18	14,67	1,18
Кеки «лежалые»	5,7	39,98	0,02	20,28	0,6	12,25	3,58

Таблица 2 – Фазовый анализ кеков цианидного выщелачивания Дарасунской ЗИФ

№ п/п	Форма нахождения благородных металлов и характер их связи с рудными компонентами	Расчет количества минимальных форм Au	
		г/т	%
1	Au в виде свободных металлических зерен (амальгамируемое)		
	Кеки текущей переработки	0,02	1,00
	Кеки «лежалые»	0,28	4,24
2	Au в виде сростков с рудными компонентами (цианируемое)		
	Кеки текущей переработки	0,18	9,90
	Кеки «лежалые»	4,36	66,88
3	Au ассоциированное с кислоторастворимыми минералами и покрытое пленкой гидроокислов железа и марганца		
	Кеки текущей переработки	0,01	0,32
	Кеки «лежалые»	0,04	0,61
4	Au тонковкрапленное в сульфидах		
	Кеки текущей переработки	0,58	31,96
	Кеки «лежалые»	1,07	16,41
5	Au тонковкрапленное в кварце, алюмосиликатах		
	Кеки текущей переработки	1,03	56,83
	Кеки «лежалые»	0,77	11,86
6	Сумма		
	Кеки текущей переработки	1,81	100,00
	Кеки «лежалые»	6,52	100,00

Пробы кеков «лежалых» были отобраны на «старом» кекохранилище, не функционирующем более 20 лет, кеки текущей переработки отбирались на формируемом и функционирующем в настоящее время кекохранилище.

В пробах, отобранных из приповерхностных слоев (до 0,5 м) кекохранилища,

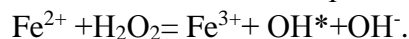
содержание золота составляет 1,2-2,3 г/т (кеки текущей переработки), а в «лежалых» кеках содержание золота составляет 5,5-7,8 г/т. Тестирование проб проводилось в режиме агитации. При этом стандартные цианидные растворы обеспечивали извлечение золота на уровне 9,3 % - для кеков текущей переработки и 65,8 % для «лежалых» кеков (прямое цианирование). При использовании активированных растворов с добавлением серной кислоты и 2 % тиомочевины извлечение золота увеличилось до 17 % для кеков текущей переработки и 76,3 % для «лежалых» кеков (таблица 3).

*Таблица 3 – Результаты тестирования кеков цианидного выщелачивания*

№ п/п	Название	Схема	Содержание Au, г/т		Извлечение, %
			в исходном кеке	в тверд. фазе хвостов	
1	Кеки текущей переработки	0,7 % NaCN	1,00	0,91	9,32
2		2 % CS(NH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> +H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	1,19	0,99	16,81
3	Кеки «лежалые»	0,7 % NaCN	5,97	2,04	65,81
4		2 % CS(NH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub> +H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	5,53	1,31	76,29
5		2 % CS(NH <sub>2</sub> ) <sub>2</sub>	5,33	1,44	73,02

Вследствие гипергенных процессов в «лежалых» кеках по направлению от свободной поверхности с различной интенсивностью происходит трансформация структуры и вещественного состава (развитие дополнительных микротрещин и пор, окисление ее сульфидной и сульфосолевой составляющих атмосферным кислородом и продуктами жизнедеятельности бактерий, микроагрегация дисперсных форм золота в области поверхностей пор и микротрещин и т.д.). При подготовке из таких кеков пульпы путем добавления дистиллированной воды, рН достигает достаточно низких значений - 1,5-2,9.

Попытки кондиционировать пульпу щелочью для цианирования давали временный эффект (через 10-15 минут рН с 10,5-11 снижался до 4,0-3,5). В связи с чем по запросу ЗАО «Золото Дельмачик», планировавшем перерабатывать по цианидной схеме «лежалые» кеки Дарасунской ЗИФ, нами было предложено выщелачивать из них золото тиомочевинной в естественной серно-кислотной среде, получаемой путем добавления в кеки до Ж : Т = 1 : 1 на кислороженной технической воды, прошедшей электрохимическую и фотохимическую обработку. В результате такой предварительной обработки воды в ней образуются т.н. активные формы кислорода, поэтому при контакте с жидкой фазой пульпы, железо в составе сульфидных минералов и арсенопирита, в соответствии с известной реакцией Фентона продуцирует высокоактивный окислитель - гидроксил-радикал:



Трехвалентное железо при рН=2,0-3,5 связывает сульфат-анионы, и, соответственно, кластеризует кислород, вследствие чего возрастает вероятность комплексообразования локализованного в них дисперсного золота с тиомочевинной. Эксперименты показали, что при концентрации тиомочевины 20 г/л извлечение золота из лежалых кеков в такой среде составило 76,3 %. По контрольной навеске пробы, при таком же расходе тиомочевины и таком же рН за это же время извлечено 73 %.

Таким образом, можно сделать вывод о том, что в технологических растворах, используемых для окисления минерального вещества кеков цианирования и тиомочевинного выщелачивания из него дисперсного золота, должны содержаться

метастабильные перекисные и надперекисные соединения.

Концентраторами дисперсного золота в Дарасунских кеках текущей переработки являются не только сульфидные и сульфоарсенидные минералы, но и окислы кремния – кварц и халцедон. Теоретически, в этих минералах возможны две основные формы его нахождения: непосредственных соединений с окислами кремния, например,  $Au_2SiO_3 \cdot Au_2SiO_4$  или обособленных золото-кремниевых соединений. Можно также предположить существование биэлементных кластеров золота и кремния ( $Au_nSi_m$ ). Поэтому необходимо отметить, что для эффективного доизвлечения из кеков Дарасунской ЗИФ золота необходимо использование нестандартных технологических решений.

---

#### **ADDITIONAL EXTRACTION OF DISPERSED GOLD FROM THE CYANIDATION TAILS OF THE DARASUN MINE WITH ACTIVATED SOLUTIONS**

*Konareva T.G.*

The relevance of the study is due to the fact that a large volume of gold-containing technogenic waste has been accumulated at the Darasunskaya ZIF mining and processing enterprise, which can become objects of their recycling using non-standard technological solutions, and will increase the potential gold reserves of our country.

---

#### **ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ЭФФЕКТИВНОЙ ПОВТОРНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ДОЛГОЛЕТНИХ ОТВАЛОВ ЗИФ**

*Катышева С. В., Богдаев С. А., Коблов А. Ю., Евдокимов А. В.*

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

*В статье указаны возможные перспективы использования техногенных отвалов ЗИФ с целью извлечения золота. Проведены исследования по трем технологическим вариантам и приведены полученные результаты. Вовлечение в переработку отвальных хвостов может являться одним из способов снижения потерь металла на производстве.*

Разработка месторождений приводит к образованию техногенных объектов, которые по своей массе практически равны объему переработанной горной породы, поскольку в конечном итоге извлекаемая руда используется примерно на уровне 1-10 %. Так, на 1 т добытых цветных металлов приходится 150-210 т отходов, которые занимают огромные площади и крайне негативно сказываются на состоянии окружающей среды.

Объемы добычи цветных металлов наращиваются, а вместе с ними ежегодно увеличивается и количество складированных отвалов различного типа. В золотодобывающей отрасли на территории России накоплено более 12 млрд т отходов, которые стоит рассматривать как ресурсное перспективное сырье техногенного происхождения, являющееся составной частью минерально-сырьевой базы страны.

В целом за последние 30 лет стоит отметить следующую негативную тенденцию: существенное снижение содержания золота в рудах при возросшей технологической упорности. Доля золота в рудах снизилось практически в 1,5 раза, а часть труднообогатимых руд увеличилась с 15 до 40 %. С учетом вышеизложенных фактов,

привлекательность техногенного сырья только растет.

Нередко бывает, что в лежалых отвалах содержание золота выше, чем в руде текущей добычи, особенно это касается хвостов обогащения, накопленных в хвостохранилищах ЗИФ в больших количествах. Еще несомненный плюс такого вида сырья - экономический аспект: отсутствие затрат на проведение горных работ по добыче руды и практически готовность материала по классу крупности, то есть исключение таких энергозатратных процессов, как дробление и измельчение.

Одним из объектов исследований, поступившим для разработки рациональной технологии, являлись лежалые хвосты одной из обогатительных фабрик Приамурья. По результатам пробирного анализа содержание золота в пробе составило  $0,53 \pm 0,1$  г/т. По данным минерального анализа хвосты на 95,6 % состоят из породообразующих компонентов: кварц – 39 %, слюдисто-гидрослюдистые образования – 28 %, плагиоклазы – 20,5 %, хлориты – 4,5 %, карбонаты – 3,6 %. Рудные минералы представлены в основном вторичными образованиями железа и мышьяка в количестве 3,4 %. Сульфиды (пирит, арсенопирит, халькопирит, галенит и сфалерит) присутствуют только в редких и единичных зернах. Золото относится к мелкому, тонкому и тонкодисперсному классу (класс крупности минус 0,071 мм). Последующие исследования включали в себя тестовые опыты по обогащению (гравитация и флотация) и цианированию пробы хвостов.

Для более полного представления о возможности применения гравитационного процесса к данному типу лежалых хвостов проведены опыты с имитацией непрерывной разгрузки (GAT-тест) на центробежном концентраторе «Knelson KC-MD-3». Опыты проводились на трех крупностях: исходная крупность (55 % класса минус 0,071 мм), 80 % класса – 0,071 мм, 90 % класса – 0,071 мм. Результаты исследований по GAT –тесту представлены в таблице 1.

Результаты теста по гравитационному обогащению, с имитацией непрерывной разгрузки показали, что извлечение золота в гравеоконцентрат составляет от 43,6 до 57,0 % при выходе концентратов 23 - 34 % и содержании на уровне 1,0-1,2 г/т.

Флотационные опыты проводили в лабораторной флотомашине механического типа с объемом камеры 3 л. Серией опытов были выявлены следующие оптимальные показатели флотационного процесса, позволяющие минимизировать потери золота с хвостами: крупность питания 80 % класса – 0,071 мм, плотность питания 22-27 %. Флотационная схема включала в себя две основные флотации и одну контрольную с последующей перечистой операцией объединенного флотоконцентрата. Принятый реагентный режим и продолжительность операций представлена в таблице 2.

Анализ результатов исследований в замкнутом цикле на пяти навесках пробы хвостов подтвердил, что извлечение золота в товарный флотоконцентрат находится на уровне 58,49 %, при выходе 1,53 % и содержании золота в нем 18,14 г/т. Потери золота с хвостами флотации составили 0,2 г/т. Баланс металла продемонстрирован в таблице 3.

Эксперименты по цианированию проводили на бутылочном агитаторе. Результатами опытов по оптимизации цианистого процесса стали следующие показатели: отношение Ж:Т-1,5, концентрация цианида натрия 1 г/л, расход извести 3 кг/т, время – 16 ч, крупность материала – 95 % класса – 0,071 мм. При указанных условиях были проведены два контрольных опыта по прямому цианированию хвостов с применением в качестве сорбента активированного угля и без него. Результаты опытов проиллюстрированы в

таблице 4.

Таблица 1 – Результаты проведения ГАТ-теста на пробе хвостов

Наименование продукта	Выход, %	Суммарный выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %	Суммарное извлечение Au, %
Исходная крупность (55 % класса минус 0,071 мм)					
Концентрат 1	6,91	6,91	1,8	19,3	19,3
Концентрат 2	6,67	13,58	1,2	12,4	31,7
Концентрат 3	6,82	20,40	0,52	5,5	37,2
Концентрат 4	6,96	27,36	0,92	9,9	47,1
Концентрат 5	6,61	33,97	0,96	9,8	57,0
Хвосты гравитации	66,03	100,0	0,3	43,0	100,00
Итого (по балансу)	100,0	-	0,56	100,0	-
Крупность 80 % класса минус 0,071 мм					
Концентрат 1	5,9	5,9	1,8	17,1	17,1
Концентрат 2	6,6	12,5	1,72	18,2	35,3
Концентрат 3	6,0	18,5	1,0	9,6	44,9
Концентрат 4	5,6	24,1	0,88	8,0	52,9
Концентрат 5	5,6	29,7	0,36	3,2	56,1
Хвосты гравитации	70,2	100,0	0,31	43,9	100,0
Итого (по балансу)	100,0	-	0,57	100,0	-
Крупность 90 % класса минус 0,071 мм					
Концентрат 1	5,8	5,8	1,96	21,5	21,5
Концентрат 2	5,5	11,3	0,96	9,9	31,4
Концентрат 3	5,4	16,7	0,6	6,0	37,4
Концентрат 4	0,6	17,3	0,56	0,6	38
Концентрат 5	5,7	23,0	0,52	5,6	43,6
Хвосты гравитации	77,0	100,0	0,39	56,4	100,00
Итого (по балансу)	100,0	-	0,53	100,0	-

Примечание: расход флюидизационной воды – 3,5 л/мин; ускорение – 60 G

Таблица 2 – Технологические параметры

Операция флотации	Расход реагента, г/г						Продолжительность флотации, мин
	P-2	жидкое стекло	CuSO <sub>4</sub>	БКК	БТФ «Б»	T92	
1 основная	150	300	150	120	30	50	1
2 основная	-	-	-	50	-	25	7
Контрольная	-	-	-	50	-	50	11
Перечистка	Без реагентов						4

Таблица 3- Баланс металла по последней пятой навеске

Наименование продукта	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Товарный концентрат в т. ч.:	1,53	18,14	58,49
К-т 1 основной флотации оп-5	0,52	26,0	28,49
К-т перечистки оп-5	1,01	14,1	30,00
Хвосты флотации оп-5	98,47	0,20	41,51
Итого: по балансу	100,0	0,47	100,0

*Таблица 4 - Результаты прямого цианирования исследуемых хвостов*

Сорбент, %	Концентрация Au в растворе, мг/л	Содержание Au в кеке, г/т	Содержание Au в хвостах (по балансу), г/т	Извлечение Au (по балансу), %
-	0,27	0,16	0,56	71,4
10	-	0,14		75,0

Таким образом, из трех вариантов повторной переработки наиболее оправданы следующие два: получение товарного флотоконцентрата после обогащения с доизмельчением до крупности 80 % класса  $-0,071$  мм и сорбционное выщелачивание хвостов с измельчением до 95 % класса  $-0,071$  мм, получение сплава Доре. На примере данного хвостохранилища объемом 3,8 млн. т доказана возможность эффективного доизвлечения золота из лежалых отвалов ЗИФ.

---

### **ASSESSMENT OF THE POSSIBILITY OF EFFICIENT PROCESSING OF LONG-TERM DUMPS OF PLANT**

*Katysheva S. V., Bogidaev S. A., Koblov A. U., Evdokimov A. V.*

The article is devoted to the possible prospects of the use of technogenic dumps with the purpose of extraction of gold. Studies were carried out on a sample of tailings in three technological options and the results obtained are presented. One of varieties tracks lowering loss is use to contents of tailing storage.

---

### **ПРИМЕНЕНИЕ ЖИДКОСТНОЙ ЭКСТРАКЦИИ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ РАСТВОРОВ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МЕДНО- НИКЕЛЕВОГО СЫРЬЯ**

*Соколов А.Ю., Касиков А.Г.*

Обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр РАН» Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева (ИХТРЭМС КНЦ РАН),  
г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: [aiu.sokolov@ksc.ru](mailto:aiu.sokolov@ksc.ru)

*В работе показана возможность получения кондиционной железистой продукции из промежуточных растворов медно-никелевого производства посредством жидкостной экстракции железа.*

При гидрометаллургической переработке медно-никелевого сырья возникает проблема очистки производственных растворов от железа. Железоочистка никелевых растворов зачастую заключается в гидролитическом осаждении железа в виде железистого кека, который отправляется в отвал [1]. Удаление железа из медного электролита зачастую проводят отсечением раствора с последующим глубоким извлечением меди и нейтрализацией раствора с получением кальциевого кека [2]. Таким образом, в результате железоочистки растворов медно-никелевого производства образуются железистые отходы различного состава, отправляющиеся на захоронение, что приводит не только к загрязнению окружающей среды, но и снижению эффективности производства в связи с соосаждением цветных металлов с железом.



Для уменьшения количества железистых отходов возможно применение жидкостной экстракции железа. Экстракция позволяет не только снизить объёмы получаемых железистых отходов, но и повысить рентабельность производства за счёт предотвращения потерь цветных металлов.

За рубежом экстракция железа из хлоридного никелевого раствора применялась на заводе Sandouville во Франции до 2018 г., где в качестве экстрагента использовали три-н-бутилфосфат (ТБФ) в инертном разбавителе [3]. Несмотря на высокую эффективность, данный экстрагент имеет ряд недостатков: высокая растворимость в водной фазе и склонность к образованию третьей фазы [4-5]. В связи с этим нами предложено использовать для экстракционного извлечения железа(III) из никелевого электролита высокомолекулярные алифатические кетоны [6]. При сравнении извлечения железа из никелевого раствора установлено, что кетоны эффективно извлекают железо(III) за одну ступень экстракции (таблица 1). Несмотря на то, что степень извлечения железа(III) ТБФ превышает 99 %, он уступает в селективности. Так, если концентрация никеля во всех экстрактах отличается незначительно, то концентрация кобальта и меди в ТБФ на 1-3 порядка больше, чем в кетонах, что говорит о более высокой селективности алифатических кетонов.

Таблица 1 - Экстракционное извлечение железа и цветных металлов из хлоридного никелевого раствора\*

Экстрагент	E(Fe), %	C(Me) в экстракте, г/л		
		Ni	Cu	Co
октанон-2	91,8	0,08	0,01	0,001
нонанон-2	88,3	0,065	0,005	0,001
деканон-2	83,3	0,055	0,003	0,0005
ундеканон-2	77,5	0,045	0,002	0,0005
ТБФ (80 %)+Solvesso 150 ND (20 %)	99,8	0,05	1,25	0,023

\* состав хлоридного никелевого раствора, г/л: Ni 192, Fe 12, Cu 2,8, Co 2,3. O:B = 1:1, 1 ступень, T = 20 °C, τ = 5 мин.

При проведении испытаний по экстракции железа(III) из никелевого раствора на каскаде экстракторов смесительно-отстойного типа в качестве экстрагента использовали ундеканон-2 [7]. В результате испытаний степень извлечения железа(III) на трёх ступенях экстракции составила 99 %, что говорит о высокой эффективности применяемого экстрагента. Полученный в ходе испытаний реэкстракт упарили с получением соли FeCl<sub>3</sub>·6H<sub>2</sub>O, содержащей 0,005 % Ni, 0,0003 % Co и 0,0003 % Cu, что соответствует ГОСТ 4147-74 на получение хлорного железа по примесям указанных цветных металлов.

В связи с тем, что в медно-никелевом производстве электроэкстракцию меди проводят из сернокислых растворов, то для экстракционного извлечения железа возможно применение катионообменных экстрагентов, в частности – ди-2-этилгексилфосфорной кислоты (Д2ЭГФК).

Установлено, что при экстракции железа 25 %-ным раствором Д2ЭГФК в инертном алифатическом разбавителе с добавлением 0,2 моль/л октанола-1 в качестве модификатора из сернокислого медного электролита состава, г/л: Cu – 42,1, Fe – 1,94, Ni – 10,41, Zn – 5,81 возможно снижение его концентрации до 0,33 г/л на двух ступенях в противоточном

режиме при О:В = 1:1,5. Однако при использовании Д2ЭГФК в качестве экстрагента необходимо учитывать затруднённый процесс реэкстракции. Ранее установлено, что эффективным реагентом для реэкстракции железа(III) является HCl концентрацией 6 моль/л [8]. В таком случае переработка полученного реэкстракта возможна с использованием алифатических кетонов для экстракции железа, тем самым регенерируя соляную кислоту и направляя её обратно на реэкстракцию железа из Д2ЭГФК.

Также известно, что щавелевая кислота эффективно извлекает железо(III) из экстракционной смеси Д2ЭГФК и ТБФ [9]. В связи с этим изучена возможность реэкстракции железа(III) из экстрагента на основе Д2ЭГФК растворами щавелевой кислоты, а также растворами её солей – оксалатами натрия и аммония (таблица 2).

*Таблица 2 - Реэкстракция железа(III) оксалат-содержащими реагентами\**

Реагент	C, моль/л	C(Fe) в реэкстракте, г/л	E, %	D
H <sub>2</sub> C <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	0,25	2,9	21,23	0,27
	0,5	4,91	35,94	0,56
	1	7,93	58,05	1,38
(NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> C <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	0,25	3,6	26,35	0,36
	0,5	6,05	44,29	0,80
Na <sub>2</sub> C <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	0,25	3,34	24,45	0,32
	0,5	5,87	42,98	0,75

\* Экстрагент: Д2ЭГФК - 1,5 М, октанол-1 – 0,2 М, разбавитель – Escald 100. C(Fe)<sub>орг.</sub> = 13,66 г/л. О:В = 1:1, t = 50 °С, τ = 5 мин.

В связи с большей растворимостью щавелевой кислоты в воде по сравнению с её солями, возможно достичь её большей концентрации и, следовательно, более высокой степени извлечения железа из органической фазы в водную. Однако при сравнении реэкстракции Fe(III) оксалат-содержащими реагентами с концентрацией 0,5 моль/л установлено, что степень извлечения Fe(III) в водную фазу увеличивается в ряду H<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> < Na<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub> < (NH<sub>4</sub>)<sub>2</sub>C<sub>2</sub>O<sub>4</sub>, что говорит о большей эффективности оксалат-содержащих солей по сравнению с щавелевой кислотой при их равной концентрации и их предпочтительности при невысоких концентрациях железа в органической фазе.

Для выделения железа из реэкстракта с целью регенерации раствора возможно увеличение его рН с добавлением гидроксида аммония или натрия с последующим осаждением железа в виде гидроксида. После фильтрации остаток прокаливается с получением оксида железа, а полученный фильтрат направляется в оборот на стадию реэкстракции. Таким образом, показана возможность получения кондиционной железистой продукции из промежуточных растворов медно-никелевого производства посредством экстракции железа, что способствует не только уменьшению отходов в медно-никелевом производстве, но и повышению эффективности производства.

#### *Список использованных источников*

1. Васёха М.В. Физико-химические основы сульфитной переработки железогидратных отходов медно-никелевого производства: дис.... докт. техн. наук: 05.17.01 – Мурманск, 2017. – 348 с.
2. Садыков Р.Р., Шульга Е.В., Петров А.Ф. и др. Двухстадийная нейтрализация медно-никелевых серноокислых растворов Медного завода // Цветные металлы. – 2015. – В. 870. – №6. – С. 54-59.
3. ИТС 12-2019 Производство никеля и кобальта. – М.: Бюро НДТ. – 2019. – 187 с.

4. Burger L.L., Forsman R.C. The solubility of tributyl phosphate in aqueous solutions: Hanford Works. – USA: Washington, 1951. – 17 p.
  5. Sarangi K., Parhi P.K., Padhan E. et al. Separation of Iron(III), Copper(II) and Zinc(II) from a Mixed Sulphate/Chloride Solution Using TBP, LIX 84I and Cyanex 923. // Separation and Purification Technology. – 2007. – V. 55. – P. 44–49.
  6. Патент № 2683405 C01G 49/10 C22B 3/26 Способ получения раствора хлорного железа / А.Г. Касиков, А.Ю. Соколов, Е.А. Щелокова /опубл. 28.03.2019, Бюл. № 10, 11 с.
  7. Касиков А.Г., Соколов А.Ю., Щелокова Е.А. и др. Экстракция железа(III) из хлоридных никелевых растворов алифатическими кетонами // Журнал прикладной химии. – 2019. – Т. 92. – В. 8. – С. 1015-1020.
  8. Hirato T., Z.-C. Wu, Y. Yamada, H. Majima Improvement of the stripping characteristics of Fe(III) utilizing a mixture of di(2-ethylhexyl) phosphoric acid and tri-n-butyl phosphate // Hydrometallurgy. – 1992. – V. 28. – P. 81-93.
  9. Singh D.K., Mishra S.L., Sungh S. Stripping of iron(III) from the D2EHPA + TBP extract produced during uranium recovery from phosphoric acid by oxalic acid // Hydrometallurgy. – 2006. – V. 81. – P. 214-218.
- 

### **APPLICATION OF SOLVENT EXTRACTION FOR IRON EXTRACTION FROM SOLUTIONS OF HYDROMETALLURGICAL PROCESSING OF COPPER-NICKEL RAW MATERIALS**

*Sokolov A.Y., Kasikov A.G.*

The paper shows the possibility of obtaining conditioned iron products from intermediate solutions of copper-nickel production using solvent extraction of iron.

---

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КВАРЦ-ПОЛЕВОШПАТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУАНГ НАМ**

*Юшина Т.И., Нгуен Тху Тхюи, Думов А.М., Нгуен Ван Чонг*

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: *yushina,ti@misis.ru*

*Приведены результаты исследования технологических свойств кварц-полевошпатových руд месторождения Куанг Нам. Показано, что наиболее эффективным методом для удаления примесей темноцветных минералов, включая минералы железа, и свободного кварца является флотация. На основе изучения минерального состава кварц-полевошпатовой руды и результатов экспериментов по ее обогащению разработана комбинированная технологическая схема, позволяющая реализовать безотходное обогащение с получением трех самостоятельных концентратов – слюдяного, полевошпатového и кварцевого, весьма востребованных в различных отраслях промышленности Вьетнама.*

Полевые шпаты являются ценным промышленным сырьем, применяющемся в производстве стекла, керамики, абразивов, в качестве наполнителя в пластмассах, красках и резине, при изготовлении фарфора, высоковольтных электроизоляторов, сварочных электродов. Они представляют собой наиболее распространенную важную минеральную группу алюмосиликатов в верхней части литосферы, составляя около 50 % массы земной коры. Важнейшим источником высококачественных полевых шпатов являются гранитные пегматиты. Большая часть полевых шпатов Вьетнама образовалась в выветренных и

полувыветренных пегматитовых зонах, что обуславливает сложность вещественного состава полевошпатового сырья.

Руда важнейшего месторождения полевых шпатов Вьетнама – Куанг Нам представляет собой плотную твердую массу без четко выраженной кристаллической структуры, с неравномерной крупностью вкрапленности минеральных зерен, размер которых составляет от нескольких десятков микрон до нескольких миллиметров. Основными минералами руд являются кварц  $\text{SiO}_2$ , натриевый полевой шпат (альбит)  $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ , калиевый полевой шпат (ортоклаз)  $\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ , мусковит  $\text{KA}l_2[\text{AlSi}_3\text{O}_{10}](\text{OH})_2$ . Примеси – оксиды железа, являющиеся включениями и примазками в полевых шпатах. Выход и распределение полезных компонентов по классам крупности относительно равномерные, сумма оксидов щелочных металлов ( $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ ) в разных классах крупности приблизительно одинаковая, в среднем, 8,64 %.

*Таблица 1 - Минеральный состав кварц-полевошпатовой руды месторождения Куанг Нам*

Класс, мм	Выход, $\gamma$ , %	Содержание, %				
		Мусковит	Альбит	Ортоклаз	Кварц	Другие минералы
+ 2	1,92	100	-	-	-	-
- 2+0	98,08	21 - 23	29- 31	14 - 16	30 – 32	1-2
Итого	100,00	24 - 26	26 - 28	12 - 14	29 - 31	1-2

Основная цель обогащения руды месторождения Куанг Нам заключается в удалении из руды слюды, кварца и железосодержащих минералов. Так как минералы, входящие в состав руды, характеризуются различной дробимостью и истираемостью, была предложена комбинированная схема обогащения, включающая:

- избирательное дробление руды до крупности 10 мм в щековой дробилке, а затем в валковой дробилке с зазором между валками 2 мм с преимущественным разрушением кусков руды по границам срастания между зернами минералов и по зернам наиболее легкодробимых минералов;
- обогащение по форме частиц грохочением по классу 2 мм с выделением в надрешетный продукт плоских частиц слюды (слюдяной концентрат № 1);
- измельчение до 62 % класса -74 мкм;
- обесшламливание по классу 20 мкм с выделением в шламовый продукт полевошпатового концентрата (№ 1), соответствующего стандарту TCVN 6598:2000 и пригодного для изготовления керамических изделий и керамической плитки;
- цикл флотации слюды с получением слюдяного концентрата № 2;
- обезвоживание;
- цикл флотации полевого шпата с получением полевошпатового концентрата № 2.

Предварительными исследованиями было установлено, что одним из лучших собирателей для минералов группы слюд является катионный собиратель ArmacT (первичная соль ацетата таллового амина, выпускается компанией Nouryon Surface Chemistry AB).

Для определения оптимальных режимов флотации слюды были изучены зависимости дзета-потенциала на поверхности слюды, полевого шпата и кварца от pH в сернокислой среде при концентрации собирателя ArmacT 40 г/т. Значение  $\zeta$ -потенциалов как для слюды, так и для полевого шпата постепенно увеличивалось с +35 мВ и +25 мВ до +45 мВ и +35

мВ, соответственно, при увеличении рН с 2 до 7. В щелочной среде при повышении рН до 11 дзета-потенциалы как для слюды, так и для полевого шпата снижались с изменением знака заряда до -31,35 мВ и -29,76 мВ, соответственно. Дзета-потенциал кварца при рН=2 был практически нулевым. Повышение рН до 5 вызывает более резкий рост  $\zeta$ -потенциала до значения +25 мВ. При увеличении рН до 9 значение  $\zeta$ -потенциала постепенно падает, а при увеличении рН с 9 до 11 резко снижается до -36 мВ из-за образования типичного коллоидного раствора в связи с превышением предела растворимости амина и перехода его в молекулярную форму в щелочной среде. Установлено, что при любом значении рН дзета-потенциал полевого шпата и кварца ниже, чем у слюды.

Зависимость дзета-потенциала от концентрации собирателя АгмасТ в сернокислой среде при рН=2 показала, что с увеличением дозировки собирателя АгмасТ  $\zeta$ -потенциал как слюды, так и полевого шпата и кварца увеличивался в положительной области, но дзета-потенциал слюды гораздо выше по сравнению с полевым шпатом и кварцем, а также растет при увеличении дозы АгмасТ существенно быстрее.

Обе серии экспериментов подтверждают большее сродство функциональной группы собирателя АгмасТ к поверхности слюды по сравнению с полевым шпатом и кварцем.

Для определения оптимальных режимов флотационного разделения полевого шпата и кварца были проведены эксперименты по изучению зависимости  $\zeta$ -потенциала на поверхности слюды, полевого шпата и кварца от рН в среде фтористоводородной кислоты.

Дзета-потенциал полевого шпата при рН=2 в среде фтористоводородной кислоты при минимальных расходах АгмасТ имеет отрицательные значения. Знак  $\zeta$ -потенциала переходит к положительным значениям при расходе АгмасТ более 10 г/т. Значение  $\zeta$ -потенциала достигает +35,02 мВ при расходе АгмасТ 60 г/т. Дзета-потенциал кварца изначально составлял -3 мВ, смена знака заряда для кварца происходит при расходе АгмасТ свыше 30 г/т (значение  $\zeta$ -потенциала около +2,5 мВ). Максимальное значение дзета-потенциала составляло +15 мВ при расходе АгмасТ около 80 г/т.

Аналогичные зависимости были получены в среде фтористоводородной кислоты и при рН=3, т. е. адсорбция АгмасТ на полевым шпате была выше, чем у кварца. Косвенные подтверждения селективности закрепления собирателя АгмасТ на различных минералах были получены и при изучении адсорбции методом ИК-спектроскопии с Фурье-преобразованием при расходе АгмасТ от 20 до 100 г/т (рисунок 1).

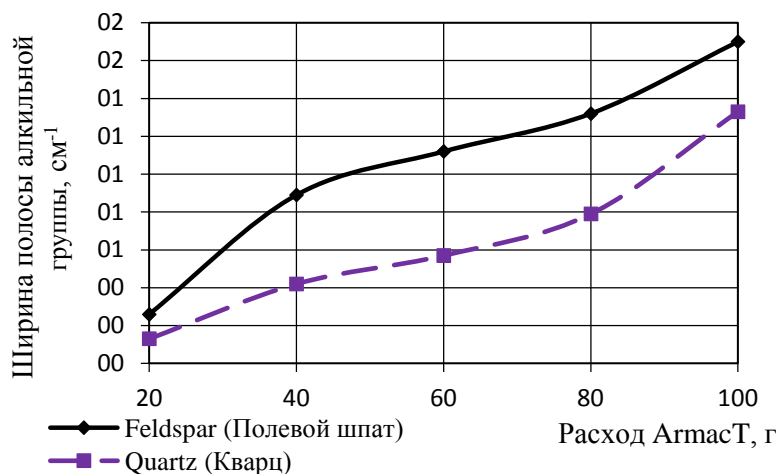


Рисунок 1 - Ширина полосы алкильной группы (диапазон волновых чисел 3000-2800 см<sup>-1</sup>) спектров полевого шпата и кварца как функция расхода АгмасТ.

Были измерены площади пика под полосами алкильной цепи в области волновых чисел 3000–2800 см<sup>-1</sup> при рН 2, которые затем были нанесены на график зависимости общей площади полос от расхода АгмасТ (от 20 до 100 г/т). Интенсивность полос алкильной цепи увеличилась немного больше для полевого шпата по сравнению с кварцем с увеличением расхода АгмасТ, что свидетельствует о большей адсорбции собирателя АгмасТ на полевом шпате.

Далее по схеме, приведенной на рисунке 2, были выполнены технологические эксперименты для окончательного выбора оптимальных режимов измельчения, обесшламливания и флотации.

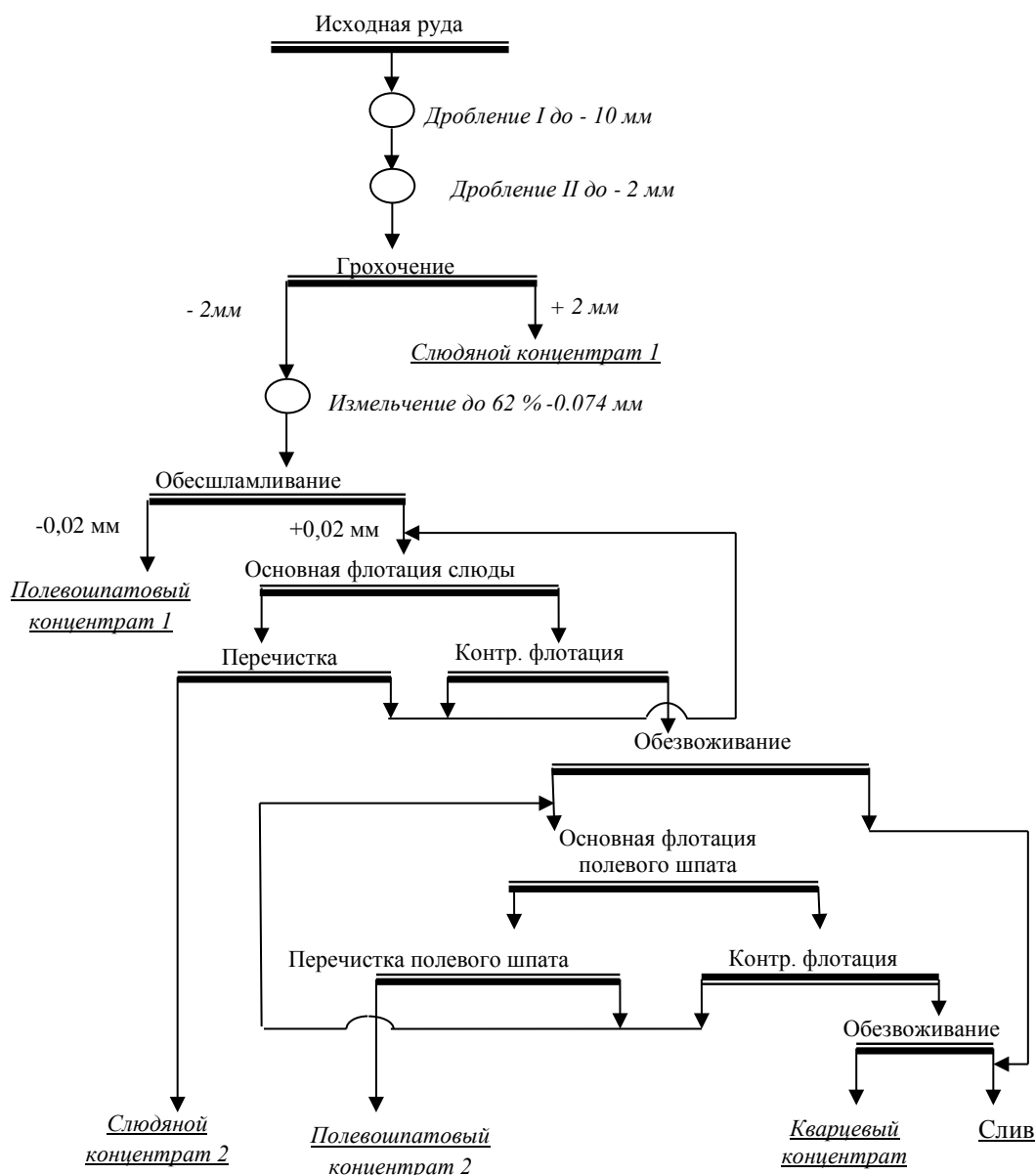


Рисунок 2 - Технологическая схема обогащения кварц-полевошпатовой руды месторождения Куанг Нам

Оптимальная крупность измельчения составила 61–62 % класса –74 мкм. При этом выход материала крупностью –20 мкм при обесшламливании приблизительно 21 %. По крупности и химическому составу ( $\beta\text{SiO}_2=75,41\%$ ,  $\beta\text{Al}_2\text{O}_3=14,15\%$ ,  $\beta\text{Fe}_2\text{O}_3=0,79\%$ ,

$\beta\text{K}_2\text{O}=5,21\%$ ,  $\beta\text{Na}_2\text{O}=3,38\%$ ) шламовый материал может применяться в производстве сантехнического фаянса и облицовочной керамической плитки.

Также были выполнены исследования по влиянию на показатели флотации слюды плотности пульпы (содержания твердого), расхода серной кислоты, олеата натрия и собирателя АгмасТ, а также времени флотации.

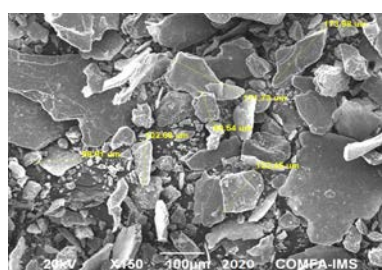
Изучено влияние расхода фтористоводородной кислоты, собирателя АгмасТ и пенообразователя, а также времени флотации на флотацию полевого шпата. Оптимальные условия и режимы флотации приведены в таблице 2. В таблице 3 приведен баланс продуктов обогащения, полученных при переработке руды по предлагаемой схеме.

Таблица 2 - Оптимальные условия флотации кварц-полевошпатовых руд месторождения Куанг Нам

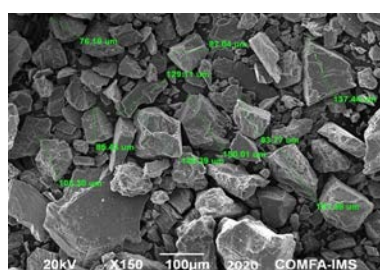
Оптимальные условия и режим	Флотация слюды		Флотация полевого шпата	
	Реагент	Расход	Реагент	Расход
Крупность измельчения	(61–62) % -74 мкм			
Отношение твердое/жидкое	$\frac{1}{2}$ ( $T=33,3\%$ )			
Расход регуляторов pH, г/т	$\text{H}_2\text{SO}_4$	2000	HF	2500
Расход собирателей, г/т	Олеат натрия АгмасТ	300 200	АгмасТ	350
Расход пенообразователя, г/т	-	-	Сосновое масло	100
Время флотации, мин	3		3	

Таблица 3 - Баланс продуктов обогащения кварц-полевошпатовой руды месторождения Куанг Нам

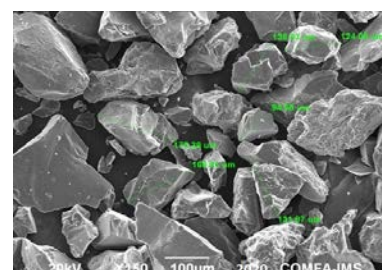
Продукт	Выход, $\gamma$ , %	Содержание, $\beta$ , %					Извлечение, $\varepsilon$ , %				
		$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{K}_2\text{O}$	$\text{Na}_2\text{O}$	$\text{SiO}_2$	$\text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{K}_2\text{O}$	$\text{Na}_2\text{O}$
Слюдяной концентрат	8,53	47,45	26,14	5,32	8,33	1,35	5,38	15,70	60,44	13,48	3,42
Полевошпатовый концентрат 1	20,93	75,41	14,15	0,79	5,21	3,38	20,97	20,86	22,02	20,69	20,99
Полевошпатовый концентрат 2	45,98	67,68	19,11	0,11	7,53	5,52	41,34	61,88	6,74	65,69	75,30
Кварцевый концентрат	24,56	99,02	0,9	0,33	0,03	0,04	32,31	1,56	10,80	0,14	0,29
Исходная руда	100	75,27	14,2	0,75	5,27	3,37	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0



а) слюдяной концентрат



б) полевошпатовый концентрат



в) кварцевый концентрат

Рисунок 3 - Микроструктуры концентратов (растровый электронный микроскоп)

Таким образом, на основе изучения минерального состава кварц-полевошпатовой руды и анализа результатов экспериментов по ее обогащению разработана

комбинированная технологическая схема, позволяющая реализовать безотходное обогащение с получением трех самостоятельных концентратов – слюдяного (рисунок 3 а), полевошпатового (рисунок 3 б), и кварцевого (рисунок 3 в), весьма востребованных в различных отраслях промышленности Вьетнама.

---

### **STUDY OF THE POSSIBILITY OF COMPLEX PROCESSING OF QUARTZ-FELDSPAR ORES OF THE QUANG NAM DEPOSIT**

*Yushina T.I., Nguyen Thu Thuy, Dumov A.M., Nguyen Van Trong*

Results of a research of technological properties of quartz-feldspars ores of the Kuang Nam deposit are given. The conclusion is drawn that the most effective method for removal of impurity of dark-colored minerals, including iron minerals, and free quartz is flotation. On the basis of studying mineral structure of quartz-feldspars ore and results of experiments on enrichment the combined technological scheme allowing to realize waste-free enrichment with receiving three independent concentrates – mica, feldspars and quartz, very demanded in various industries of Vietnam is developed.

---

### **ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДИ ИЗ ШЛАКА В СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРАХ**

*Ковалевич Л.Н.*

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС»,  
ООО «НОРД Инжиниринг», Москва, Российская Федерация, *e-mail: kovalevich@mailnord.ru*

*Приводятся результаты процесса выщелачивания меди из шлака в сернокислых растворах при наличии различных окислителей. Показано, что при выщелачивании меди из шлака в пульпе образуются гели кремниевых кислот. Предложен способ выщелачивания без образования геля кремниевых кислот.*

Разработка эффективных технологий по переработке техногенных отходов горно-металлургического производства является важной задачей недропользования, так как техногенные отходы отрицательно сказываются на экологии и занимают огромные территории. Переработка металлургических шлаков решит проблему рационального использования рудного сырья и создания малоотходной технологии.

Для переработки шлака медеплавильного производства применяются гидрометаллургические, пирометаллургические и флотационные способы. Особое внимание уделяется комплексной переработке медных шлаков с применением современных металлургических процессов для максимально полного извлечения ценных компонентов. Так как содержание ценных компонентов в шлаке больше, чем в руде их переработка имеет важное практическое значение в металлургической отрасли.

Исследования проводили на плавильном шлаке, полученным после плавки на черновую медь сульфидного концентрата руд Удоканского месторождения крупностью 300 мкм. Шлак анализировали на элементный и фазовый состав на рентгенофлуоресцентном спектрофотометре.

Элементный состав плавильного шлака представлен в таблице. Основными минеральными фазами шлака были куприт, металлическая медь, авгит и аморфная фаза. Металлическая медь представлена в виде тонкой взвеси, ассоциированной с аморфной



фазой.

Таблица - Элементный состав плавильного шлака

Элементы, масс. %									
Si	Al	Cu	Ca	Fe	K	Na	Mg	S	Прочие
18,50	9,70	7,89	11,18	7,74	1,96	1,54	0,66	0,03	40,80

Эксперименты по исследованию процесса выщелачивания проводились без нагрева в течение 2 часов при перемешивании магнитной мешалки и соотношении твердого к жидкому 1/10 г/мл. Концентрация растворителей, применяемых в опытах, составляла 20 и 100 г/л серной кислоты. Исследование влияния присутствия окислителя на процесс выщелачивания проводили с добавлением в качестве окислителей сульфата железа (III), бихромата калия и перекиси водорода. Результаты исследования представлены на рисунке.

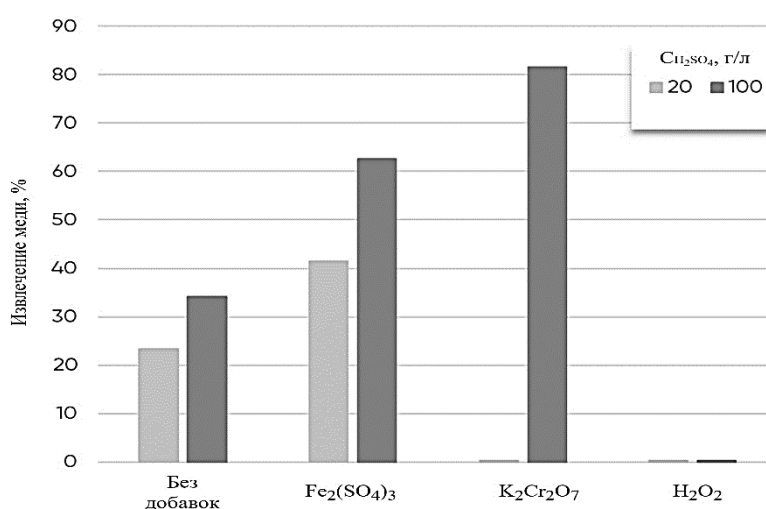


Рисунок - Извлечение меди из шлака в зависимости от окислителей

В результате проведенных исследований установлено, что увеличение концентрации серной кислоты до 100 г/л позволяет увеличить извлечение меди на 10 – 20 %. Выщелачивание меди из плавильного шлака без добавления окислителей не позволяет достичь хороших показателей и при концентрации серной кислоты 100 г/л извлечение меди составило 34,56 %.

Добавление сульфата железа (III) и бихромата калия положительно сказывается на показателях. Извлечение меди в раствор, при концентрации серной кислоты 100 г/л при добавлении сульфата железа (III) возрастает до 62,7 %, а при добавлении бихромата калия – до 81,6 %.

Однако процесс сернокислотного выщелачивания меди из шлака затруднен из-за образования гелей кремниевых кислот во время экспериментов и отстаивания отфильтрованных растворов выщелачивания. При образовании геля в пульпе ее разделение на фазы в процессе фильтрации становится невозможным. Поэтому в экспериментах с использованием в качестве окислителя перекиси водорода не удалось получить результаты.

Задачей исследования стоит поиск способа наиболее полного извлечения меди в раствор выщелачивания, обладающего хорошей фильтрационной способностью.

Исследование процесса выщелачивания меди из плавильного шлака сернокислыми растворами с предварительной кислотной обработкой и последующим выщелачиванием для дегидрирования диоксида кремния и сульфата кальция в осадок проводили на пульпе шлака с содержанием твердого 50 % масс. Объем серной кислоты, добавляемой к пульпе для проведения процессов предварительной кислотной обработки и выщелачивания равен массе сухого шлака. При загущении полученной пульпы необходимо залить объем воды равный массе сухого шлака. Через 1,5 часа после добавления серной кислоты подается вода в трехкратном размере от предыдущей порции. Процесс продолжается еще 30 минут. После чего пульпа фильтруется, и осадок промывается.

По результатам выщелачивания установлено, что данный способ позволяет получить извлечение меди в раствор выщелачивания около 95–99 %.

---

## **INVESTIGATION OF THE PROCESS OF LEACHING OF COPPER FROM SLAG IN SULFURIC ACID SOLUTIONS**

*Kovalevich L.N.*

The results of the process of copper leaching from slag in sulfuric acid solutions in the presence of various oxidizers are presented. It has been shown that gels of silicic acids are formed in the pulp during copper leaching from slag. A method for leaching without the formation of a silicic acid gel is proposed.

---

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ДИНАМИКИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА И УРАНА СЕРНОКИСЛЫМИ ТИОЦИАНАТНЫМИ РАСТВОРАМИ**

*Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М.*

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 тенденцией вовлечения в переработку комплексного минерального сырья, не используя двухстадийную технологию переработки руды. В настоящей работе представлены результаты совместного извлечения золота и урана сернокислыми тиоцианатными растворами из окисленной золотоурановой руды.*

В настоящее время золотоурановые руды перерабатываются с поочередным извлечением золота (цианидом) и урана (серной кислотой) [1, 2] в различных последовательностях. Однако существуют альтернативные цианированию варианты извлечения золота, одним из которых является тиоцианатное выщелачивание [3–5]. Тиоцианатное выщелачивание золота осуществляется в сернокислой среде в условиях сопоставимых с условиями выщелачивания урана [6, 7].

Целью настоящей работы являлось определить возможность и оптимальные параметры совместного извлечения золота и урана из окисленной золотоурановой руды сернокислыми тиоцианатными растворами.

Исследования по сернокислотному тиоцианатному выщелачиванию золота и урана проведены на пробе золотоурановой руды. Основными ценными компонентами в пробе руды является золото, содержание которого составляет  $0,97 \pm 0,24$  г/т и уран – 87,5 г/т.

Содержание  $\text{SiO}_2$  – 63,8 %,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 16,9 %. Массовая доля железа в пробе составляет 4,59 % и оно практически полностью находится в оксидной форме. По содержанию сульфидов проба относится к убогосульфидному типу руд.

Основная масса урана сконцентрирована в первичных минералах – в браннерите ( $\text{U}^{4+}$ ,  $\text{Ca, Y, Ce}(\text{Ti, Fe})_2\text{O}_6 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ) и частично в коффините –  $\text{U}[\text{SiO}_4(\text{OH})_4]$ , что указывает на упорность данной руды, относительно выщелачивания урана.

Исследования по совместному выщелачиванию золота и урана проводили на крупности руды минус 0,071 мм. Изучено влияние концентраций серной кислоты ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ), тиоцианат-иона ( $\text{SCN}^-$ ) и ионов  $\text{Fe}^{3+}$ , а также температуры выщелачивания на растворение золота и урана. Показатель Eh во всех опытах поддерживали на уровне 450-550 мВ добавлением в пульпу  $\text{MnO}_2$ .

На рисунке 1 представлена динамика выщелачивания золота и урана из руды сернокислыми тиоцианатными растворами при различной концентрации кислоты в исходных растворах (от 5 до 30 г/л). Концентрация  $\text{SCN}^-$  и  $\text{Fe}^{3+}$  во всех опытах составляла 0,5 и 1 г/л соответственно. Температура 65 °С, продолжительность 10 ч.

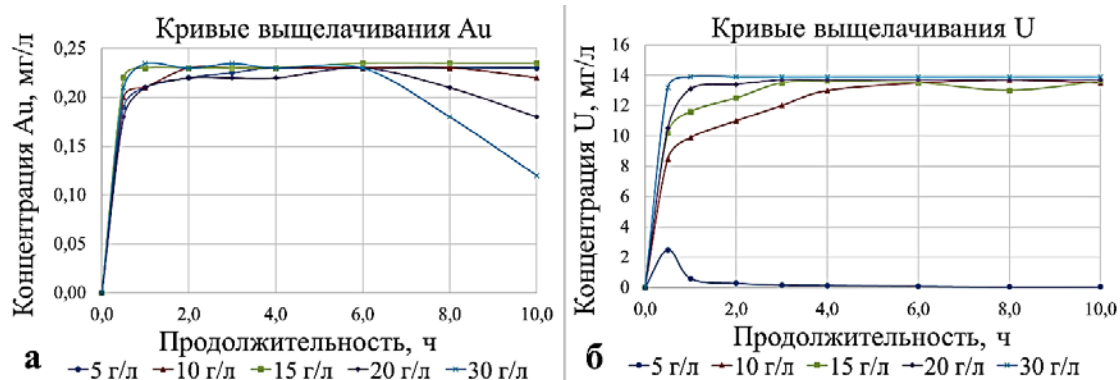


Рисунок 1 – Динамика выщелачивания золота (а) и урана (б) сернокислыми тиоцианатными растворами при различной исходной концентрации серной кислоты

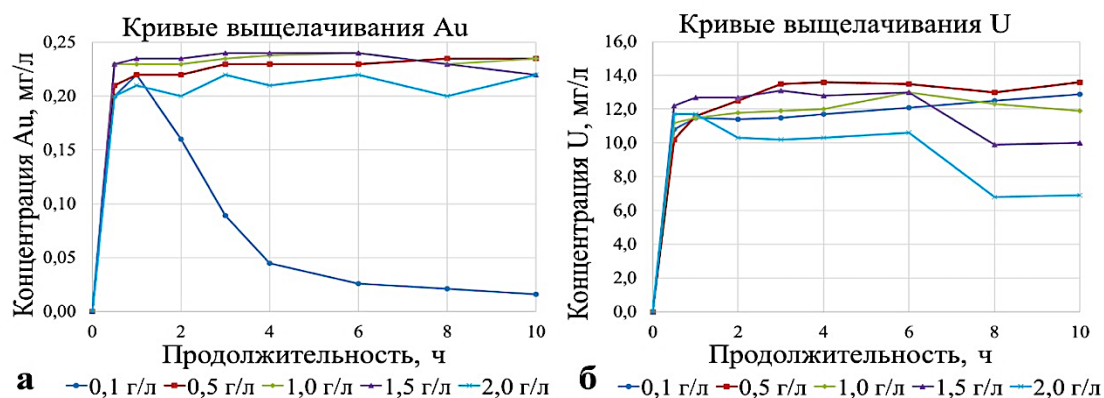


Рисунок 2 – Динамика выщелачивания золота (а) и урана (б) сернокислыми тиоцианатными растворами при различной концентрации тиоцианата

На рисунке 2 представлена динамика выщелачивания золота и урана из руды сернокислыми тиоцианатными растворами при различной концентрации тиоцианата в исходных растворах (от 0,1 до 2 г/л). Концентрация  $\text{H}_2\text{SO}_4$  и  $\text{Fe}^{3+}$  во всех опытах составляла 15 и 1 г/л соответственно. Температура 65 °С, продолжительность 10 ч.

На рисунке 3 представлена динамика выщелачивания золота и урана от концентрации

ионов  $Fe^{3+}$  в выщелачивающем растворе (от 1 до 10 г/л). Концентрация  $H_2SO_4$  и  $SCN^-$  во всех опытах составляла 15 и 0,5 г/л, соответственно. Температура 65 °С, продолжительность 5 ч.

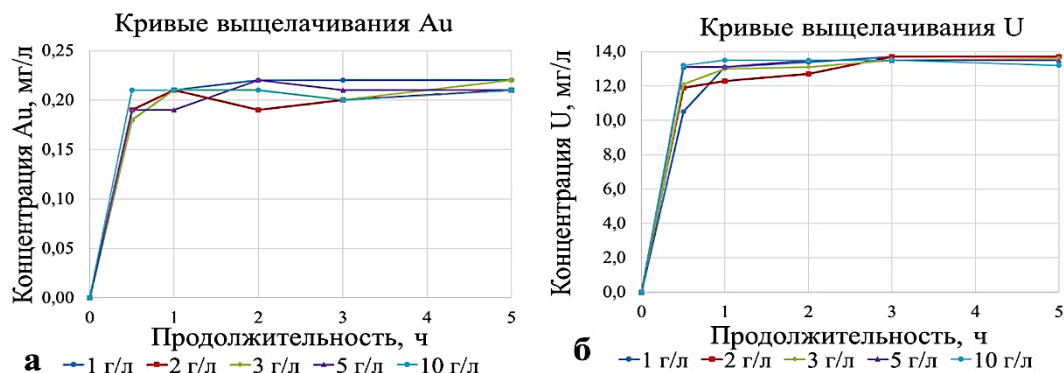


Рисунок 3 – Динамика выщелачивания золота (а) и урана (б) сернокислыми тиоцианатными растворами при различной концентрации ионов  $Fe^{3+}$

На рисунке 4 представлена динамика выщелачивания золота и урана при различных температурах сернокислыми тиоцианатными растворами (25, 45, 65, 85 °С). Концентрация  $H_2SO_4$ ,  $SCN^-$  и  $Fe^{3+}$  во всех опытах составляла 10, 0,5 и 1 г/л, соответственно.

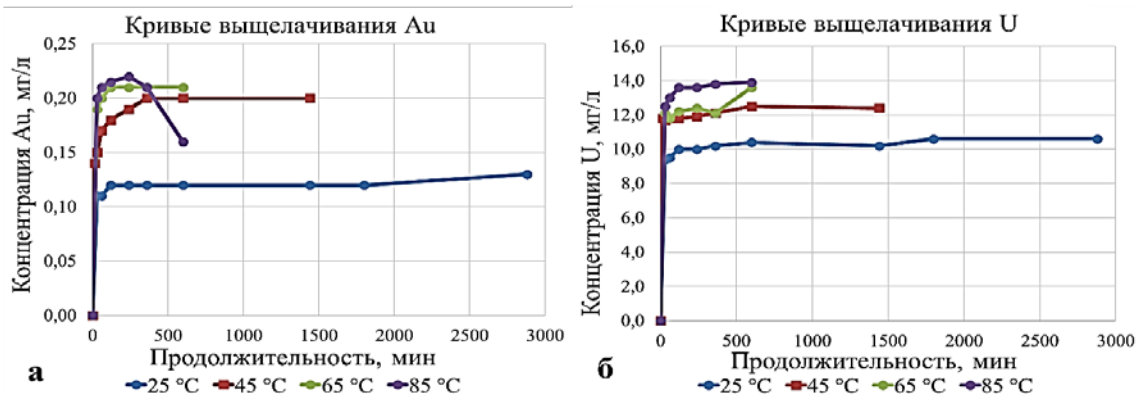


Рисунок 4 – Динамика выщелачивания золота (а) и урана (б) сернокислыми тиоцианатными растворами при различной температуре

По результатам исследований можно сделать вывод, что золото и уран возможно выщелачивать одновременно с использованием сернокислых тиоцианатных растворов. Оптимальными условиями являются: температура 65 °С; начальная концентрация серной кислоты 10-15 г/л; концентрация тиоцианата 0,5 г/л; концентрация ионов  $Fe(III)$  в растворе 1-3 г/л. При данных условиях продолжительность выщелачивания золота составляет 15-30 мин, урана – до 4 часов. Извлечение золота составляет ~85 %, извлечение урана – 68 %.

*Список использованных источников*

1. Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Елифоров А.В. и др. Кучное выщелачивание окисленных золотоурановых руд / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург: УГТУ, 2022. С. 190–194.
2. Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Елифоров А.В. и др. Лабораторные исследования технологии кучного выщелачивания золотоурановых руд / Минерально-сырьевая база алмазов, благородных и цветных металлов – от прогноза к добыче. Сборник тезисов докладов III молодежной научно образовательной конференции. - М.: ЦНИГРИ. 2022. С 229-233.

3. Aylmore, M G, 2016. Alternative Lixiviants to Cyanide for Leaching Gold Ores. / Gold Ore Processing. Project Development and Operations, chapt. 27, p 447–484
  4. 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.
  5. 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(943). С. 37-44.
  6. Fleming, C.A, 1986. A process for the simultaneous recovery of gold and uranium from South African ores gold 100, In: Proceedings of the International Conferences on Gold, Vol. 2. Extractive Metallurgy of Gold, pp 301–319
  7. Ширяева В.В. Разработка технологического режима извлечения золота из комплексных золотоурановых руд с использованием роданидных растворов методом кучного выщелачивания / ГИАБ. – 2012. – № 7. – С. 403-412.
- 

### **DYNAMIC OF GOLD AND URANIUM LEACHING BY SULFURIC ACID THIOCYANATE SOLUTIONS**

*Shipnigav A.A., Epiforov A.V., Sobennikov R.M.*

This work relevance is due to the processing of complex mineral raw materials without of two-stage technology use. This paper describes the results of a joint leaching of gold and uranium by sulfuric acid thiocyanate solutions from oxidized gold-uranium ore.

---

### **СЕЛЕКТИВНОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА И УРАНА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ**

*Собенников Р.М., Епифоров А.В., Шипнигов А.А.*

Иркутский научно-исследовательский институт благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет») г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: rsobenn@gmail.com, epiforov@irgiredmet.ru, shipn.anton@yandex.ru*

*Актуальность работы обусловлена динамично развивающимся прогрессом в области переработки минерального сырья, в частности золотоурановых руд, а также возможностью коллективного извлечения золота и урана с использованием растворителей золота, работающих в сернокислых средах.*

Обычно при переработке золотоурановых руд и концентратов для извлечения урана используют сернокислотное выщелачивание, а для извлечения золота – цианирование [1, 2]. Однако существуют и альтернативные цианированию варианты извлечения золота в сернокислых средах [3], в том числе при переработке золотоурановых руд [3-5]. Выщелачивание золота в сернокислотной среде позволяет коллективно извлекать золото и уран в раствор в одну стадию. Извлечение золота и урана из коллективных сернокислых растворов можно осуществлять по отдельности, селективно, т.к. уран, который обычно из растворов извлекают на ионообменники [6, 7], практически не осаждается на активированные угли [8]. В этой связи исследования по отдельной сорбции золота на активированный уголь и урана на иониты из растворов совместного сернокислотного выщелачивания золотоурановых руд являются весьма актуальными.

Целью настоящих исследований являлось определение принципиальной

возможности селективного извлечения золота и урана из сернокислых растворов выщелачивания золотоурановой руды. Для извлечения золота использовали активированный уголь марки «Norit RO 3515», для извлечения урана сильноосновной макропористый анионит D201.

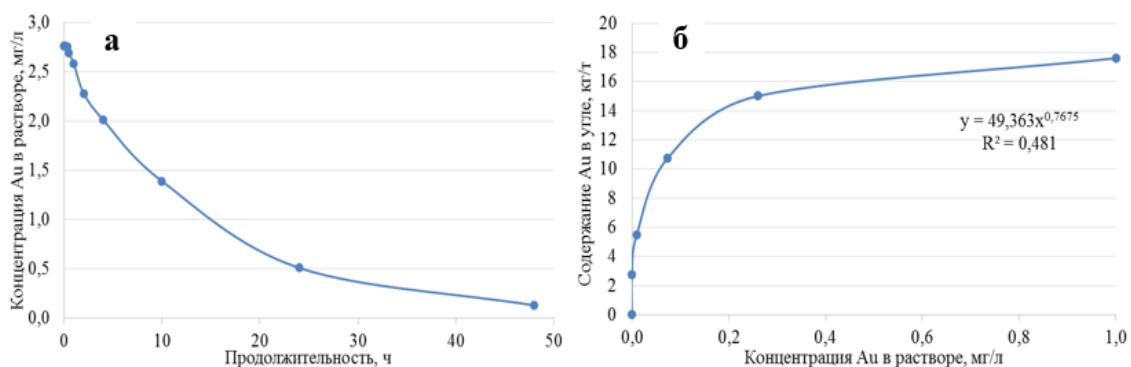
Для проведения исследований использовали раствор, полученный при проведении опытов по выщелачиванию золота и урана в сернокислой среде. В качестве растворителя золота использовали тиоцианат-ион. pH исследуемого раствора составлял 0,8. Ионный состав раствора представлен в таблице.

*Таблица 1 – Ионный состав сернокислого раствора*

Компонент	Концентрация, мг/л	Компонент	Концентрация, мг/л
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	9600	Mg	202
SCN <sup>-</sup>	349	Mo	0,02
Fe <sup>3+</sup>	1120	Mn	1747
Fe <sup>2+</sup>	500	Al	428
Co	2,01	U	10,5
Cu	1,87	Au	1,4
Zn	2,09	Ag	<0,05

Для изучения кинетики сорбции золота на уголь в полученный раствор объемом 500 мл загружали 0,17 г угля и агитировали в бутылочном агитаторе в течение 48 часов с отбором проб для определения концентрации золота. Опыты по построению изотермы сорбции золота на активированный уголь проводили в агитационных условиях в бутылочном агитаторе методом переменных объемов. Для этого в бутылки загружали уголь массой 50 мг, заливали различные объемы раствора и через 72 ч определяли остаточную концентрацию золота в растворе. Емкость угля определяли по разности концентраций в исходном и конечном растворе с учетом объема раствора и массы угля.

Результаты тестов по сорбции золота на уголь представлены на рисунке 1.



*Рисунок 1 – а) кинетика сорбции золота; б) изотерма сорбции золота на уголь*

Показано, что продолжительность сорбции золота составляет не менее 50 ч, а статическая емкость угля по золоту может достигать 15-18 мг/г. Концентрация урана в растворах после сорбции золота не изменялась, что подтверждает инертность углей к ионам уранила в сернокислых средах.

Опыты по сорбции урана из исследуемого раствора проводили после предварительного извлечения золота активированным углем [9]. Результаты опытов

представлены на рисунке 2.

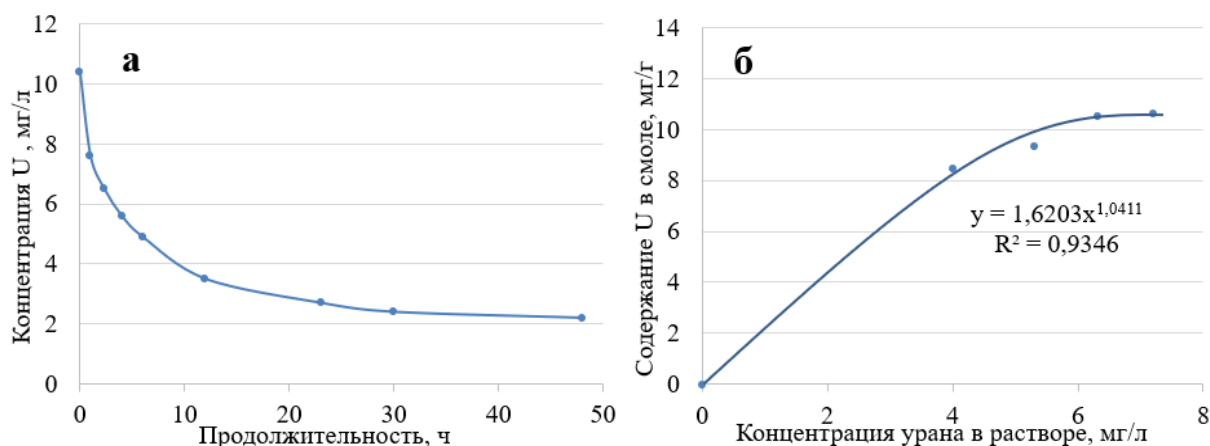


Рисунок 2 – а) кинетика сорбции урана из раствора; б) изотерма сорбции урана

Показано, что продолжительность сорбции урана из исследуемого раствора должна составлять не менее 40 ч. Максимальная емкость смолы D201 по урану составляет 10,6 мг/г при равновесной концентрации урана в растворе более 6 мг/л. Для повышения емкости ионита по урану необходимо растворы перед сорбцией подвергать частичной нейтрализации до pH 1,5-2,5. При этом емкость ионитов может достигать более 50 мг/г [9].

Таким образом, исследованиями показана принципиальная возможность селективной сорбции золота на активированный уголь и урана на ионообменную смолу из сернокислых растворов.

#### Список использованных источников

1. Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Елифоров А.В. и др. Кучное выщелачивание окисленных золотоурановых руд / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVII Международной научно-технической конференции, Екатеринбург: УГГУ, 2022. С. 190–194.
2. Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Елифоров А.В. и др. Лабораторные исследования технологии кучного выщелачивания золотоурановых руд / Минерально-сырьевая база алмазов, благородных и цветных металлов – от прогноза к добыче. Сборник тезисов докладов III молодежной научно образовательной конференции. М.: ЦНИГРИ. 2022. С 229-233.
3. Aylmore M.G. Alternative Lixiviants to Cyanide for Leaching Gold Ores / M. G Aylmore // Gold Ore Processing. Project Development and Operations / M. D. Adams (Eds). – Elsevier, 2016. – Chapt. 27. – P. 447–484.
4. Молоков П.Б., Буйновский А.С., Макаеев Ю.Н. и др. Разработка технологии совместного извлечения урана, золота и редкоземельных металлов из комплексных руд // Ядерная энергетика: технология, безопасность, экология, экономика, управление: сборник научных трудов I Всероссийской научнопрактической конференции молодых атомщиков Сибири. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2010. С 47-48
5. Ширяева В.В. Разработка технологического режима извлечения золота из комплексных золотоурановых руд с использованием роданидных растворов методом кучного выщелачивания // ГИАБ. – 2012. – № 7. – С. 403-412.
6. Ласкорин В.Н. Сорбционное извлечение урана из пульп и растворов // Атомная энергия. 1960. – № 4(9). – С. 286-296.
7. Нестеров В. Ю. Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. – Москва: ОАО «Атомредметзолото», 2007. – 480 с. – ISBN 978-5-94982-039-8
8. Арутюнян Д.Р., Буйновский А.С., Молоков П.Б. Извлечение урана и золота из расворов



выщелачивания комплексных руд // Ядерная энергетика: технология, безопасность, экология, экономика, управление: сборник научных трудов I Всероссийской научно-практической конференции молодых атомщиков Сибири. – Томск: Изд-во Томского политехнического - университета, 2010. С 47-48.

9. Собенников Р. М., Елифоров А. В., Шипнигов А. А. Исследования по сорбции золота и урана из сернокислых растворов, содержащих тиоцианат-ион // Современные технологии производства цветных металлов: материалы Междунар. Науч. Конфер., посвящ. 80-летию С. С. Набойченко, Екатеринбург, УрФУ, 2022. С. 98-104.
- 

## **SELECTIVE RECOVERY OF GOLD AND URANIUM FROM COMPLEX SULFURIC ACID SOLUTIONS**

*Sobennikov R.M., Epiforov A.V., Shipnigov. A.A.*

This teste work is actual due to the processing of mineral raw materials, in particular gold-uranium ores, has high interesting now. The possibility of complex extraction of gold and uranium using non-cyanide gold lixivants in sulfuric acid media is one of perspective them.

---

## **ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКАЯ ХЛОРИНАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ**

*Шевченко А.С.<sup>1</sup>, Морозов Ю.П.<sup>1</sup>, Вальцева А.И.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> ФГБОУ ВО Уральский государственный горный университет,  
г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: tails2002@inbox.ru  
<sup>2</sup> ФГБОУ ВО Уральский Федеральный Университет, г. Екатеринбург,  
Российская Федерация, e-mail: Alex-Liga@yandex.ru

*В данной статье рассматривается комплексная технология переработки обогащения хвостов, которая включает в себя несколько технологических операций. В ходе экспериментов было подтверждено, что данная технология обеспечивает высокие показатели рекуперации, а также является экологически безопасной.*

Переработка хвостов флотационного обогащения является важной экологической задачей, решение которой требует разработки комплексной технологии, объединяющей различные технологические процессы [1].

Лежалые хвосты относятся к техногенным продуктам, представляющим опасность для флоры и фауны конкретного региона вследствие возможной дефляции тонкодисперсных частиц и последующего их попадания в естественные воздушные и водные бассейны. Развитие технологий позволяет заниматься глубокой переработкой лежалых хвостов обогатительных фабрик с дальнейшим извлечением ценных компонентов, что представляется авторами важным аспектом с учетом обеднения по содержанию металлов многих месторождений [2]. Разработка комплексных технологий переработки позволит не только улучшить экологическую обстановку и снизить нагрузку на окружающую среду, но и может рассматриваться как ресурсосберегающая технология. Комплексная технология состоит из нескольких процессов, показанных на рисунке 1.

В схеме комплексной переработки первым технологическим процессом является сернокислотное выщелачивание, проводимое при концентрации серной кислоты – 5%. При данном процессе извлечение меди в раствор составило 88,5 %, а извлечение цинка в



раствор составило 91,61 %.



Рисунок 1 - Схема комплексной технологии переработки хвостов флотационного обогащения

Особое место в комплексной технологии переработки занимает электрохимическая хлоринация, метод, который можно рассматривать как получение хлорсодержащих растворителей путем электролиза раствора хлорида натрия в зоне растворения руды. Для проведения экспериментальной части исследований был выбран диафрагменный электролизер, в анодной камере которого были размещены размешивающий механизм и графитовые электроды, а в катодной камере – железные катоды.

Исходный состав навесок по 500 граммов содержал: кварц – 45 %; пирит – 38 %; халькопирит – 0,42 %; сульфаты железа – 3,04 %; сульфаты меди – 0,20 %; полевые шпаты – 2,20 %; гипс – 4,70 %; кальцит – 0,10 %; п.п.п. – 5,78 %.

В целях определения оптимальной конструкции электрохлоринатора были проведены эксперименты с тремя разными конструкциями устройств с различным расположением электродов. Агитационная электрохимическая хлоринация производилась на установке, которая состояла из емкости, поделенную на анодную и катодную части диафрагмой. В анодной части размещены мешалка и графитовые аноды, в катодной – железные катоды. В электрохлоринатор заливали раствор NaCl, в анодную камеру засыпали навеску пиритных хвостов, проводили электролиз раствора NaCl с одновременным перемешиванием пульпы в анодной камере. По окончании процесса твердую фазу из анодной камеры фильтровали, промывали водой, сушили, взвешивали и направляли на пробирный анализ. Эксперименты проводили при токе 1 и 2 А, при концентрации раствора NaCl 25 и 50 г/л и продолжительности процесса 2,4,6 часов. В ходе экспериментов было выяснено, что оптимальное извлечение золота в раствор (72 %) происходило при концентрации раствора NaCl 50 г/л при продолжительности эксперимента 6 часов и силе тока 2 А.

Перколяционная электрохимическая хлоринация проводилась на установке, которая включала в себя сорбционную колонку, емкости для растворения хлорида натрия и продуктивного раствора.

Перколяционный электрохлоринатор был выполнен в форме цилиндра с

фильтровальной перегородкой, внутри корпуса установлены электроды и навеска руды. Сорбционная колонка состояла из корпуса с фильтровальной перегородкой, которая была заполнена сорбентом. После загрузки навески руды непрерывно подавался раствор NaCl, на электроды подавался ток. Раствор через фильтровальную перегородку самотеком направлялся в сорбционную колонку, из которой через фильтровальную перегородку самотеком направлялся в емкость продуктивного раствора. Таким образом, процесс электрохимической хлоринации осуществлялся при постоянной циркуляции продуктивного раствора с добавлением раствора хлорида натрия. Напряжение на электродах устанавливали в диапазоне 6–8 В, сила тока составляла 3 А, продолжительность электрохлоринации – 2, 4, 6 часов. В ходе экспериментов было установлено, что бездиафрагменная электрохлоринация обеспечивает при оптимальной продолжительности процесса 6 часов извлечение золота в раствор более 57 %.

Бездиафрагменная перколяционная электрохлоринация выполнялась на установке, которая включала в себя корпус с установленным внутри графитовым анодом, в донной части был установлен перфорированный катод с установленной на поверхности диафрагмой. Корпус в нижней части был соединен с приемником продуктивного раствора, в верхней части был установлен патрубок для выпуска катодных газов. Сверху корпус соединен с приемником анодных газов, соединенных с помощью воздуховода с емкостями для растворения анодных газов. Для подачи раствора NaCl в корпусе установки предусматривался расходный бак. Исходная навеска помещалась внутрь корпуса, их расходного бачка раствор NaCl подавался внутрь корпуса, в то время как на электроды подавался постоянный ток. На аноде протекали анодные процессы образования хлорсодержащих растворяющих реагентов, которые в свою очередь активно взаимодействовали с частицами обрабатываемого материала. Продукты анодной обработки через диафрагму и перфорированный катод самотеком направлялись в приемник продуктивного раствора. Анодные газы собирались в приемнике и через воздуховоды поступали в емкости для растворения, катодные газы удалялись через патрубок.

В процессе опыта поддерживали напряжение на электродах 8 – 10 В. По окончании опыта кек из анодной камеры корпуса промывали, сушили, взвешивали и направляли на анализы на медь, цинк, железо, золото и серебро. Продолжительность электрохлоринации была переменным фактором и изменялась в пределах от 4 до 8 часов. Установлено, что электрохимическая хлоринация исходных хвостов обеспечивает извлечение в раствор меди 50-54 %, извлечение в раствор цинка – 48-52 %. Исходя из полученных данных, можно сделать вывод, что оптимальные показатели были получены с помощью перколяционной диафрагменной установки. В результате экспериментов было установлено, что электрохимическая хлоринация хвостов обеспечивает извлечение в раствор меди 94,47 %, извлечение в раствор цинка – 93,42 %, золота – 63,71 %.

В ходе разработки комплексной технологии было проведено исследование избирательного осаждения железа и меди из сульфатных растворов. Само явление избирательности осаждения обуславливается тем, что ионы различных металлов имеют свои значения рН гидратообразования, а сами значения данного процесса существенно различаются для меди и цинка, что является предпосылкой для их раздельного осаждения при повышении рН продуктивных растворов, о чем свидетельствуют кривые на рисунке 2.

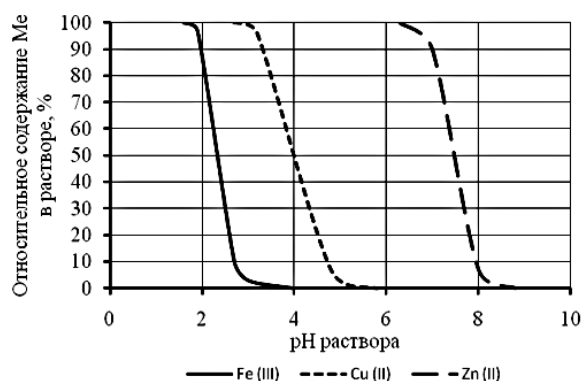


Рисунок 2 - Селективность осаждения металлов из раствора

Проведенные исследования показывают, что при увеличении pH раствора до 7 медь и железо осаждаются практически полностью. Суммарное извлечение меди из раствора составило 98,85 %, железа – 99,77 %. С увеличением pH наблюдается соосаждение металлов. Так, при pH = 3,95 получен осадок, содержащий 4,12 % меди и 37,81 % железа при извлечении в него меди 33,48 %, железа – 7,94 %. Трёхвалентное железо при pH = 3,01 извлекается на 81,12 % из раствора, при этом массовая доля железа в осадке составила 45,7 %. Таким образом установлено, что оптимальные значения pH раствора для максимального извлечения меди в осадок находятся в диапазоне от 4 до 7.

Заключительной технологической операцией являлась сорбция золота и серебра из продуктивных растворов на активированный уголь, результаты которой представлены в таблице.

Таблица - Результаты сорбции золота и серебра из раствора на активированный уголь

Металл	Извлечение (%) на уголь при продолжительности электрохимической хлоринации, ч			
	6	12	18	24
Золото	24,13	50,54	66,96	81,17
Серебро	9,12	25,03	41,94	59,26

Полученные данные подтверждают перспективность данной технологии и необходимость дальнейшего развития электрохимических методов для переработки техногенных отходов.

#### Список использованных источников

1. Морозов Ю.П., Евграфова Е.Л., Киселёв М.Ю. Исследование возможностей извлечения золота из руд и продуктов обогащения обогатительной фабрики Берёзовского рудоуправления методом электрохимической хлоринации: отчёт по НИР ООО «Таилс Ко». – Екатеринбург, – 2008 г. – 55 с.
2. Колтунов А.В. Гидрохимические методы обогащения полезных ископаемых. Выщелачивание руд: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2016. – 148 с.

## ELECTROCHEMICAL CHLORINATION IN TECHNOLOGIES OF COMPLEX PROCESSING OF TAILINGS OF FLOTATION ENRICHMENT

*Shevchenko A.S., Morozov Yu.P., Valtseva A.I.*

This article discusses a complex technology for processing enrichment tailings, which includes several technological operations. During the experiments, it was confirmed that this technology provides high recovery rates and is also environmentally safe.

## **ТЕХНОЛОГИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СУРЬМЫ, ЗОЛОТА ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ КОНЦЕНТРАТА И ЭЛЕКТРОЛИЗА РАСТВОРА**

*Соложенкин П.М., Кушаков Ш.Т., Кузнецова И.Н.*

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

*Разработаны условия разделения сурьмы от золота путем выщелачивания и электролиза, рафинирование черновой сурьмы и ее возгонки в виде триоксида сурьмы. Сплав СЗСС с определенным количеством Au разливается в аноды и направляется на получение катодной сурьмы, золотосодержащего шлама. Шлам направляется на получение лигатурного золота.*

В настоящее время уголь - сорбционную технологию используют на ряде российских предприятия с электролизом растворов после десорбции золота. Извлечения металла осложняется в присутствии другого ценного металла, например, сурьмы.

В статье рассматривается возможность выделения селективных металлов, отдельно сурьму и золото. Технологический процесс включает предварительно сульфидно-щелочное выщелачивания концентрата и электролиз, полученных растворов, при установленных параметрах. Известно, что в данном растворителе растворяется сурьма, а также золото в виде комплексов золота с серой. Применяя Фарадея законы оценим время, необходимое для выделения 10,0 г золота, содержащего ионы трехвалентного золота ( $Au^{3+}$ ) при пропускании через него постоянного тока силой 0,5 А.

$$Au \ 65,7=196,9665/3=65,6597 ; Sb \ 40,58=121,75/3=40,58.$$

$$10,0 \text{ г}/65,7 \text{ г.экв.} \cdot 96490/0.5 \text{ Кл/с} = 29400 \text{ с}$$

$$Sb \ 10,0 \text{ г}/40,58 \text{ г.экв.} \cdot 96490/0.5 \text{ Кл/с} = 47555,55 \text{ с}$$

10.0 г золота можно выделить за 29400 с, а 10,0 г сурьмы только за 47555,55 с. т.е. в начале будет выделяться Au. При электролизе золото вместе с сурьмой осаждается на катоде. Золото предпочтительно осаждается на катоде, чем сурьма.

При сульфидно- щелочном выщелачивании концентрата по реакции:

$2Au + 4Na_2S + 1/2O_2 + H_2O = 2Na_3AuS_2 + 2NaOH$  образуется соединение  $Na_3 AuS_2$ , которое беспрепятственно восстанавливается на катоде.

Теоретически выявлена природа потерь золота при сульфидно-щелочном процессе. Рассчитано взаимодействие золота в этих растворах с возможным образованием различных комплексов золота (KAu) типа: гидросульфидные KAu  $Na_3AuS_4O_6$ , тиосульфатные KAu  $Na_3AuS_4O_6$ , антимонатные и арсенатные KAu, тритиостабит(III), тритиоарсенат(III).

*Схемы цепи аппаратов выщелачивания флотоконцентрата и электролиз раствора*

Флотоконцентрат поступает в гидрометаллургический цех со склада во многоразовых металлических контейнерах. Из контейнеров концентрат с помощью мостового крана перегружается в бункера загрузочного комплекса.

Из бункеров комплекса концентрат по ленточному весоизмерителю загружается в приемный репульпатор. В репульпатор подается растворитель – оборотный электролит с отделения основного электролиза в количестве, соответствующем технологически принятому Т:Ж. Репульпатор оснащен перемешивающим устройством, водяной рубашкой обогрева, приборами контроля температуры пульпы. В репульпаторе сульфатный концентрат предварительно смешивается с растворителем, пульпа подогревается до

температуры 85-90 °С. Разогретая пульпа насосом перекачивается в реактор выщелачивания. Продолжительность выщелачивания составляет 1 час. Из реактора пульпа насосом перекачивается в сгуститель.

Верхний слив сгустителя самотеком стекает в бак нефильтрованных растворов, из которого насосом подается на контрольную фильтрацию на рамный фильтр-пресс.

С рамного фильтр-пресса фильтрат стекает в бак готового раствора, из него раствор насосом подается в напорный бак. В напорный бак загружается каустическая сода в количестве, обеспечивающем его заданное технологическое содержание в растворе для электролиза (60-70 г/дм<sup>3</sup>). Нижний слив сгустителя подлежит фильтрации на дисковом фильтр-прессе, после чего кек направляется на сорбционное выщелачивание в цианистых растворах, десорбцию, электролиз (получение катодного золотого осадка), осадка, плавку катодного осадка с получением лигатурного золота. В кекке остается 80-85 % золота от исходного во флотоконцентрате.

С напорного бака готовый раствор под статическим давлением с заданной скоростью (15-25 л/мин) поступает на электролизные ванны обеззолочивания. Назначение электролиза обеззолочивания – осаждение на катоде основного количества золота. В катодный осадок удаётся извлечь 90 % золота от исходного в растворе, при этом сурьмы в катодный осадок извлекается всего 10 % от исходного в растворе. Раствор обедняется по содержанию золота с 2-4 мг/дм<sup>3</sup> до 0,2-0,3 мг/дм<sup>3</sup>. Катодная сурьма с ванн обеззолочивания содержит золота 200-350г/т. Данный металл направляется на огневое рафинирование в отражательную печь с получением металлической сурьмы СУ0 с высоким содержанием золота.

Полученные промпродукты - рафинировочные шлаки и содержащие сурьму пыли направляются на повторную переплавку. Металлическая сурьма (СУ0) перерабатывается в электропечах с получением товарного триоксида сурьмы, сурьмянистого золотосодержащего сплав (СЗСС). СЗСС содержит золота 10000-20000 г/т, направляется на отливку анодов в плавильной печи. Аноды далее подвергаются электролитическому рафинированию в кислых сульфат-аммиакатных растворах с получением чистой от примесей катодной сурьмы (ванны электролиза и золотосодержащего шлама). Катодная сурьма направляется на получение сурьмы высших марок. Золотосодержащий шлам на получение лигатурного золота и на аффинаж.

Обеззолоченный раствор с электролизных ванн обеззолочивания стекает в сборный бак, из которого насосом подается в напорный бак основного электролиза. 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/дм<sup>3</sup>.

Периодически часть растворов, по мере накопления в нем балластных солей, выводится на электролиз обеднения по сурьме, напорный бак ванны обеднения. Растворы обедняются до содержания сурьмы менее 3 г/дм<sup>3</sup>, выводятся на обезвреживание и складирование, сборный бак, насос.

Катодная сурьма, полученная на основном электролизе и электролизе обеднения, содержит золота менее 3 г/т, она направляется на огневое рафинирование в отражательных печах с получением товарной металлической сурьмы СУ0. Промпродукты – рафшлаки и пыли направляются в оборотную переплавку.

*Список использованных источников*

1. Соложенкин П.М. Проблемы технологии обогащения и переработки стратегического висмутсодержащего сырья /под ред. акад. РАН Чантурия В.А. – М.: ООО «Научтехлитиздат», 2020. -156.с.
- 

**THE TECHNOLOGY RECOVERY ANTIMONY AND GOLG AT LEACHING  
CONSENTRATE AN ELECTROLIZE COUPANDES**

*Solozhenkin P.M., Kuchakov Ch.T., Kuznetsova I.N.*

The conditions of division of antimony from gold are developed by leaching and electrolyze, ratify antimony and her dissolve as truokcuda of antimony, the alloy with determined by amount gold is anodes is directed on reception of antimony and chlame, chlame transport resived ligatyrnoe gold

---

**РАЗРАБОТКА РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ ОПТИМАЛЬНОГО  
ТЕПЛОВОГО РЕЖИМА ПРИ КУЧНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ЗОЛОТА В  
УСЛОВИЯХ КРИОЛИТОЗОНЫ**

*Каймонов М.В.*

ФГБУН Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения  
РАН» Института горного дела Севера им. Н.В. Черского СО РАН,  
г. Якутск, Российская Федерация, e-mail: [gtf@igds.ysn.ru](mailto:gtf@igds.ysn.ru)

*Рассматриваются вопросы продления периода кучного выщелачивания золота в зоне распространения многолетней мерзлоты. Разработана математическая модель и проведены многовариантные расчёты по прогнозу теплового режима рудного штабеля в процессе выщелачивания золота в различные периоды года.*

Характерной чертой развития производства драгоценных металлов в настоящее время является «продвижение» предприятий кучного выщелачивания в восточные и северные регионы Российской Федерации в зоны всё более сурового климата.

Широкое внедрение технологии кучного выщелачивания на российских месторождениях осложняется суровыми климатическими условиями. Простой перенос «типовых» решений, принятых в ведущих золотодобывающих странах, на российскую почву показал их недостаточную эффективность, а в ряде случаев и полную непригодность [1-9].

Были проведены вычислительные эксперименты по прогнозу температурного режима в штабеле золотороссыпных техногенных геоматериалов и его основании при кучном выщелачивании (КВ) золота при следующих условиях: район ведения работ по КВ золота: Северо-Восток Республики Саха (Якутия); штабель представляет собой лежащую призму трапециевидного сечения, высота – 6 м, ширина нижнего основания – 12 м, ширина верхнего основания – 10 м, длина - 100 м; температура выщелачивающего раствора не менее +10°C (производится подогрев раствора при понижении наружного воздуха до указанного значения); плотность орошения 10 л/(м<sup>2</sup>·ч); скорость фильтрации раствора в штабеле 0,5 м/сут; период выщелачивания 120 дней (4 месяца).

На рисунке 1 представлены графики распределения температур геоматериалов по центральному вертикальному поперечному сечению штабеля и его основанию на дату

завершения процесса выщелачивания при отсутствии теплоизоляции верхней и боковой поверхностей и основания штабеля.

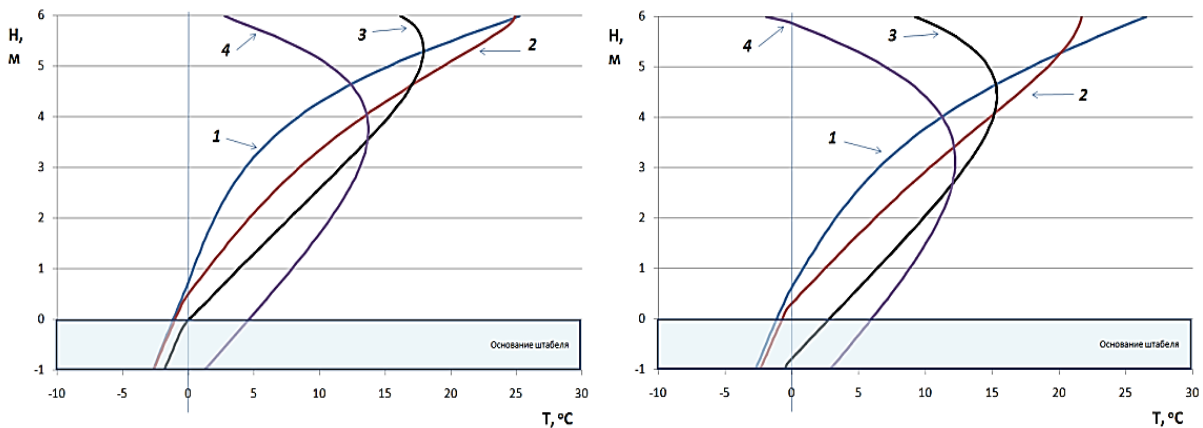


Рисунок 1 - Графики распределения температур геоматериалов по центральному вертикальному сечению штабеля и его основанию на дату завершения процесса выщелачивания (01 и 15 число каждого месяца:

1 – июль; 2 – август; 3 – сентябрь; 4 – октябрь) при отсутствии теплоизоляции поверхности и основания штабеля

Согласно расчётам, формирование штабелей без теплоизоляции их поверхностей и основания целесообразно проводить в мае и июне. В данном случае на весь период процесса выщелачивания (4 месяца) в штабеле сохраняются положительные температуры и, соответственно, потери по температурному фактору будут равны нулю. В случае формирования штабелей ранней весной (в марте и апреле) они будут промерзать со стороны основания, а во второй половине лета (в июле и августе) – будут промерзать на значительную глубину со стороны дневной поверхности в осеннее время.

Таким образом, в указанные даты формирование штабелей без теплоизоляции поверхности и основания, согласно расчётам, нецелесообразно, т.к. процесс промораживания пород штабеля становится необратимым, не управляемым и приводит к существенным потерям.

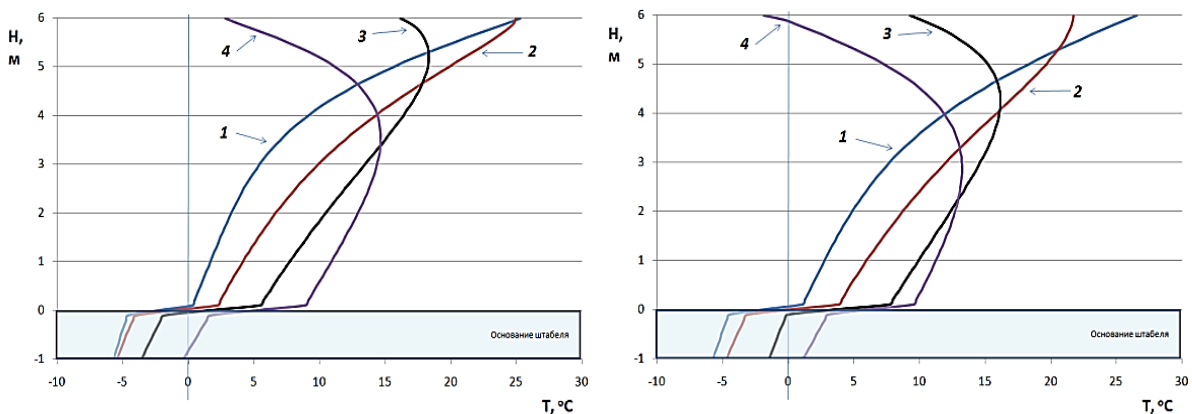


Рисунок 2 - Графики распределения температур геоматериалов по центральному вертикальному сечению штабеля и его основанию на дату завершения процесса выщелачивания (01, 15 число каждого месяца:

1 – июль; 2 – август; 3 – сентябрь; 4 – октябрь) при отсутствии теплоизоляции поверхности и наличия теплоизоляции основания штабеля пенополистиролом толщиной  $h_{изосн} = 0.1$  м

На рисунке 2 представлены графики распределения температур геоматериалов по центральному поперечному вертикальному сечению штабеля и его основанию на дату завершения процесса выщелачивания при отсутствии теплоизоляции поверхности и наличия теплоизоляции основания штабеля пенополистиролом толщиной  $h_{изосн} = 0,1$  м и  $0,2$  м, соответственно. Как показывают расчёты, наличие теплоизоляции поверхности штабеля позволяет продлить период выщелачивания до начала декабря. Как показывают расчёты, выщелачивание в декабре-феврале при теплоизоляции пенополистиролом толщиной  $h_{изосн} = 0,1$  м и  $0,2$  м представляется неэффективным.

Для поддержания оптимальных температур в теле штабеля, не препятствующих процессу выщелачивания золота, необходимо либо существенное наращивание толщины теплоизоляции поверхности, либо подогрев тела штабеля, например, способами, предложенными ИГДС СО РАН [10-12].

#### *Список использованных источников*

1. Игнатов А.А. Физико-химические процессы горного производства (математические модели выщелачивания руд и оттаивания мёрзлых пород). – М.: Наука, 1986. – 96 с.
2. Хабиров В.В., Забельский В.К., Воробьёв А.Е. Прогрессивные технологии добычи и переработки золотосодержащего сырья. – М.: Недра, 1994. – 268 с.
3. Татауров С.Б. Трансформация и переработка золотосодержащего сырья в криолитозоне. – М.: Издательство "Горная книга", 2008. – 318 с.
4. Татаринцов С.М., Хомутов А.В., Косяков О.В. и др. Применение кучного выщелачивания золота в условиях Крайнего Севера // Цветные металлы. – 2010. – № 11. – С. 44-45.
5. Ковалёв В.Н., Муслимов Б.А., Клепиков А.С. Математическое моделирование кучного выщелачивания золота в зонах многолетней мерзлоты // Горный журнал. 2013. № 7. С. 37-40.
6. Попов В.И., Каймонов М.В. Определение оптимальных параметров процесса выщелачивания в рудном штабеле при отрицательных температурах окружающей среды // ГИАБ. – 2017. – № 11 (специальный выпуск 24). – С. 292-298.
7. Каймонов М.В. Управление тепловым режимом рудного штабеля при кучном выщелачивании золота в условиях криолитозоны // Актуальные вопросы теплофизики, энергетики и гидрогазодинамики в условиях Арктики: тезисы Всероссийской научно-практической конференции с международным участием, посвященной 85-летию со дня рождения заслуженного деятеля науки РФ и ЯАССР, д. т. н., профессора Э. А. Бондарева, Якутск, 12–17 июля 2021 г. – Киров: Изд-во "Межрегиональный центр инновационных технологий в образовании", 2021. – С. 130-132.
8. Киселев В.В., Каймонов М.В., Попов В.И. Перспективные направления подземного выщелачивания золота в россыпных шахтах криолитозоны // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № 12. – С. 177-184.
9. Каймонов М.В. Прогноз теплового режима рудного штабеля при кучном выщелачивании золота в условиях криолитозоны // В сборнике: Геология и минерально-сырьевые ресурсы Северо-Востока России. Материалы XI Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Отв. редактор В.Ю. Фридовский. Якутск, 2021. – С. 472-474.
10. Патент 2770575 РФ: Способ кучного выщелачивания золота из техногенного золотосодержащего геоматериала в условиях криолитозоны. М.В. Каймонов, В.В. Киселёв; заявитель и патентообладатель ФГБУН ФИЦ "Якутский научный центр СО РАН". публ. 18.04.2022, Бюл. № 11.
11. Патент 2728047 РФ: Способ кучного выщелачивания золота из бедных руд в условиях криолитозоны /М.В. Каймонов, В.В. Киселёв, В.И. Попов; опубл. 28.07.2020, Бюл. № 22.
12. Патент 2678277 РФ: Экогеотехнологический способ вторичной подземной обработки остаточно-целиковых глубокопогребённых золотороссыпных месторождений криолитозоны /В.В. Киселёв, М.В. Каймонов, В.И. Попов; опубл. 24.01.2019, Бюл. № 3.



## DEVELOPMENT OF RECOMMENDATIONS FOR ENSURING THE OPTIMAL THERMAL CONDITION DURING GOLD HEAP LEACHING UNDER THE CONDITIONS OF PERMAFROST

*Kaimonov M.V.*

The issues of extending the period of heap leaching of gold in the area of permafrost are considered. A mathematical model has been developed and multivariate calculations have been carried out to predict the thermal regime of the ore stack in the process of gold leaching in different periods of the year.

---

## ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РАЗРАБОТКИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ, ПОРАЖЁННОГО ДРЕВЕСНЫМИ ОТХОДАМИ

*Мязин В.П.<sup>1,2</sup>, Петухова И.И.<sup>1</sup>, Соколова Е.С.<sup>1</sup>, Лапоноз В.В.<sup>1</sup>*

<sup>1</sup> Забайкальский государственный университет, г. Чита, Россия,

<sup>2</sup> Читинский филиал Института горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН,  
г. Чита, Россия, e-mail: [myazinvpchita@mail.ru](mailto:myazinvpchita@mail.ru)

*Отражены патентозащищённые технологические линии глубокой переработки техногенных минеральных ресурсов для вовлечения их в эффективную переработку с учётом поражения древесными отходами при ведении подземных горных работ.*

В связи с экономическими и экологическими вызовами последующих лет, стоящими перед горнодобывающей и перерабатывающей отраслями, в эксплуатацию всё в большей степени вовлекаются техногенные образования минеральных веществ на поверхности Земли и в горных выработках, образовавшихся в результате их отделения от массива и складирования в виде отходов горного, обоганительного, металлургических и других производств [1].

Особенностью вещественного состава техногенных отходов, образованных при проведении горных работ, является наличие в них крупных и мелких фрагментов крепёжного леса и труднопромывистых вмещающих глин. Это обусловлено тем, что деревянная крепь в виде рудничных стоек, подэтажными штреками и магазинированием руды широко применялась для крепления горных выработок, очистного пространства при разработке маломощных месторождений. На участках с неустойчивыми рудами и вмещающими глинистыми породами широко использовалось сплошное деревянное срубное крепление.

Впервые отрицательное влияние включений древесных отходов в техногенном сырье на снижение эффективности гидрометаллургической технологии извлечения ценных компонентов было показано отечественными и зарубежными исследователями на объектах геотехнологической переработки урановых и золотосодержащих руд [2, 3]. Например, широкое использование метода кучного выщелачивания ценных компонентов из техногенного сырья, поражённого древесными включениями, ведёт (по данным практики) к снижению порового пространства между кусками заскладированной руды в формируемом штабеле. Этим, в первую очередь, обусловлено появление мёртвых зон в штабеле, что снижает коэффициент фильтрации и ведёт к дополнительным технологическим потерям. Наличие в выделенных продуктивных растворах

размельчённой древесной щепы снижает производительность гидromеталлургических установок из-за периодической остановки сорбционных колонн для чистки сеток. Кроме того, насыщение массопотока мелкой фракцией древесной щепы увеличивает расход реагента на десорбцию и регенерацию сорбента. Однако, системного обобщения потерь ценного компонента, связанного с включениями древесных отходов в техногенном сырье, до сих пор не проводилось.

Анализ существующих базовых технологий гидromеталлургической переработки техногенного сырья (по данным практики и информационных источников) показывает необходимость в дальнейшей разработке специальных приёмов, операций и эффективных технологических схем, направленных на предварительное удаление из техногенных образований крупных фрагментов крепёжного леса и древесной щепы.

По результатам выполненных патентных исследований, технических решений, связанных с данной проблемой, выявлено весьма незначительное количество патентов и полезных моделей. Причем, в большинстве это касается лишь устройств удаления древесной щепы из зумпфов и гидрошахт, сливов классификаторов. Количество запатентованных технических решений в виде технологических линий, как в России, так и за рубежом, незначительно и поэтому требует дальнейших глубоких проработок и исследований. В этой связи пришлось прибегнуть к ранее разработанной концепции использования сложного техногенного минерального сырья в процессах переработки, ранее накопленного на объектах россыпной золотодобычи [4].

Основываясь на известных научных разработках, выбранных из сформированного банка данных по результатам патентных исследований, предложены три новых технических решения, из которых, один приходится на способ и два - на инновационные технологические линии [5, 6, 7]. Рефераты формул полученных изобретений приведены ниже.

Главной особенностью предложенных технических решений является – предварительный вывод в голову технологического процесса крупных фрагментов крепёжного леса, а затем последующее удаление древесной щепы по ходу транспортирования массопотока в обогатительных аппаратах и модулях гидromеталлургической переработки продуктивного раствора. При этом используется новое техническое решение - устройство по выделению щепы.

Патентозащищённый способ кучного выщелачивания золота из техногенного минерального сырья, поражённого древесными отходами, включает следующие основные операции:

- дробление, измельчение и грохочение продуктов;
- выделение и удаление древесной щепы;
- формирование штабеля и сооружение системы орошения;
- выщелачивание золота;
- сбор продуктивного раствора и последующее выделение из него сорбцией ценного компонента.

Аппаратурное оформление способа кучного выщелачивания золота из техногенного сырья предусматривает первоначальное использование процессов грохочения и промывки сырья в барабанном грохоте с удалением в отвал ленточным транспортёром крупных фрагментов крепёжного леса, а подрешётный продукт грохочения подвергают дальнейшей

агломерации. Окомкованную минеральную массу выдерживают для затвердевания окатышей, после чего производят укладывание окатышей в штабель. Использование предложенного способа позволяет повысить извлечение золота до 6 %.

Технологические линии устройств и аппаратов по удалению древесных остатков и щепы при переработке техногенного минерального сырья включают: загрузочные и транспортирующие устройства; промывочный барабанный грохот с просеивающей поверхностью; гравитационный узел выделения свободного золота; направляющий лоток продуктов грохочения; дробильно-измельчительный комплекс; приёмник измельчённых продуктов; измельчительно-классифицирующий модуль; модуль сгущения; модуль сорбционного цианирования; модуль десорбции золота с насыщенного сорбента; модуль регенерации сорбента; модуль вторичного концентрирования золота; модуль электролиза золотосодержащих растворов; модуль кучного выщелачивания, хвостохранилище; средство транспортирования осветлённой жидкой фазы; средство транспортирования продуктивного раствора; тонкослойный сгуститель и система оборотного водоснабжения; устройство для выделения древесной щепы.

Особенностью технологической линии переработки техногенного золотосодержащего сырья с включениями древесных отходов (патент № 2763829) является связь средств транспортирования отвалных хвостов с модулем кучного выщелачивания, а выход тонкослойного сгустителя связан средствами транспортировки слива со входом в дезинтегрирующе-транспортирующий модуль. Линия также дополнительно снабжена устройством выделения из пульпы древесной щепы, установленным перед модулем кучного выщелачивания. Устройство для выделения щепы (патент № 2708297) позволяет существенно выделить из гидропотока обогащения ценного компонента включения древесных отходов, не нарушая технологического процесса, и может быть легко реализовано на практике.

Таким образом, предложенные инновационные разработки по повышению эффективности выщелачивания ценных компонентов из техногенного сырья, поражённого древесными отходами, позволяет осуществлять предварительное удаление крупных фрагментов в голове технологического процесса, а древесной щепы – из транспортирующих массопотоков по ходу осуществления основных процессов в линиях переработки минерального сырья.

Патентозащищённые технические решения, в первую очередь, направлены на снижение технологических потерь гидromеталлургической технологии извлечения ценного компонента при вовлечении в переработку техногенных месторождений, содержащих древесные отходы крепёжного леса.

*Список использованных источников:*

1. Горная энциклопедия. – М.: Сов. энциклопедия. Т.5. 1991. С.140-141.
2. Барченков В.В. Технология гидromеталлургической переработки золотосодержащих флотоконцентратов с применением активных углей. – Чита: Поиск, 2004. – С. 83.
3. Бубнов В.К., Спиринов Э.К., Капканщиков А.М. и др. Теория и практика добычи полезных ископаемых для комбинированных способов выщелачивания. - Акмола: 1992. С. 435.
4. Мязин В.П., Соколова Е.С., Арданаева С.А. Патентно-информационный анализ уровня развития технических решений по кучному выщелачиванию золота из техногенного сырья в криолитозоне /Фундаментальные и прикладные вопросы горных наук Т.7, № 2, 2020. С.101 – 106.

5. Патент 2707459 РФ: Способ кучного выщелачивания золота из техногенного минерального сырья / В.П. Мязин, Л.В. Шумилова, Е.С. Соколова; опубл. 26.11.19. Бюл. № 33.
  6. Патент 2708297 РФ: Технологическая линия для удаления древесных остатков при переработке техногенного минерального сырья и устройство для выделения щепы / В.П. Мязин, С.А. Арданаева, Е.С. Соколова [и др.]; опубл. 05.12.19. Бюл. № 34.
  7. Патент 2763829 РФ: Линия переработки золотосодержащего сырья техногенных месторождений / Мязин В.П., Бейдин А.В., Соколова Е.С. [и др.]; опубл. 11.01.2021. Бюл. №2.
- 

**INNOVATIVE TECHNOLOGICAL DEVELOPMENTS TO IMPROVE THE  
EFFICIENCY OF LEACHING VALUABLE COMPONENTS FROM MAN-MADE  
RAW MATERIALS AFFECTED BY WOOD WASTE**

*Myazin V.P., Petukhova I.I., Sokolova E.S., Laponog V.V.*

Patent-protected technological lines of deep processing of man-made mineral resources for their involvement in efficient processing, taking into account the destruction of wood waste during underground mining operations, are reflected.

---

**ХИМИЧЕСКОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ И МЕДНО-  
ЦИНКОВЫХ ШЛАКОВ БИОРАСТВОРОМ СУЛЬФАТА ТРЕХВАЛЕНТНОГО  
ЖЕЛЕЗА\***

*Булаев А. Г., Фомченко Н. В., Муравьев М. И., Панюшкина А. Е., Меламуд В. С.*

ФГБУН Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, Федеральный исследовательский  
центр «Фундаментальные основы биотехнологии» Российской академии наук, Москва,  
Российская Федерация, e-mail: [bulaev.inmi@yandex.ru](mailto:bulaev.inmi@yandex.ru)

*Исследования по выщелачиванию медно-цинковых и медно-никелевых шлаков биоразтвором показали, что извлечение меди и никеля из них достигало 99 %, а цинка – всего 41 %. Получены осадки выщелачивания с низким содержанием цветных металлов.*

Шлаки цветной металлургии характеризуются высоким содержанием цветных металлов, которые в несколько раз превышают содержание металлов в сульфидных рудах. Ежегодное производство металлургических шлаков в мире оценивается в 400 млн т. На территории Урала к настоящему времени накоплено около 110 млн. тонн шлаков предприятий цветной металлургии при среднем содержании в них меди 1,4 % и цинка 3,5 %. Поэтому шлаки могут рассматриваться как техногенное сырье для производства цветных металлов. Однако эффективных технологий переработки этих отходов пока не существует, и их поиск является актуальной задачей.

Перспективным направлением по получению цветных металлов из шлаков может являться их химическое выщелачивание с использованием сульфата трехвалентного железа, полученного с применением хемолитотрофных микроорганизмов (биоразтвора).

Были проведены исследования по выщелачиванию медно-цинковых и медно-никелевых шлаков биоразтвором для определения эффективности этого процесса. Опыты проводились одновременно в одинаковых реакторах при разном времени выщелачивания. Первый опыт проводился в течение 0,5 часа, второй опыт в течение 1 часа, третий – 1,5 часа,

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского фонда фундаментальных исследований №18-29-24103

четвертый – 2 часа, пятый – 2,5 часа. При этом плотность твердой фазы составила 1 %, концентрация ионов трехвалентного железа 9,8 г/л, рН 1,13, который создавался добавлением серной кислоты, температура 80 °С. После каждого опыта определялась масса твердой фазы, рН и концентрации металлов в жидкой фазе, и по результатам измерений рассчитывался выход твердой фазы и извлечение металлов в жидкую фазу.

Результаты расчетов извлечения цветных металлов в жидкую фазу в зависимости от времени выщелачивания представлены на рисунке 1.

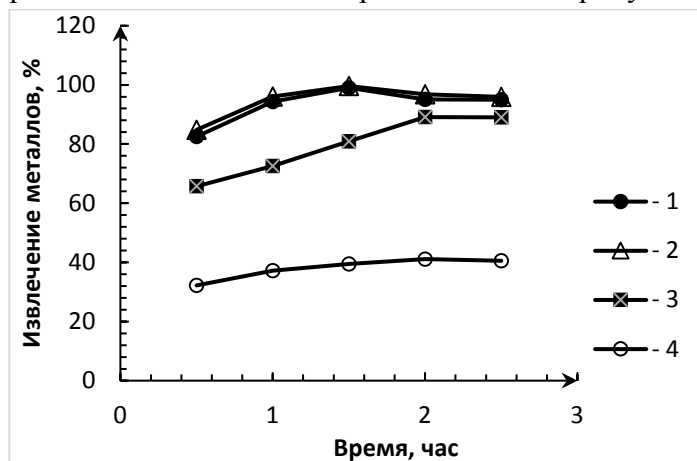
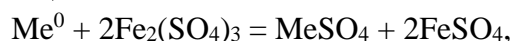


Рисунок 1 - Извлечение цветных металлов в процессе выщелачивания шлаков:

1,2 – извлечение меди и никеля из медно-никелевого шлака, 3,4 – извлечение меди и цинка из медно-цинкового шлака

Цветные металлы в жидкую фазу при этом переходили в виде сульфатов в основном по реакциям:



Данные рисунке 1 свидетельствовали о том, что наименее эффективно из шлака выщелачивался цинк, максимальное извлечение которого составило всего 41,1 %. При этом максимальное извлечение меди из этого шлака достигало 89,1 %. Выщелачивание медно-никелевых шлаков было более эффективным, т.к. максимальное извлечение никеля достигало 99,6, а меди – 99,5 %. При этом эти показатели были достигнуты при времени выщелачивания всего 1,5 часа из обоих шлаков.

Следует отметить, что увеличение продолжительности процесса до 2,0 и 2,5 часов несколько снижало его эффективность. Это может быть связано с тем, что при увеличении времени выщелачивания свыше 1,5 часов приводило к увеличению выходов осадков выщелачивания: до 100,0 и 98,0 % и до 115 и 118 % при выщелачивании в течение 2,0 и 2,5 часов для медно-никелевых и медно-цинковых шлаков, соответственно. Вероятно, повышенное образование осадков связано с осаждением трехвалентного железа в виде ярозита, что могло способствовать небольшому соосаждению с ними цветных металлов из жидкой фазы.

На основании полученных экспериментальных данных были рассчитаны выходы осадков и содержание в них цветных металлов при времени выщелачивания 0,5, 1,0 и 1,5 часа, когда процесс протекал наиболее активно. Результаты исследований представлены в таблице.

Из данных таблицы следует, что осадки, полученные из медно-никелевого шлака, характеризовались очень низким содержанием в них цветных металлов (минимально 0,11 % никеля и 0,14 % меди).

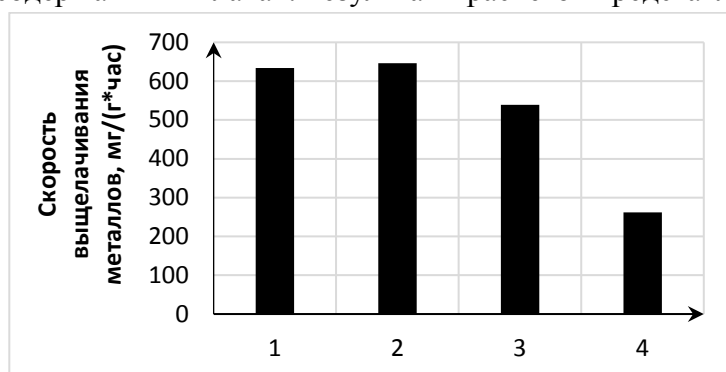
Таблица - Основные результаты исследований качества осадков, полученных в процессе

*высокотемпературного выщелачивания биораствором медно-никелевого и медно-цинкового шлаков при 80 °С, рН 1,13, плотность 1 %, время выщелачивания 1,5 часа*

Время выщелачивания, час	Медно-никелевый шлак			Медно-цинковый шлак		
	Выход осадка, %	Содержание в осадке, %		Выход осадка, %	Содержание в осадке, %	
		Ni	Cu		Zn	Cu
0,5	65,0	0,62	0,57	70,1	2,37	1,34
1,0	67,3	0,15	0,18	77,1	2,03	0,97
1,5	77,1	0,11	0,14	87,9	1,71	0,59

Следует отметить, что такие низкие показатели по содержанию никеля и меди при выщелачивании медно-никелевого шлака были получены всего за 1,5 часа выщелачивания. Осадки, полученные из медно-цинкового шлака, содержали несколько большее количество цветных металлов (минимально 0,59 % меди и до 1,71 % цинка), что свидетельствовало о достаточно эффективном выщелачивании меди и относительно низкой эффективности выщелачивания цинка.

На основании полученных концентраций цветных металлов при выщелачивании обоих шлаков в течение 1,5 часов, были рассчитаны удельные скорости выщелачивания меди и никеля, а также меди и цинка в мг выщелоченного металла в час на 1 г его содержания в шлаках. Результаты расчетов представлены на рисунке 2.



*Рисунок 2 - Удельные скорости выщелачивания цветных металлов из шлаков за 1,5 часа:*

1, 2 – скорость выщелачивания меди и никеля из медно-никелевого шлака, 3, 4 – скорость выщелачивания меди и цинка из медно-цинкового шлаков

Из данных рисунка 2 следует, что скорости выщелачивания меди и никеля из медно-никелевого шлака были очень высокими и составили 634 и 646 мг/(г\*час). Скорость выщелачивания меди из медно-цинкового шлака была несколько меньше – 539 мг/(г\* час), а скорость выщелачивания цинка – самой низкой – 262 мг/(г\*час).

Сравнение полученных в данной работе результатов с ранее полученными нами результатами выщелачивания меди и цинка другого медно-цинкового сырья – медно-цинкового и медно-никелевого концентратов, которое проводилось при тех же условиях, что и выщелачивание шлаков, выявило значительную разницу в скоростях выщелачивания меди и никеля. Так, скорость выщелачивания никеля из концентрата составила 85, а из шлака – 646 мг/(г\*час), меди 23 и 634 мг/(г\*час), соответственно.

Высокие скорости выщелачивания никеля и меди из шлаков, очевидно, связаны с тем, что их основное количество может находиться в виде металлов или окислов, которые достаточно легко растворяются в растворе сульфата трехвалентного железа. При этом основное количество цинка, очевидно, связано с труднорастворимыми силикатами, поэтому остаточное количество цинка в осадке выщелачивания выше, чем меди и никеля.

Выщелачивание шлаков позволяет достаточно полно перевести медь в жидкую фазу

наряду с никелем. При этом все растворимые соединения цинка также переходили в раствор, поэтому в осадке оставались, очевидно, только труднорастворимые соединения цветных металлов. Хранение полученных после выщелачивания отходов не будет оказывать такого отрицательного влияния на экосистему, как хранение шлаков, в которых металлы находятся в более легко растворимых формах.

Преимуществом предлагаемого процесса химического выщелачивания шлаков биораствором является возможность его биорегенерации после этого процесса. Биорегенерация, как и получение биораствора, может осуществляться с помощью хемолитрофных микроорганизмов.

Следует отметить, что вопрос биорегенерации биорастворов, полученных после выщелачивания шлаков, нами был изучен ранее и показана возможность его повторного использования после окисления ионов двухвалентного железа микроорганизмами. Это позволит создать не только бессточную технологию переработки шлаков, но и накопить необходимые для эффективного получения товарных форм концентрации цветных металлов при многократной рециркуляции выщелачивающего биораствора.

Таким образом, применение биогидрометаллургического подхода к переработке шлаков цветной металлургии представляется достаточно перспективным.

---

#### **CHEMICAL LEACHING OF COPPER-NICKEL AND COPPER-ZINC SLAGS WITH A SOLUTION OF FERROUS SULFATE**

*Bulaev A. G., Fomchenko N. V., Muravyev M. I., Panyushkina A. E., Melamud V. S.*

Studies on the leaching of copper-zinc and copper-nickel slags with bio-solution showed that the extraction of copper and nickel from them reached 99 %, while zinc extraction was about 41 %. Leaching residues with a low content of non-ferrous metals were obtained.

---

#### **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГИДРОДИФТОРИДА И СУЛЬФАТА АММОНИЯ**

*Медков М.А., Крысенко Г.Ф., Эпов Д.Г., Дмитриева Е.Э.*

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук,  
г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: Krisenko@ich.dvo.ru

*Приведены результаты исследования вскрытия вольфрам- и титансодержащих концентратов смесью  $NH_4HF_2$  и  $(NH_4)_2SO_4$ . Показано, что сначала при температурах до 200 °С происходит фторирование входящих в состав концентрата компонентов, дальнейшее повышение температуры приводит к конверсии образовавшихся фторидов элементов концентрата в растворимые сульфаты.*

Используемые в настоящее время технологии переработки минерального сырья чаще всего пригодны только для определенных типов руд с жесткими требованиями по качеству их обогащения. Вовлечение в переработку различных видов минерального сырья ограничивает пригодность накопленного мировой практикой опыта переработки и требует создания принципиально новых технических решений. Объективно назрела необходимость

создания таких технологий, которые позволяли бы осуществлять комплексную переработку широкого круга редкометалльного сырья с получением продуктов высокого качества.

В данном докладе представлены результаты исследования возможности использования смеси гидрофторида аммония и сульфата аммония для вскрытия титан- и вольфрамсодержащих концентратов с извлечением всех полезных компонентов из минерального сырья и выделением их в виде товарных продуктов.

В качестве объектов для исследования были выбраны из вольфрамсодержащего сырья шеелитовый КШТ-1 и вольфрамитовый концентраты Лермонтовского месторождения (Приморский край), а из титансодержащего сырья – ильменитовый (Ариадненское россыпное месторождение ильменита в Приморском крае), перовскитовый и сфеновый концентраты (Ловозерское месторождение, Апатиты).

Комплексную переработку широкого круга редкометалльного сырья позволяют проводить гидрофторидные технологии [1]. Следует учитывать, что при выщелачивании профторированных концентратов присутствующие в них примеси (главным образом, железо, кремний) также переходят в раствор вместе с основным металлом в виде аммонийных фторокомплексов, что затрудняет получение чистых вольфрамовых и титановых продуктов. Кроме того, при фторировании минерального сырья  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  могут образовываться малорастворимые фториды некоторых элементов (кальция, магния, редкоземельных элементов), которые не удастся удалить при водном выщелачивании. Например, флюорит  $\text{CaF}_2$  не только практически не растворим в воде, но и ограниченно растворим в растворах азотной кислоты.

Как было показано нами ранее [2], малорастворимые фториды могут быть переведены в более растворимые сульфаты твердофазным взаимодействием с сульфатом аммония.

Термогравиметрическое исследование смеси  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  (рисунок) показало, что нагревание сопровождается термическим разложением в температурном интервале 125-430 °С и практически полным переходом продуктов в газовую фазу. Рентгенофазовый анализ фаз, выделенных при различных температурах, показал, что первый эндотермический эффект на приведенной термограмме относится к плавлению  $\text{NH}_4\text{HF}_2$ .

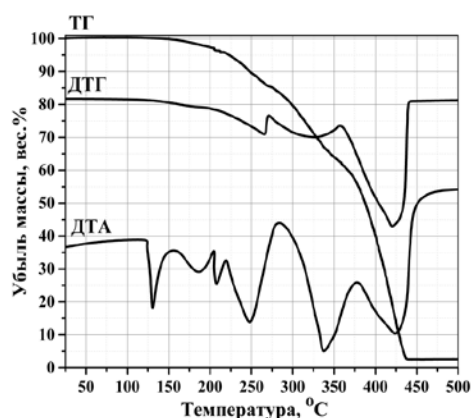


Рисунок – Термограмма смеси  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$

При дальнейшем нагревании смеси наблюдается убыль массы, которая в температурном интервале 126-200 °С обусловлена незначительным испарением  $\text{NH}_4\text{HF}_2$ , а

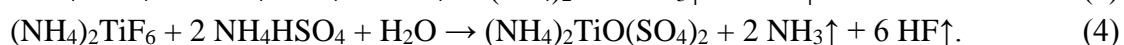
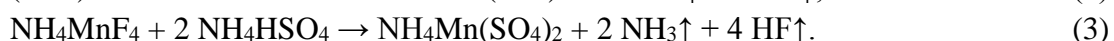
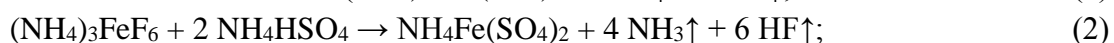
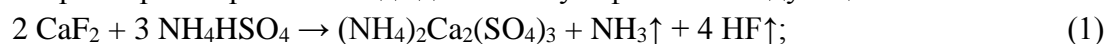


затем выше 200 °С протекает разложение  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  с выделением аммиака  $\text{NH}_3$  и образованием гидросульфата аммония  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$ . Продукт, выделенный при 220 °С, по данным рентгенофазового анализа представлял собой смесь  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$ ,  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$ . В температурном интервале 220-280 °С два эндотермических эффекта накладываются друг на друга: кипение  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  ( $t_{\text{кип}}=238$  °С), сопровождающееся разложением на  $\text{NH}_3$  и  $\text{HF}$ , и плавление  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$  ( $t_{\text{пл}}=251$  °С).

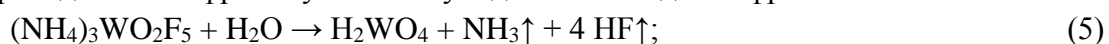
Дальнейшее повышение температуры сопровождается двумя эндотермическими эффектами, протекающими с максимальной скоростью при 330 и 425 °С, и обусловленными ступенчатым разложением гидросульфата аммония  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$  на серный ангидрид, аммиак и воду.

Таким образом, на основании данных термогравиметрического анализа смеси  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  можно предполагать, что при обработке минерального сырья этой смесью в интервале температур до 200 °С будут протекать процессы фторирования гидродифторидом аммония основных компонентов минерального сырья, а учитывая разложение гидросульфата аммония  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$  на серный ангидрид, аммиак и воду, в температурном интервале 300-450 °С можно ожидать протекание процессов конверсии фторидов в сульфаты.

Исследование показало, что при обработке исследуемых образцов вольфрама (вольфрамит, шеелит) и титансодержащего (ильменит, перовскит, сфен) минерального сырья смесью гидродифторида и сульфата аммония сначала при температурах до 200 °С происходит фторирование входящих в состав сырья компонентов, таких как кальций, вольфрам, железо, марганец, титан, кремний с образованием простых и комплексных фторидов согласно данным рентгенофазового анализа составов:  $\text{CaF}$ ,  $(\text{NH}_4)_3\text{WO}_2\text{F}_5$ ,  $(\text{NH}_4)_3\text{FeF}_6$ ,  $\text{NH}_4\text{MnF}_4$ ,  $(\text{NH}_4)_2\text{TiF}_6$ ,  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$ . Дальнейшее повышение температуры сопровождается разложением сульфата аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  с образованием кислых сульфатов  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$  и  $(\text{NH}_4)_3\text{H}(\text{SO}_4)_2$ , которые приводят к конверсии образовавшихся фторидов в хорошо растворимые в воде двойные сульфаты по следующим схемам:



Фтораммонийный комплекс вольфрама по данным рентгенофазового анализа на этой стадии переходит в вольфрамовую кислоту и далее в оксид вольфрама  $\text{WO}_3$ :



Следует отметить, что на этой стадии в возгон переходят фториды аммония, выделяющиеся согласно уравнениям (1)-(5), которые могут быть собраны и в дальнейшем использованы в обороте, и сублимирует гексафторосиликат аммония  $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$  ( $T_{\text{суб}}=319$  °С), который, как показало исследование, в данных условиях не вступает в реакцию взаимодействия с  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$ .

Продукт взаимодействия вольфрамосодержащего минерального сырья с  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  представляет собой смесь, содержащую вольфрамовую кислоту и сульфаты кальция, железа и др. сопутствующих металлов, а также кислые сульфаты аммония. При выщелачивании этой смеси водой в раствор переходят сульфаты примесных металлов и

кислых сульфатов аммония.

В результате перехода в раствор кислых сульфатов аммония  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$  и  $(\text{NH}_4)_3\text{H}(\text{SO}_4)_2$  значение pH раствора выщелачивания понижается до 1, что обеспечивает переход в раствор сульфата кальция и предотвращает переход в раствор вольфрамовой кислоты.

Таким образом, на стадии выщелачивания водой продукта взаимодействия вольфрамового концентрата со смесью гидрофторида и сульфата аммония происходит отделение  $\text{H}_2\text{WO}_4$  в виде нерастворимого остатка от остальных компонентов концентрата.

По аналогичным схемам протекает сульфатизация и других элементов. Так, продукт взаимодействия титансодержащего минерального сырья с  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  представляет собой смесь, содержащую хорошо растворимые в воде двойные сульфаты аммония и железа (в случае ильменитового концентрата) или аммония и кальция (в случае перовскитового или сфенового концентрата) и двойной сульфат аммония и титанила, широко использующийся в технологических процессах для отделения титана от ниобия, тантала и редкоземельных элементов [3].

Водное выщелачивание продукта взаимодействия позволяет перевести в раствор практически весь титан и основную массу железа или кальция в форме хорошо растворимых в воде двойных солей.

При небольшом нагревании (до 50-60 °С) раствора выщелачивания, имеющего pH=1, протекает процесс гидролиза соли титана  $(\text{NH}_4)_2\text{TiO}(\text{SO}_4)_2$  с образованием диоксида титана в форме анатаза. Этот способ позволяет полностью выделить титан из раствора выщелачивания, а полученный фильтрат по данным рентгенофазового анализа представляет собой смесь только двух фаз –  $\text{NH}_4\text{HSO}_4$  и  $\text{NH}_4\text{Fe}(\text{SO}_4)_2$  или  $(\text{NH}_4)_2\text{Ca}_2(\text{SO}_4)_3$ .

Таким образом, смесь  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  и  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  можно рассматривать как новый реагент для вскрытия широкого круга вольфрам- и титансодержащего минерального сырья, обеспечивающий комплексную переработку минерального сырья и упрощение способов переработки концентратов с получением в качестве товарных продуктов коммерчески востребованных соединений.

#### *Список использованных источников*

1. Мельниченко Е.И. Фторидная переработка редкометалльных руд Дальнего Востока. – Владивосток: Дальнаука, 2002. 268 с.
2. Крысенко Г.Ф., Эпов Д.Г., Меркулов Е.Б. и др. Исследование возможности обесфторивания фторидов кальция и редкоземельных элементов сульфатом аммония // Журнал «Химическая технология», 2020, Т. 21, № 9, С. 395-402.
3. Зеликман А.Н., Коршунов Б.Г. Металлургия редких металлов. М.: Металлургия, 1991. 431 с.

### **COMPLEX PROCESSING OF MINERAL RAW MATERIALS USING HYDRODIFLUORIDE AND AMMONIUM SULFATE**

*Medkov M.A., Krysenko G.F., Epov D.G., Dmitrieva E.E.*

The results of a studying of the decomposition of titanium- and tungsten-containing concentrates with a mixture of  $\text{NH}_4\text{HF}_2$  and  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  are presented. It is shown that at first, at temperatures up to 2000°C, fluorination of the components included in the concentrate occurs, a further increase in temperature leads to the conversion of the formed fluorides of the elements of the concentrate into soluble sulfates.

---

## КОМПЛЕКСНЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ ТИТАН-ЦИРКОН-ФОСФАТНЫХ РУД УНЕЧАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ БРЯНСКОЙ ОБЛАСТИ

*Георгиевский А.Ф., Бугина В.М.*

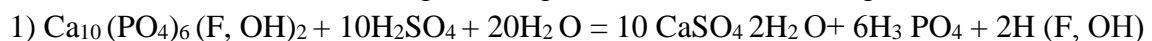
ФГАОУ ВО Российский университет дружбы народов, Москва, Российская Федерация,  
*e-mail: georgievskiy-af@rudn.ru*

*Предложен комплексный метод обогащения титан-циркон-фосфатных руд путем обработки их технологических продуктов смоделированными культуральными жидкостями. Получена серия качественных биотехнологических продуктов, подтверждающих перспективность применения микробиологического метода для трудно обогащаемых фосфоритов Унечанского месторождения.*

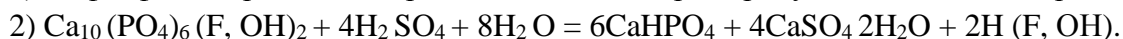
Унечанское месторождение заключено среди кампанских отложений верхнего мела. Руды представляют собой рыхлые или слабо сцементированные пески, включающие Ti–Zr «тяжелые» минералы и различный фосфатный материал. Выделяются кварцевая (7,4 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 69,0 % SiO<sub>2</sub>; 0,2 % MgO; 2,2 % CO<sub>2</sub>), а также доминирующие на месторождении карбонатно-кварцевая (8,8 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 50,6 % SiO<sub>2</sub>; 0,2 % MgO; 5,9 % CO<sub>2</sub>) и кварц – карбонатная (6,7 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>; 37,5 % SiO<sub>2</sub>; 0,5 % MgO; 16,4 % CO<sub>2</sub>) разновидности руд. Фосфат, в основном, образует тонкие (0,01–0,04 мм) пленки и оболочки вокруг зерен кварца и тяжелых минералов, и по этой причине до 40 % его теряется в гравитационно-флотационных хвостах обогащения. В концентрате содержится 20 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> и около 18 % кальцита. В промпродукте тяжелых минералов (преимущественно титановых) присутствует 11,5 % пятиоксида фосфора, которая является вредной примесью для титанового сырья.

Выполнены эксперименты по микробиологической обогатимости унечанских фосфоритов. В качестве перспективной технологии впервые предложена обработка технологических продуктов культуральными растворами ряда штаммов микроорганизмов с целью выщелачивания карбонатов и доизвлечения фосфата.

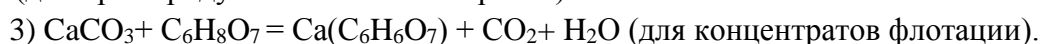
Опираясь на результаты опытов с минеральными кислотами, выделены комплексы микроорганизмов и смоделированы культуральные жидкости, эффективные для селективного извлечения фосфата и карбонатов. К рабочим отнесены авто- и гетеротрофные микроорганизмы родов *Thiobacillus* (*T. thiooxidans*, *T. ferrooxidans*, *T. acidophilus*), *Candida* (*C. lipolytica*), основными компонентами культуральных жидкостей которых служат соответственно серная и лимонная кислоты разных концентраций. Биотехнологические опыты моделировали процессы, описываемые реакциями:



(для фосфатсодержащих кварцевых отходов и промпродукта тяжелых минералов).



(для промпродукта тяжелых минералов).



Оптимальные условия биохимического извлечения фосфатных и карбонатных минералов устанавливались с учетом результатов экспериментов по изменению параметров физико-химических режимов реакций, включая T<sup>0</sup> и pH среды, соотношения T : Ж, времени протекания органо-кислотного выщелачивания, а также концентраций растворов культуральных жидкостей и др.

В зависимости от содержания в отходах и концентратах фосфатного и карбонатного

вещества биокислотным выщелачиванием получена серия биотехнологических продуктов, в том числе:

а) **фосфатный концентрат** -  $P_2O_5=24,54$  %, Н.О. = 22,45 % (при извлечении кальцита –100 % и потерях  $P_2O_5 < 1$  %);

б) **промпродукт тяжелых минералов**, очищенный по фосфату -  $P_2O_5 = 0,05 - 2,8$  %; Н.О.= 99,5–91 %;

в) **продуктивные фосфатные растворы**, содержащие 123 г/л  $P_2O_5$ .

Для регенерации отработанных растворов использовались ионообменные смолы типа катионита КУ-2-8, а также проводилась химическая аккумуляция растворенных фосфатов с помощью оксида кальция (для кварцевых отходов). При  $pH > 2,8-3,1$  осаждался монокальциевый и дикальцийфосфат, близкий по составу преципитату. Среднее извлечение  $P_2O_5$  составило около 68 %. Объем восстановленных рабочих растворов достигал 80 %. Время их регенерации - 10–30 мин.

Таким образом, результаты проведенных опытно – методических работ позволяют сделать вывод о реальной перспективе применения микробиологического метода для обогащения технологически трудных фосфоритов Унечанского месторождения. После доработки и апробирования на укрупненных пилотных установках он может стать основой для составления ТЭО целесообразности освоения унечанских фосфоритов с получением высококачественной фосфоритной муки (24 %  $P_2O_5$ ), титан - циркониевых бесфосфорных концентратов, с попутной аккумуляцией выщелоченных фосфатов в виде кислоторастворимых удобрений типа преципитата и простого суперфосфата.

---

## **COMPLEX MINERAL PROCESSING METHOD OF TI-ZR-P ORES OF THE UNECHANSKOYE DEPOSIT (BRYANSK REGION)**

*Georgievskiy A.F., Bugina V.M.*

A complex method for Ti-Zr-P ores mineral processing by their technological products processing with simulated cultural solutions is proposed. A series of high-quality biotechnological products has been obtained, confirming the prospects of using the microbiological method for hard-to-enrich phosphorites of the Unechanskoeye deposit.

---

## **АНАЛИЗ НАТУРНЫХ ИСПЫТАНИЙ НА ОСНОВЕ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК-ЕМКОСТЕЙ В КАМЕННОЙ СОЛИ ПРИ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОМ ВОЗДЕЙСТВИИ РАСТВОРА**

*Малюков В.П.<sup>1</sup>, Воробьев К.А.<sup>1,2</sup>*

<sup>1</sup> ФГАОУ ВО Российский университет дружбы народов, Москва, Российская Федерация

<sup>2</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: k.vorobyev98@mail.ru*

*Приведены результаты экспериментальных исследований, проведенных на 4 моделях в соляной горе Ходжа-Мумын (республика Таджикистан). Получены аналитические зависимости расчёта технологических параметров процесса строительства горизонтальных выработок для резервирования углеводородов.*

Для осуществления крупномасштабного моделирования процессов строительства горизонтальных выработок-емкостей по двухскважинному варианту было предусмотрено создание в массиве каменной соли серии опытных емкостей-моделей, моделирующих натурную выработку объёмом 300 тыс. м<sup>3</sup> применительно к горно-геологическим условиям соответствующих соленосных бассейнов [1-9].

Соответствие физических процессов, протекающих в горизонтальных выработках промышленных объёмов и выработках-моделях было предусмотрено обеспечить с использованием традиционных критериев подобия с учётом значений коэффициентов массоотдачи различных поверхностей каменной соли по контуру выработки-модели и природы.

Практическое строительство опытных выработок-моделей было осуществлено в боковых стенках двух штолен, ранее пройденных в каменной соли на склоне горы Ходжа-Мумын на глубине 150 м. Для создания выработок-моделей бурились горизонтальные скважины, точнее пологонаклонные с уклоном в сторону забоя порядка 2-3° диаметром 65-70 мм, и длиной 11-12 м. Устьевая часть скважин расширялась на глубину 1-1,5 м до диаметра 110 мм и обсаживалась трубами диаметром 89 мм, снабженными в двух местах центраторами. Затрубное пространство скважин цементировалось на длину обсадной трубы. Для осуществления процесса строительства выработок-моделей при гидродинамическом воздействии раствора пробуренные скважины оборудовались системой трубок, имитировавших водоподающую и рассолоотводящую колонны.

В целях обеспечения получения близких по величине поперечных сечений к моменту окончания сооружения моделей предусматривалось проводить процесс в несколько последовательных, равных по длине этапов с последовательным увеличением извлекаемого на каждом этапе количества соли на заданную величину.

Каждый этап отработки модели характеризовался двумя основными технологическими величинами: количеством соли, извлекаемой на этапе и расстоянием от точки ввода растворителя до точки отбора раствора, которое поэтапно возрастало за счёт укорачивания на длину этапа трубы, имитировавшей водоподающую колонну.

Отработка модели 2 Г осуществлялась в 5 этапов. Количество извлекаемой соли на этапах соответственно: 9, 13, 18, 25 и 35 % от общего количества. Основные технологические параметры натурной горизонтальной выработки-емкости и пересчитанные параметры на выработку-модель приведены в таблице.

В каменной соли отмечается содержание нерастворимых включений глинистого материала (до 10 %). На поверхности каменной соли, после вскрытия отработанных крупномасштабных моделей, обнаружены сферические глинистые образования одинакового размера (кольца Лизеганга, расположенные на равном расстоянии одно от другого. Линейные размеры этапов по длине горизонтальной части скважины принимаются одинаковыми.

Для оценки концентрационного поля в выработке во время процесса строительства был предусмотрен периодический отбор проб раствора непосредственно из выработки.

Во время работы измерялась температура воды и раствора, производительность, плотность раствора, точка ввода растворителя, ежечасно фиксировалась давление в модели и периодически отбирались пробы раствора с различных уровней модели через пробоотборные трубки.

Таблица - Основные технологические параметры натурной горизонтальной выработки-емкости и выработок-моделей

Параметры	Выработка-емкость	Модель 1 Г	Модель 2 Г	Модель 3 Г	Модель 4 Г
Линейный масштабный множитель	1	45	40	45	45
Длина выработки, м	300	6,7	7,5	6,7	6,7
Объем выработки, м <sup>3</sup>	300000	3,3	4,7	3,3	3,3
Производительность подачи воды, м <sup>3</sup> /час	243	0,12	0,15	0,12	0,12
Средняя площадь поперечного сечения, м <sup>2</sup>	1000	0,49	0,63	0,49	0,49
Время отработки выработки, ч/сут.	9120/380	192/8,3	228/9,5	192/8,3	192/8,3
Количество этапов отработки	5	6	5	5	5
Количество соли, извлекаемой на этапах, в % от общего кол-ва	7; 13; 17; 28; 35	10; 12; 15; 17; 20; 26	9; 13; 18; 25; 35	7; 13; 17; 28; 35	7; 13; 17; 28; 35

Анализ параметров отработки первой выработки-модели показал определенное несоответствие расчетным параметрам и формы выработки, была получена горизонтальная кровля выработки. Для отбора проб раствора применялся шарнирный поворотный механизм. Несмотря на ограниченную глубину обсадки, нарушения герметичности скважин не произошло. При отработке 2, 3, 4 моделей получена сводчатая кровля выработок, что указывает на возможность управления технологическим режимом с расчетными параметрами, несмотря на ряд проблем. Полученные при физическом моделировании в натурных условиях сечения выработки-модели имеют устойчивую сводчатую форму и близки к равновеликим. Форма сечения 2 горизонтальной выработки-модели 2Г представлено на рисунок 1.

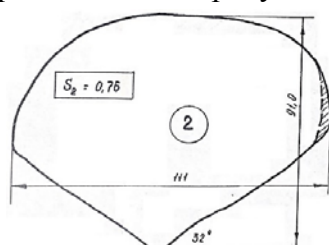


Рисунок 1 - Форма сечения 2 горизонтальной выработки-модели 2Г

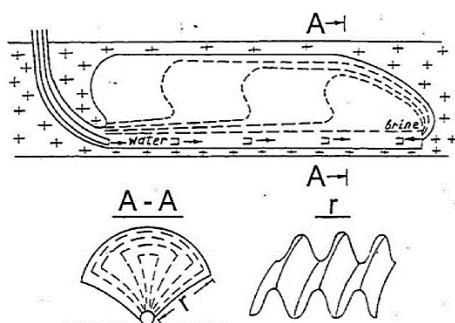


Рисунок 2 - Подземная горизонтальная выработка: продольно-вертикальный разрез – разрез А-А, г – оребренная поверхность

На рисунке 2 представлена «оребренная» прямолинейными ребрами, перпендикулярными к скважине, волнистая выпуклая поверхность нижней части подземной выработки, расположенная под углом к горизонту. После вскрытия выработок-моделей (2 Г, 3 Г, 4 Г) при визуальном осмотре обнаружено, что в верхней вогнутой части образована поверхность с кратерами. В нижней выпуклой части выработок поверхность

характеризуется ребрами. Сечение А-А показывает динамику отработки выработки и изменение при этом соотношения различных поверхностей.

На рисунке 3 представлена объемная форма «эталонной» горизонтальной выработки-модели 2 Г.

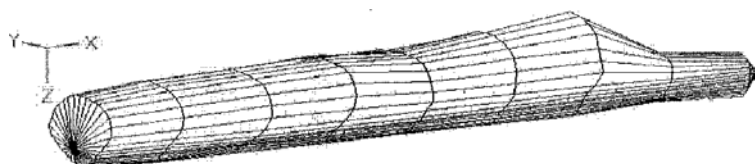


Рисунок 3 - Объемная форма горизонтальной выработки-модели 2Г

Перед отработкой «эталонной» модели 2 Г отработывалась модель, которая на начальной стадии отработки оказалось негерметичной и была вскрыта. Рассмотрена полученная форма модели на начальной стадии отработки, которая характеризует весь начальный процесс массопереноса. Отмечается отличительная форма вертикальной поверхности горизонтальной выработки-модели при гидродинамическом воздействии раствора.

Концентрация рассола, выдаваемого из выработки при периодическом перемещении положения ввода растворителя (последовательно отступающими этапами) в противоточном режиме подачи растворителя определяется по предложенной зависимости:

$$C = C_H \left[ 1 - \exp \left( -1,19 \frac{1}{Q} \sum_{i=1}^n K_i S_i \right) \right] \quad (1)$$

где  $C_H$  – концентрация насыщенного раствора;  $K_i$  – коэффициент массоотдачи  $i$  поверхности каменной соли;  $S_i$  – площадь  $i$  поверхности;  $Q$  – производительность отбора рассола из выработки.

Концентрация рассола с учетом поправки на температуру процесса растворения соли по отношению к «эталонной» выработке-модели определяется по предложенной зависимости:

$$C = C_H \left[ 1 - \exp \left( -1,19 \frac{1}{Q} \sum_{i=1}^n K_i S_i \frac{T_n - 250,8}{54,4} \right) \right] \quad (2)$$

где:  $T_n$  – температура процесса растворения соли ( $T_n > 250,8$  К).

Впервые в процессе отработки выработки-модели в натуральных условиях были получены выработки сводчатой куполообразной формы и отобраны пробы раствора из выработки для определения концентрации, что повысило научную значимость эксперимента и достоверность полученных данных. Использование метода физического моделирования в натуральных условиях позволяет рассчитать основные технологические параметры подземной выработки горизонтального типа для различных натуральных условий требуемых размеров.

При гидродинамическом воздействии раствора на поверхность каменной соли модели горизонтальной подземной выработки, происходят отрывы концентрационного пограничного слоя с большей интенсивностью, так как процесс идет по всей длине выработки, что приводит к повышенной концентрации выдаваемого раствора по сравнению с вертикальной выработкой, отработываемой ограниченными нерастворителем ступенями.

Локальные массопереносы и, следовательно, суммарный массоперенос при гидродинамическом воздействии раствора на каменную соль в процессе отработки горизонтальной выработки более интенсивный по сравнению с вертикальной выработкой.

*Список использованных источников*

1. Малюков В.П., Воробьев К.А. Исследования инфильтрации флюидов в каменную соль при подземном растворе // В сб.: Физическое и математическое моделирование процессов в геосредах. Москва, 2019. С. 102-103.
  2. Малюков В.П., Воробьев К.А. Натурные исследования процессов массопереноса в приконтурной зоне подземной выработке-емкости в каменной соли на АГКМ // В сб.: Физическое и математическое моделирование процессов в геосредах. Москва, 2019. С. 96-98.
  3. Малюков В.П., Воробьев К.А. Сооружение подземных выработок-емкостей при гидродинамическом воздействии раствора на каменную соль с большим содержанием газа // Процессы в геосредах. 2021. № 4 (30). С. 1401-1408.
  4. Charnuel I., Dump J.G., First Gas de France Horizontal Salt Cavern Experiment, SMRI, New Orleans, Louisiana, USA, Spring Meeting, 1998, pp. 40-52.
  5. Malyukov V., Vorobyev K. Integrated use of oil and salt layers at oil field development // 14th International Congress for Applied Mineralogy (ICAM 2019) Сер. "Springer Proceedings in Earth and Environmental Sciences" 2019. pp. 221-222.
  6. Saberian A. A preliminary model horizontal well leaching, SMRI Paper, San Antonio, October 22-25. 1995.
  7. W. Liu, Z. Zhang, J. Chen, et al. Physical simulation of construction and control of two butted-well horizontal cavern energy storage using large molded rock salt specimens, Energy, vol. 185, pp. 682-694, Oct. 2019.
  8. Z. Zhang, D. Jiang, W. Liu, J. et al. Study on the mechanism of roof collapse and leakage of horizontal cavern in thinly bedded salt rocks, Environ. Earth Sci., V.78, №10, pp. 292, 2019.
- 

**ANALYSIS OF FIELD EXPERIMENTS BASED ON PHYSICAL MODELING OF THE  
CONSTRUCTION OF HORIZONTAL UNDERGROUND WORKINGS-TANKS IN  
ROCK SALT UNDER THE HYDRODYNAMIC ACTION OF THE SOLUTION**

*Malyukov V.P., Vorobyev K.A.*

Experiments were carried out on 4 models in the salt mountain Khoja-Mumin (Republic of Tajikistan). Analytical dependences of calculation of technological parameters of the process of construction of horizontal workings for reserving hydrocarbons are obtained.

---



## СЕКЦИЯ "ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ"



### ПОТЕНЦИАЛ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ ДЛЯ СЕКВЕСТРАЦИИ УГЛЕРОДА

*Колодежная Е.В.<sup>1</sup>, Шадрунова И.В.<sup>1</sup>, Гаркави М.С.<sup>2</sup>, Горлова О.Е.<sup>3</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр имени академика  
Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация

<sup>2</sup> ЗАО «Урал-Омега», Магнитогорск, Российская Федерация

<sup>3</sup> ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова,  
г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: kev@uralomega.ru

*Комплексный подход к проблеме минерализации выбросов CO<sub>2</sub> за счет карбонизации золошлаковых отходов ТЭС может заметно снизить нагрузку на энергоемкое геологическое захоронение CO<sub>2</sub> и сдержать накопление промышленных отходов. В статье приведен анализ химического и фазового состава зол ТЭС с точки зрения оценки потенциала карбонизации.*

Доля угольной генерации в установленной мощности ТЭС в России составляет около 22 %. Для получения электроэнергии в России ежегодно сжигается около 125 млн. т топлива, в результате чего образуется свыше 20 млн. т золошлаковых отходов в год. Особенно актуальна переработки золошлаковых материалов для Сибири. На территории края накоплено более 500 млн. т углеродных отходов, при этом многие хранилища отходов расположены прямо в черте городов.

Энергоустановки на ископаемом топливе также относятся к числу крупных точечных источников выбросов CO<sub>2</sub>. Концентрация углекислого газа в атмосфере Земли на 25 % больше, чем 200 лет назад. Стабилизация концентраций парниковых газов в атмосфере на таком уровне, который не допускал бы опасного антропогенного воздействия на климатическую систему, является приоритетной научно-технической задачей. Технологии улавливания и захоронения углерода признаны критически важными для сдерживания роста температуры на планете.

Одним из направлений секвестрации углекислого газа является минеральная карбонизация, в процессе которой диоксид углерода подвергается химической реакции с оксидом щелочного или щелочноземельного металла, в результате чего образуются стабильные твердые карбонаты (ex-situ).

Многие минералы, необходимые для минеральной карбонизации широко распространены по всему миру, они не агрессивны и не несут рисков с точки зрения экологической и технологической безопасности. Наиболее отзывчивыми компонентами для минеральной карбонизации являются оксиды двухвалентных металлов кальция и магния (Ca<sup>2+</sup>, Mg<sup>2+</sup>), которые встречаются в виде силикатов, алюмосиликатов и гидроксидов. 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 т чистых природных силикатов для связывания 1 тонны CO<sub>2</sub>.

Альтернатива использованию природных минералов, в качестве материала исходного сырья при изолировании CO<sub>2</sub>, заключается в использовании отходов промышленного производства. При этом отходы производства должны обладать следующими свойствами: высокое содержание кальция и магния в фазах, способных к гидратации, низкая степень вредного воздействия на окружающую среду, тонкий размер зерен, достаточный объем заскладированных отходов, близость к источникам выбросов.

Золы ТЭЦ являются подходящим сырьем для минеральной карбонизации. Технология, использования зол ТЭЦ для секвестрации углекислого газа, находится на исследовательском этапе, поэтому необходимо оценить потенциал данного вида отходов для минеральной карбонизации. Золошлаковые отходы представляют собой мелкодисперсный продукт от светло-серого до темно-серого цвета, в зависимости от количественного содержания частиц несгоревшего угля. По форме золошлаки представлены микросферами (оплавленные под воздействием высокой температуры частицы кварца) и частицами неправильной угловатой формы (остальной материал золошлаков). Химический состав некоторых зол ТЭС представлен в таблице.

*Таблица – Химический состав золошлаковых отходов*

Название	Содержание оксидов, %						
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	п.п.п.
Ангренская ГРЭС (бурый уголь)	29-36	15-22	3-19	12-24	4-6	5-9	-
Новосибирская ТЭЦ-3 (бурый уголь)	23-42	6-13	10-20	24-45	4,5-5,2	1-5	0,2-3,5
Рязанская ГРЭС (каменный уголь)	46-50	31,8-36,6	9-15	3-4	0,3-1,1	0,2-1,2	0,1-1,0
Краснокаменская ТЭЦ (бурый уголь)	56	19,8	4,8	11,3	3,4	0,6	-
Рефтинская ГРЭС (каменный уголь)	57,7	26,4	5,6	2,4	0,9	0,2	1,3

По химическому составу золошлаковая масса, в основном, состоит из оксидов кремния и алюминия, кроме того, содержит железо, кальций, магний и оксид серы. Химический состав золошлаковых отходов сильно варьируется и зависит от месторождения, разреза и пласта, из которых добыт уголь, от режима его сжигания, а также длительности нахождения золы на золоотвале. Анализ данных показал, что потенциал карбонизации золошлаковых отходов, который определяется содержанием в них CaO и MgO, зависит от типа сжигаемого угля.

Минерально-фазовый состав зол включает аморфную часть (стекло и аморфизированное глинистое вещество) и кристаллическую часть (слабоизмененные зерна минералов исходного топлива и кристаллические новообразования, возникшие при сжигании топлива: муллит, гематит, алюмосиликат кальция и др.). Основными минералами зол являются стекло, а в качестве кристаллических включений твердые растворы на основе муллита. Наибольший интерес, с точки зрения оценки потенциала карбонизации, представляют фазы, содержание которых в процентном соотношении невелико, но которые склонны к реакциям с водой: свободный CaO (MgO), трехкальциевый силикат, двухкальциевый силикат, ангидрит.

Высококальциевая зола Новосибирской ТЭЦ-3, образованная при сжигании бурых углей, содержит 38 % CaO из которых 12,4 % приходится на свободную форму. Золо Рефтинской ГРЭС, образованные при сжигании каменных углей, содержат только 0,7–3 % CaO, причем свободная известь отсутствует. Содержание MgO (общ.) в кислых золах

колеблется от 4,5–5,2 %, в основных 0,2–2 %. Присутствовать MgO (своб.) в золах может как в активной форме, достаточно легко взаимодействующей с водой, так и в виде периклаза, который взаимодействует с водой очень медленно.

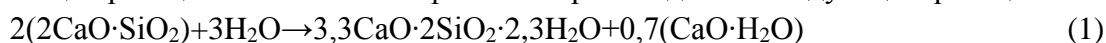
В высококальцевых золах ангидрит содержится в значительных пределах от 1-2 %, до 18-20 %. В процессе гидратации сначала образуется гипс, который затем связывается в этtringит, и только после связывания всего гипса начинают выкристаллизовываться гидроалюминаты кальция и твердые растворы.

Нерастворимая часть высококальцевых зол не является инертной составляющей, а по своей гидравлической активности занимает промежуточное место между осадочными и вулканическими гидравлическими добавками.

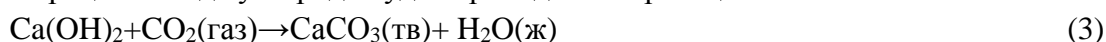
Рентгенофазовый анализ золы Новосибирской ТЭЦ – 3 показал наличие следующих фаз: геленит – 63,4 %; ангидрит – 6,7 %; волластонит – 2,4 %; двухкальцевый силикат – 14,2 %; свободный оксид кальция – 12,4 %. Зола Рефтинской ГРЭС имеет следующий состав: кварц – 2,8 %; магнетит – 1,9 %; муллит – 6,5 %; стеклофаза – 81 %; анортит – 7,6 %.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что фазы способные к гидратации и карбонизации содержатся только в основных золах (Новосибирская ТЭЦ-3). Кислые зола являются гидравлически инертными, но обладают пуццолановой активностью.

Гидратация реакционноспособных фаз золы происходит по следующим реакциям:



Секвестрация оксида углерода будет проходить по реакции:



Изобарно-изотермический потенциал  $\Delta G$ , кДж/моль реакции 3, определяющий вероятность протекания реакции, составляет -74,92. Отрицательный знак свидетельствует о возможности карбонизации. Потенциал карбонизации – это необходимое количество вещества для связывания одного метра кубического  $\text{CO}_2$ . Например, потенциал карбонизации сталеплавильных шлаков составил 65 кг, доменных шлаков – 136 кг, природного минерала оливина составляет 3,5 кг, а для серпентина 4,5 кг.

По результатам расчета потенциал карбонизации зол Новосибирской ТЭЦ-3 составил 18 кг для связывания 1 м<sup>3</sup> газа. Следовательно, данный вид сырья может быть использован в качестве альтернативного источника сырья в технологиях секвестрации углекислого газа по методу минеральной карбонизации. Реализация комплексного подхода к проблеме минерализации выбросов  $\text{CO}_2$  за счет карбонизации золошлаковых отходов ТЭС является перспективным решением глобальных экологических проблем энергетики развитых и развивающихся экономик. Его применение может заметно снизить нагрузку энергоустановок на ископаемом топливе и сдержать накопление промышленных отходов.

---

## POTENTIAL USE OF ASH AND SLAG WASTE FOR CARBON SEQUESTRATION

*Kolodezhnaya E.V., Shadrinova I.V., Garkavi M.S., Gorlova O.E.*

An integrated approach to the problem of mineralization of  $\text{CO}_2$  emissions due to carbonation of ash and slag waste from thermal power plants can significantly reduce the load on energy-intensive geological disposal of  $\text{CO}_2$  and restrain the accumulation of industrial waste. The article presents an analysis of the chemical and phase composition of TPP ash from the point of view of assessing the carbonation potential.

---

## ЗАГРЯЗНЕНИЕ ПОЧВЕННОГО ПОКРОВА ГОРНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ РЕГИОНОВ

*Орехова Н.Н., Стефунько М.С.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН,  
Москва, Российская Федерация, e-mail: maria-stefunko@yandex.ru

*Взаимодействие техногенных вод с дисперсными ресурсами геосферы в зоне фильтрации представляет собой сложный многостадийный процесс. Почвы, испытывающие воздействие минерализованных вод служат приемником и накопителем тяжелых металлов, что приводит к их деградации.*

В районах горнорудного техногенеза загрязнение почв осуществляется преимущественно аэрогенным путем за счет массовых взрывных работ в карьерах, в меньшей степени – дефляции с отвалов, в процессе транспортировки руд и их переработки. В непосредственной близости от отвалов почвы дополнительно загрязняются инфильтрацией [1]. При этом не уделяется внимание тому, что техногенные воды являются наиболее многотоннажным отходом горного предприятия. Их локализация невозможна. Проникновение техногенных вод в почвенный горизонт может происходить как «сверху», так и «снизу». Влияние «снизу» характерно для области за пределами депрессионной воронки, где подземные воды, часто с измененным ионным составом по сравнению с природными, «выдавливаясь» на поверхность, вымывают соли и обогащаются ими, что приводит к деградации почвы. Это провоцирует образованию комплексов не свойственных данной территории ранее. Например, рядом с Сибайским и Камаганским карьерам и в результате техногенного воздействия образовались комплексы солонцеватых почв, на которых видовой состав биоты постепенно обедняется. Остаются солевыносливые растения. Происходит закисление почвы, о чем свидетельствует тот факт, что разнотравно-ковыльные виды, которые до начала разработки и эксплуатации месторождений преобладали в этом районе (от 70 до 90 видов на 100 м<sup>2</sup>), на сегодняшний заменены хвощами. Сегодня для этих мест по данным [2] характерны следующие растения: *Equisetum arvense*, *Bassia sedoides*, *Bromopsis inermis*, *Camelinamicrocarpa*, *Crepistectorum*, *Elytrigiarrepens*, *Eryngium planum*, *Lactuca tatarica*, *Potentilla impolita*, *Puccinellia distans*, *Ranunculus polyanthemos*, *Artemisia lerchiana*, *Salsola collina*, *Saussurea amara*, *Suaeda prostrata*, *Taraxacum officinale*, *Limonium gmelinii*, *Artemisia frigida* и другие.

Влияние «сверху» заключается в действии изливающихся шахтных вод на после-эксплуатационной стадии развития техногенеза, нелокализованных подотвальных вод, образующих под отвалами лужи и небольшие озера, характерно также заболачивание территории и понижение ландшафта, может происходить изменение химического состава атмосферных осадков. Почвы, испытывающие воздействие минерализованных вод «сверху» служат приемником и накопителем тяжелых металлов, которые медленно удаляются при выщелачивании, потреблении растениями, эрозии и дефляции. Взаимодействие техногенных вод с дисперсными ресурсами геосферы, такими как почва, грунты, и минеральными ассоциациями в зоне фильтрации представляет собой сложный многостадийный процесс. Каждая стадия характеризуется определенной последовательностью чередующихся химических реакций и соответствующими им

изменениями в системах «техногенный раствор–почва», «техногенный раствор–грунт», «техногенный раствор–неизмененные минералы». Процессы взаимодействия в вышеозначенных системах подразделяются на пять условных стадий взаимодействия:

I стадия – проникновение раствора в почву (грунт) в виде порового раствора; растворение и диссоциация минеральных соединений в поровом растворе; сорбция химических элементов из раствора на неорганической и органической составляющей грунтов.

II стадия – изменения реакции среды грунта pH после преодоления буферности его соединений.

III стадия – гидролиз и разрушение глинистых минералов с одновременным формированием многокомпонентной системы взаимодействующих с катионами техногенных вод окислов; образование первичных метастабильных соединений.

IV стадия – последовательные фазовые превращения первичных соединений во вторичные, вторичных в третичные и далее.

V стадия – формирование новых минеральных фаз и полиминеральных новообразований.

Степень накопления металлов в почвах при сорбции их из минерализованных вод определяется рядом нижеописанных факторов.

1. Сродство тяжелых металлов и металлоидов к фазам-носителям в почвах.

Водяницкий Ю.Н. в своих работах [3] показал, что важную роль при закреплении мышьяка в почвах играют гидроксилы железа. Марганец в почвах выступает минералообразователь, носитель ряда элементов (манганофилов), к которым в автоморфных почвах относятся, например, кадмий и цинк (Cd, Zn) [4]. Медь и свинец (Cu и Pb) в таких почвах - преимущественно органофилы. Ртуть относится как к халькофилам, так и к галлофилам. Мышьяк и хром относятся к сидерофилам. Кобальт в составе Fe-Mn-ортштейнов закрепляется не столько железом, сколько марганцем.

2. Сорбционная способность почв и грунтов.

По данным [5] емкость почв, характерных для Башкирии по металлам в зависимости от глубины залегания почвенного горизонта составляет от 18 до 34,0 моль экв/кг. В среднем 26 моль экв/кг. Произведем несложные вычисления. Примем плотность почвогрунта 1,5 г/дм<sup>3</sup> (1,4...1,6 г/см<sup>3</sup> - типичная плотность почв подпахотного горизонта). Следовательно, в 1 дм<sup>3</sup> почвы одновременно может аккумулироваться в среднем 39 моль экв. катионов, то есть в пересчете на ион железа (II) 1092 мг, или 1,1 гр. В минерализованных водах, такое количество токсичных тяжелых металлов приходится на 1-100 дм<sup>3</sup> соответственно подотвальных и рудничных вод. То есть при глубине почвенного горизонта 20 см почва на 1 м<sup>2</sup> площади исчерпает свой буферный ресурс при инфильтрации через этот слой от 0,1 до 10 м<sup>3</sup> загрязненных вод. После чего следующие порции фильтрующейся воды будут вымывать эти металлы, перенося их ниже или дальше по направлению от отвалов.

В зоне депрессионной воронки загрязненная вода будет фильтроваться через стенки земляных водоотводных канав, транспортируя токсичные металлы на значительное расстояние в обе стороны от потока.

Таким образом, проведенные исследования показали, что почвы, прилегающие к отвалам Сибайского карьера, имеют ограниченную возможность по дезактивации, поступающих с минерализованными водами тяжелых металлов. Воздействие минерализованных вод на почвенный покров прилегающей к месторождению местности

преимущественно «сверху», а за её пределами «снизу».

Таким образом:

- наиболее значительное влияние минерализованные воды оказывают на водосборные территории и территории, прилегающие к отвалам и водоотводящим канавам;
- почвы имеют ограниченную возможность по дезактивации, поступающих с минерализованными водами тяжелых металлов;
- степень накопления металлов в почвах при сорбции их из минерализованных вод определяется сорбционной способностью почв и грунтов.

*Список использованных источников*

1. Семенова И.Н., Суюндуков Я.Т., Ильбулова Г.Р. Ферментативная активность черноземов Башкирского Зауралья в условиях техногенного загрязнения // Известия Самарского научного центра Российской академии наук. – 2012. – Т. 14. – №. 1-1.
  2. Миркин Б.М., Суюндуков Я.Т. Синантропная растительность Зауралья и горно-лесной зоны Республики Башкортостан: фиторекультивационный эффект, синтаксономия, динамика. – Уфа: Гилем, 2008. – 512 с
  3. Водяницкий Ю. Н. Средство тяжелых металлов и металлоидов к фазам-носителям в почвах // Агрохимия. – 2008. – №. 9. – С. 87-94.
  4. Zhilina V., Shadrinova I., Chekushina T., Stefunko M., Cadmium in anthropogenic load on biota // Metallurgical and Mining Industry, №1, 2017, P. 8-13
  5. Черноземы СССР: Поволжье и Предуралье [Текст]: [Науч. тр. ВАСХНИЛ / В.А. Носин, И.И. Лебедева, Н.В. Денисова и др.]. - Москва: Колос, 1978. - 304 с.
- 

## **POLLUTION OF THE SOIL COVER OF MINING AND INDUSTRIAL REGIONS**

*Stefunko M.S., Orekhova N.N.*

The interaction of man-made waters with dispersed resources of the geosphere in the filtration zone is a complex multi-stage process. Soils exposed to mineralized waters serve as a receiver and accumulator of heavy metals, which leads to their degradation.

---

## **ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ШЛАКОВ ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ ДЛЯ СЕЛЕКТИВНОЙ ЦЕНТРОБЕЖНО-УДАРНОЙ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ\***

*Горлова О.Е.<sup>1</sup>, Орехова Н.Н.<sup>1</sup>, Колодежная Е.В.<sup>2</sup>, Колкова М.С.<sup>3</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика В.Н. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: gorlova\_o\_e@mail.ru*

<sup>2</sup> ЗАО «УралОмега», г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: kev@uralomega.ru*

<sup>3</sup> ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: kolkova\_ms@mail.ru*

*Представлены результаты проводимых исследований по установлению качественных, количественных критериев и на их основе интегративного критерия оценки соответствия структурных и физико-механических параметров шлаков условиям их селективного разрушения в аппаратах центробежно-ударного дробления.*

---

\* Работа выполнена в рамках выполнения проекта Российского научного фонда, соглашение № 22-27-00526

Среди больших вызовов для общества, государства и науки на современном этапе глобального развития Стратегией научно-технологического развития Российской Федерации до 2035 года выделено возрастание антропогенных нагрузок на окружающую среду до масштабов, угрожающих воспроизводству природных ресурсов, и связанный с их неэффективным использованием рост рисков для жизни и здоровья граждан [1].

Для урбанизированных территорий, где биосфера разрушена и преобразована деятельностью человека, актуальной задачей является сохранение качества окружающей среды, ограничение воздействий, под влиянием которых произойдет ее дальнейшее изменение в нежелательном направлении, поскольку изменяющаяся окружающая среда обуславливает по некоторым данным 77 % всех случаев заболеваний населения [1].

В качестве эффективного ответа на этот большой вызов Стратегией обозначена возможность более эффективного взаимодействия человека, природы и технологий. Однако для реализации такого взаимодействия порой отсутствуют связи в системе «технологии-человек-природа», роль которых должны выполнять методики приближения известных технологий к решению задач, позволяющих приблизить перенос вещества в техносфере к замкнутому круговороту [2, 3].

Наибольшую угрозу такому круговороту представляют отходы, образующиеся в процессе или по завершении определенной деятельности человека как «непланируемая» продукция, как некий прерыв естественного непрерывного процесса круговорота веществ, которые снижают эффективность использования природных ресурсов и одновременно негативно воздействуют на природные экосистемы [4].

Наиболее существенный по масштабам разрыв происходит в производственной деятельности, связанной с эксплуатацией природных минеральных ресурсов предприятиями горно-добывающей, горно-перерабатывающей, металлургической, химической, топливно-энергетической отраслей промышленности.

В этих отраслях формируется основной объем отходов производства – от 91,5 до 93,5 % к общей величине образующихся отходов, что составляло в абсолютных единицах 7,25 млрд. т в 2019 г и снизилось до 6,36 млрд. т в 2020 г. [5].

Общая величина накопленных и учтенных отходов производства и потребления в целом по стране по данным государственной статистической отчетности составляет свыше 30 млрд. т, хотя по другим оценкам объем накопленных отходов в отвалах и шламохранилищах страны гораздо больше и может достигать 80-100 млрд т.

Под складирование горнопромышленных отходов в целом по России занято свыше 500 тыс. га земель и ежегодно под полигоны отчуждается около 10 тыс. га пригодных для сельского хозяйства земель, а негативное воздействие отходов на окружающую среду проявляется на территории, превышающей эту площадь в 10-15 раз.

Уровень переработки техногенных отходов в России остается низким – только около 25-30 %, в мире этот показатель достигает 80-85 % [6].

На государственном уровне сегодня остро ставятся вопросы по крупномасштабной переработке горнопромышленных отходов и применению изготовленной из них продукции, разработке и внедрению экономически целесообразных и экологически безопасных технологий комплексного использования техногенных образований без утраты их ресурсного потенциала, с получением товарных продуктов, новых материалов и изделий из отходов [6].

Из всего многообразия вовлекаемых в переработку техногенных образований основной объем составляют металлургические шлаки, образовавшиеся при переработке руд различного генезиса.

Содержание полезных компонентов в шлаках находится на уровне, а зачастую превосходит содержание тех же компонентов в рудах черных и цветных металлов перспективных месторождений. В 2019-2020 гг. в целом по стране ежегодно образовалось свыше 155 млн т отходов металлургического производства [5], основную массу которых составляли шлаки.

При этом объемы утилизированных и обезвреженных отходов составляют порядка 53 % к объемам их образования.

Металлургические шлаки, сформированные в высокотемпературных пирометаллургических процессах, в значительной степени отличаются от природных генетически связанных с ними руд структурно-текстурными параметрами, вещественным составом и свойствами, поэтому показатели переработки шлаков на отечественных шлакоперерабатывающих установках по традиционным схемам обогащения в целом невысокие [7].

Показатели извлечения ценных компонентов из шлаков непосредственно связаны со способом их разрушения, поскольку в процессах дробления и измельчения шлаков должно происходить не только уменьшение размеров кусков шлаков, но и, главным образом, избирательное вскрытие металлических включений и рудных фаз, высвобождение их из шлаковообразующей матрицы с целью дальнейшего получения нескольких видов товарной продукции. Поэтому способ разрушения, режимы дробления и измельчения должны выбираться для каждого шлака в зависимости от его индивидуальных физико-механических характеристик и структурно-текстурных характеристик.

При разработке технологий и обосновании параметров вторичной переработки металлургических шлаков, как сложноструктурного сырья, образовавшегося в неравновесных условиях высокотемпературных процессов металлургического производства, необходимо располагать максимально полной информацией о их химическом, фазовом, гранулярном составе, морфометрических особенностях, характере распределения рудных минералов и агрегатов, твердости, хрупкости, поведении под влиянием внешних динамических нагрузок и др. [8].

Актуальной научно-практической задачей в обозначенной области повышения полноты, комплексности и экономической целесообразности переработки отходов производства является установление качественных и количественных критериев оценки особенностей вещественного состава, морфоструктурных параметров и физико-механических свойств металлургических шлаков для выбора наиболее рационального с точки зрения селективности и энергоемкости способа разрушения шлаков, адекватного этим выявленным особенностям объекта разрушения. Что будет исследовано применительно к рассматриваемым объектам, в качестве которых исследованы металлургические шлаки различного генезиса (доменные, сталеплавильные, медеплавильные, отходы вельцевания цинковых кеков), имеющие существенно отличия фазового состава, структуры и прочностных свойств от природного минерального сырья.

Новизна разрабатываемого подхода будет заключаться в том, что решение об использовании способа разрушения и, в частности, центробежно-ударного, принимается



на основании соответствия параметров сложноструктурного сырья критериям, которые будут обоснованы выявленными закономерностями ударного способа разрушения физического объекта с заданными характеристиками.

Таким образом в основе выбора будут лежать не только традиционный критерий минимизации энергетических затрат при дезинтеграции минерального сырья, но и, главным образом, критерии избирательного разрушения по границам срастания разнопрочностных фаз сложноструктурного сырья техногенного происхождения при одновременном снижении энергетических затрат.

Перспективность использования нового научно-методологического подхода будет доказана при экспериментальной проверке новых технических и технологических решений по переработке металлургических шлаков различного генезиса с получением более широкой по сравнению с существующей номенклатуры товарной продукции из шлаков.

#### *Список использованных источников*

1. Стратегия научно-технологического развития Российской Федерации. Утверждена Указом Президента Российской Федерации от 1 декабря 2016 года N 642. URL: <https://docs.cntd.ru/document/420384257?marker=6580IP> (Дата обращения: 30.04.2022).
2. Экологически ориентированная переработка горнопромышленных отходов: монография / Под науч. ред. В.А. Чантурия, И.В. Шадруновой. Москва: Изд-во «Спутник+», 2018. – 200 с.
3. Развитие технологических инноваций глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов / В.А. Чантурия, И.В. Шадрунова, О.Е. Горлова, Е.В. Колодежная // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 159-171.
4. Shadrnova, I.V., Gorlova O.E., Zhilina V.A. The new paradigm of an environmentally-oriented resource-saving technologies for processing of mining // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering 687 (2019) 066048.
5. О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2020 году. Государственный доклад. – М.: Минприроды России; МГУ, 2021. – 864 с.
6. Техногенное минеральное сырье: особенности вещественного состава и технологических свойств, геолого-минералогическое картирование / Е.Н. Левченко, Л.И. Веремеева, О.Е. Горлова // Руды и металлы. – 2018. – №1. – С.64-75.
7. Шадрунова И.В., Горлова О.Е., Колодежная Е.В. Технология получения высококачественных концентратов из отвальных металлургических шлаков // Обогащение руд. 2019. №4. С. 54-60.
8. Горлова О.Е., Шадрунова И.В. Развитие методологических оснований и обоснование параметров ресурсосберегающей экологически ориентированной переработки горнопромышленных отходов по комбинированным технологиям // Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья: сб. тр. конф. (Плаксинские чтения - 2021). Владикавказ: Изд-во Сев. Кав. ГМИ (ГТУ) 2021. – С. 454-459.

---

### **SUBSTANTIATION OF PARAMETERS OF FERROUS AND NON-FERROUS METALLURGY SLAGS FOR SELECTIVE CENTRIFUGAL-IMPACT DISINTEGRATION**

*Gorlova O.E., Orekhova N.N., Kolodezhnaya E. V., Kolkova M. S.*

The results of ongoing research on establishing qualitative and quantitative criteria and, on their basis, an integrative criterion for assessing the compliance of the structural and physical-mechanical parameters of slags with the conditions of their selective destruction in centrifugal-impact crushing devices are presented.

---

**ВЛИЯНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ  
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ  
ИЗ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ\***

**Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л., Копорулина Е.В., Кожевников Г.А.**

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр имени академика  
Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: andrey63vzm@mail.ru

*Представлены результаты исследования процесса азотнокислотного выщелачивания редкоземельных элементов (РЗЭ) из золошлаковых отходов (ЗШО). Экспериментально установлены рациональные параметры азотнокислотного выщелачивания РЗЭ, обеспечивающие максимальное извлечение РЗЭ на уровне 50.4 %: температура – 130°C, концентрация кислоты – 7.2 М, продолжительность – 180 минут, частота перемешивания минеральной суспензии – 500 мин<sup>-1</sup>.*

К перспективным дополнительным источникам РЗЭ можно отнести золошлаковые отходы (ЗШО) теплоэлектростанций [1-3]. ЗШО являются побочным продуктом, образующимся при сжигании каменных и бурых углей, годовой объем которых составляет 600-800 миллионов тонн во всем мире, с содержанием РЗЭ от 100 до 1000 г/т [4,5]. По данным Министерства энергетики РФ, в золоотвалах российских ТЭЦ накоплено порядка 1 070 млн. т золошлаков, тогда как вторичной переработки подвергается всего 20-25 % от общего объема [6-7]. Кроме того, золошлаковые отходы содержат ряд опасных для окружающей среды микроэлементов (мышьяк, бор, кадмий, фтор, шестивалентный хром, ртуть, свинец, селен) [8-9].

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 [10-11].

В связи с вышеизложенным, целью данной работы являлось исследование влияния различных параметров (продолжительность, температура, концентрация кислоты) и предварительных энергетических воздействий (МЭМИ, ультразвук и доизмельчение) на кинетику и эффективность кислотного выщелачивания редкоземельных элементов из золошлаковых отходов.

В качестве материала исследований использованы ЗШО ТЭЦ-9 (г. Иркутск) класса крупности -200 мкм. Суммарное содержание РЗЭ составляет 605 г/т. Основными РЗЭ являются: Се – 29.0 (% отн.), Nd – 15.6 (% отн.), Y – 20.7 (% отн.), La – 14.4 (% отн.).

Исходные пробы ЗШО представлены сферическими частицами и их фрагментами (рисунок 1).

На изображениях в отраженных электронах (BSE) ясно различимы два типа микросфер – преобладающие серые и яркие, находящиеся в подчинённых количествах (с большей величиной Z (рисунок 1 а). Серые в BSE частицы (рисунок 1 б) представлены частично раскристаллизованным кремний-глинозёмистым стеклом, образовавшимся в

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Российской Федерации в лице Министерства науки и высшего образования РФ № 13.1902.21.0018 (соглашение 075-15-2020-802).

результате плавления глинистого компонента исходных углей. Яркие в BSE микросферы состоят из различных оксидов железа (иоцит, магнетит, гематит, маггемит) и представляют собой продукты горения/окисления железистых компонентов углей – пирита/марказита, железистых карбонатов, сидерита.

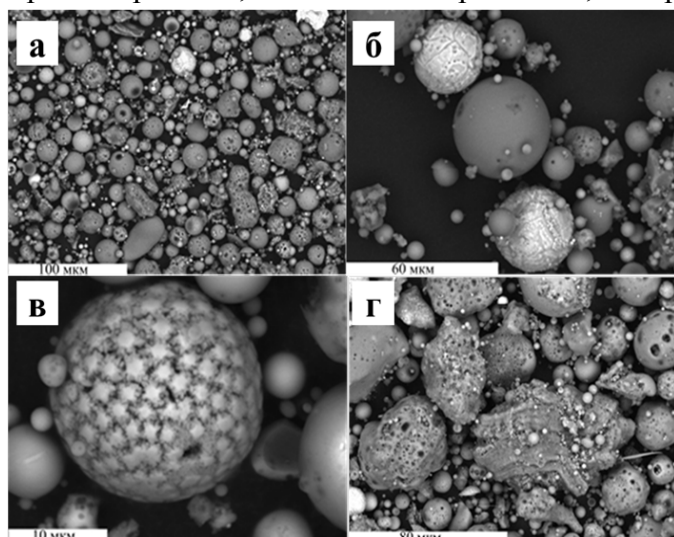


Рисунок 1 - РЭМ - изображения исходных золошлаковых отходов

По данным рентгенофазового анализа основными кристаллическими фазами проб ЗШО являются кварц и муллит. Широкое гало в области малых и средних углов рентгendifракционного спектра свидетельствует о частичной раскристаллизации расплава и присутствии значительного количества аморфного вещества.

На рисунке 2 представлены графики зависимости извлечения четырех основных редкоземельных элементов (Ce, La, Nd и Y) от продолжительности выщелачивания, температуры суспензии и концентрации азотной кислоты.

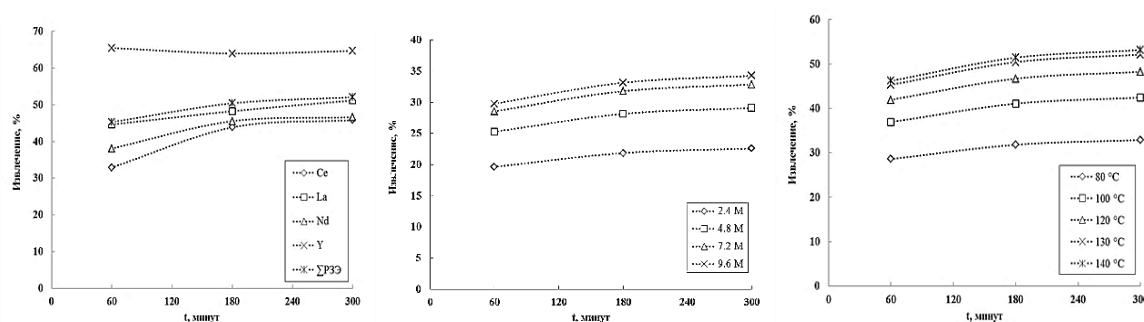


Рисунок 2 - Влияние параметров выщелачивания на извлечение  $\Sigma$ РЗЭ

В результате исследования процесса азотнокислотного выщелачивания РЗЭ из золошлаковых отходов выявлены рациональные параметры: температура – 130 °С, концентрация азотной кислоты – 7.2 М, продолжительность выщелачивания – 180 мин, обеспечивающие извлечение РЗЭ на уровне 50.4 %.

Для изучения механизма растворения исследована кинетика выщелачивания суммы РЗЭ из золошлаковых отходов с использованием данных, полученных при различных температурах. Предполагая участие сферических частиц золы в процессе выщелачивания, этап, определяющий скорость процесса, выявляли посредством сравнения кинетических данных с моделями диффузионной и химически контролируемой усадки ядра. Установлен механизм кинетики выщелачивания РЗЭ, соответствующий внутридиффузионной модели усадки ядра, что подтверждается

рассчитанной энергией активации  $E_a$  реакции, равной – 19.4 кДж/моль.

В таблице представлены результаты выщелачивания золошлаковых отходов после предварительных энергетических воздействий. Обработка мощными электромагнитными импульсами в течение 30-90 сек. повышает извлечение суммы РЗЭ на 1.0-3.8 % с 50.4 % до 51.4-54.2 %.

*Таблица - Влияние предварительных энергетических воздействий на выщелачивание РЗЭ*

Вид обработки	Время обработки, с	$\varepsilon_{\Sigma \text{РЗЭ}}$
Без обработки	-	50.4
МЭМИ	30	51.4
	60	53.5
	90	54.2
Ультразвук (в воде)	300	54.5
	600	57.3
	1200	57.7
	1800	57.9
Ультразвук (в $\text{HNO}_3$ )	600	68.6
Предварительное измельчение до 63 мкм		51.0

Предварительное воздействие ультразвуковых воздействий на водную суспензию ЗШО (Т:Ж – 1:10) повышает извлечение суммы РЗЭ на 6.9-7.5 % с 50.4 % до 54.5-57.9 % при последующем азотнокислотном выщелачивании.

Необходимо отметить, что эффект от предварительных воздействий МЭМИ и УЗ заключается не только в разрушении алюмосиликатных микросфер, так как предварительное измельчение исходных ЗШО класса крупности -200 мкм (содержание класса -63 мкм – 62.5 %) до крупности -63 мкм обеспечило при последующем азотнокислотном выщелачивании прирост извлечения РЗЭ только 0.6 % с 50.4 до 51.0 %.

Таким образом, в результате исследования процесса азотнокислотного выщелачивания редкоземельных элементов из золошлаковых отходов:

- выявлены рациональные параметры выщелачивания, обеспечивающие извлечение РЗЭ на уровне 50.4 %;
- установлен механизм кинетики выщелачивания РЗЭ, соответствующий внутридиффузионной модели усадки ядра;
- вскрыт механизм интенсификации процесса выщелачивания РЗЭ за счет предварительной обработки ЗШО мощными электромагнитными импульсами и ультразвуком, вследствие разрушения алюмосиликатных микросфер, обеспечивающее более эффективное взаимодействие выщелачивающего агента с поверхностью и объемом частиц, и как следствие, повышение извлечения РЗЭ на 3.8-18.2 %;
- максимальное извлечение РЗЭ при выщелачивании ЗШО достигается при их предварительной ультразвуковой обработке и составляет 68.6 %.

*Список использованных источников*

1. Brahim J.A., Hak S.A., Achiou B. et al. Kinetics and mechanisms of leaching of rare earth elements from secondary resources // Minerals Engineering. — 2022. — Vol. 177. —107351.
2. Binnemans K., Jones P.T., Blanpain B. et al. Towards zero-waste valorisation of rare-earth-containing industrial process residues: a critical review // J. Clean. Prod. 2015. Vol. 99. P. 17 – 38.
3. Wang N., Sun X., Zhao Q. et al. Leachability and adverse effects of coal fly ash: A review // J.

- Hazard. Mater. — 2020. — Vol. 396. — P. 122 – 725.
4. Blissett R.S., Smalley N., Rowson N.A. An investigation into six coal fly ashes from the United Kingdom and Poland to evaluate rare earth element content // Fuel. 2014. Vol. 119. P. 236 – 239.
  5. Seredin V.V. Rare earth element-bearing coals from the Russian Far East deposits // Inter. J. Coal Geol. 1996. Vol. 430. P. 101-129.
  6. Мязин В.П., Шумилова Л.В., Размахнин К.К. и др. Комплексная переработка золошлаковых отходов тепловых электростанций восточного Забайкалья // ФТПРПИ. 2018. № 5. С. 159-173.
  7. Размахнин К.К. Переработка природных цеолитов, используемых в фильтрах ТЭС Забайкальского края // Экомониторинг. Экол. эффективность. — 2014. — № 10.
  8. Xu M., Yan R., Zheng C., Qiao Y. et al. Element Emission in a Coal Combustion Process: A Review // Fuel Processing Technology. 2003. Vol. 85 (2-3). P. 215 – 237.
  9. Ksenofontov B.S., Butorova I.A., Kozodaev A.S. et al. Problems of Toxicity of Ash and Slag Waste // Ecology and Industry of Russia. 2017. Vol. 21 (2). P. 4-9.
  10. 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. — Vol. 42(7). — P. 1 – 12.
  11. 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.
- 

## INFLUENCE OF ENERGY EFFECTS ON THE EFFICIENCY OF RARE EARTH ELEMENTS LEACHING FROM COAL ASH

*Chanturiya V.A., Minenko V.G., Samusev A.L., Koporulina E.V., Kozevnikov G.A.*

The results of the study of the process of nitric acid leaching of rare earth elements (REE) from coal ash. Optimal parameters of nitric acid leaching of REE were experimentally established, providing the maximum extraction of REE at the level of 50.4 %: temperature – 130 °C, acid concentration - 7.2 M, duration - 180 minutes, mixing frequency of the mineral suspension – 500 min<sup>-1</sup>.

---

## ОСОБЕННОСТИ НАХОЖДЕНИЯ РЗЭ В ТЕКУЩИХ И ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТАХ РЕДКОМЕТАЛЛЬНЫХ РУД\*

*Максимова В.В.<sup>1,2</sup>, Красавцева Е.А.<sup>1,2</sup>, Савченко Е.Э.<sup>3</sup>, Макаров Д.В.<sup>2</sup>, Елизарова И.Р.<sup>2</sup>,  
Кудрявцева Л.П.<sup>2</sup>, Малышева М.Б.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> Лаборатория природоподобных технологий и техносферной безопасности Арктики  
ФИЦ “Кольский научный центр РАН”, г. Апатиты, Российская Федерация

<sup>2</sup> ФГБУН Институт проблем промышленной экологии Севера ФИЦ “Кольский научный центр  
РАН”, г. Апатиты, Российская Федерация

<sup>3</sup> ФГБУН Геологический институт ФИЦ “Кольский научный центр РАН”,  
г. Апатиты, Российская Федерация, e-mail: v.maksimova@ksc.ru

*В статье приведены данные по изучению минерального состава текущих и лежалых хвостов редкометалльного месторождения. Были изучены минералогические и технологические характеристики, определено содержание редкоземельных минералов, изучено различие распределения по классам крупности минералов, содержащих редкоземельные элементы.*

---

\* Работа выполнена в рамках гранта РФФИ №22-27-00159 «Эколого-геохимическая оценка загрязнения компонентов окружающей среды в зоне влияния хранилищ отходов обогащения редкометалльных руд»

На Кольском полуострове расположено единственное действующее предприятие по разработке лопаритовых руд.

Особенностью российского редкометалльного сырья является его сложный комплексный состав и низкое содержание целевых компонентов, по сравнению с зарубежными месторождениями легкообогатимых монацита, ксенотима и бастнезита. Лопаритовый концентрат, получаемый на предприятии, используется как сырье для производства тантала, ниобия, редких земель цериевой группы и титана.

В настоящее время не только редкометалльные месторождения, но и сопутствующие их разработке техногенные объекты выступают объектом повышенного интереса как обладающие значительным сырьевым потенциалом.

Объектом исследования являлись лежалые (складированные в неэксплуатируемом хвостохранилище) и текущие (действующего производства) хвосты обогатительной фабрики горнорудного предприятия, разрабатывающего месторождение лопаритовых руд. Отбор проб лежалых хвостов производился из поверхностного слоя глубиной до 8 см. Так как ранее была отмечена дифференциация материала хвостов по крупности и вещественному составу уже на стадии складирования, для исследования состава текущих хвостов отбор проб производился на фабрике из зумпфа, до разгрузки на действующее хвостохранилище.

Отходы обогащения представляют собой мелкозернистые пески. В процессе хранения измельченный материал хвостов претерпевает значительные изменения в процессах взаимодействия с атмосферным кислородом, осадками, промывными и паводковыми водами, почвенными растворами.

В полученном материале проведен полуколичественный минералогический анализ по методикам НСОММИ МУ41, НСОММИ МР89 (ОАО "Кольский геологический информационно-лабораторный центр"), содержание редкоземельных элементов (РЭЭ) в средней пробе и в отдельных фракциях текущих и лежалых хвостов определено методом масс-спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой (ЦКП ИППЭС КНЦ РАН).

Минеральный состав хвостов обогащения лопаритовых руд приведен в таблице.

*Таблица - Минеральный состав хвостов обогащения лопаритовых руд\**

Минерал	Содержание, %	
	хвосты текущего производства	лежалые хвосты
Нефелин $(\text{Na,K})\text{AlSiO}_4$	62.22	59.57
Полевой шпат $(\text{Na,K})\text{AlSi}_3\text{O}_8$	16.51	16.07
Апатит $\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6(\text{OH,F,Cl})_2$	1.03	1.05
Лопарит $(\text{Na,Ce,Ca,Sr,Th})(\text{Ti,Nb,Fe})\text{O}_3$	0.98	0.94
Эгирин $\text{NaFe}^{3+}(\text{Si}_2\text{O}_6)$	18.71	20.42
Диопсид $\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$	0.04	Д.зн
Содалит $\text{Na}_4\text{Si}_3\text{Al}_3\text{O}_{12}\text{Cl}$	0.17	1.58
Ломоносовит $\text{Na}_{10}\text{Ti}_4(\text{Si}_2\text{O}_7)_2(\text{PO}_4)_2\text{O}_4$	0.19	0.15
Лампрофиллит $(\text{Sr,Ba})_2(\text{Na,Ti})_4\text{Ti}_2\text{O}(\text{Si}_2\text{O}_7)_2(\text{O,OH,F})_2$	0.15	0.21
Сумма	100.00	99.99

*\*Выполнен в ОАО "Кольский геолого-информационный аналитический центр".*

Сопоставление содержания РЗЭ в средней пробе и по отдельным фракциям показало значительное обогащение тонкой фракции (менее 0.071 мм), что нашло отражение в наших предыдущих работах и проиллюстрировано на рисунке 1.

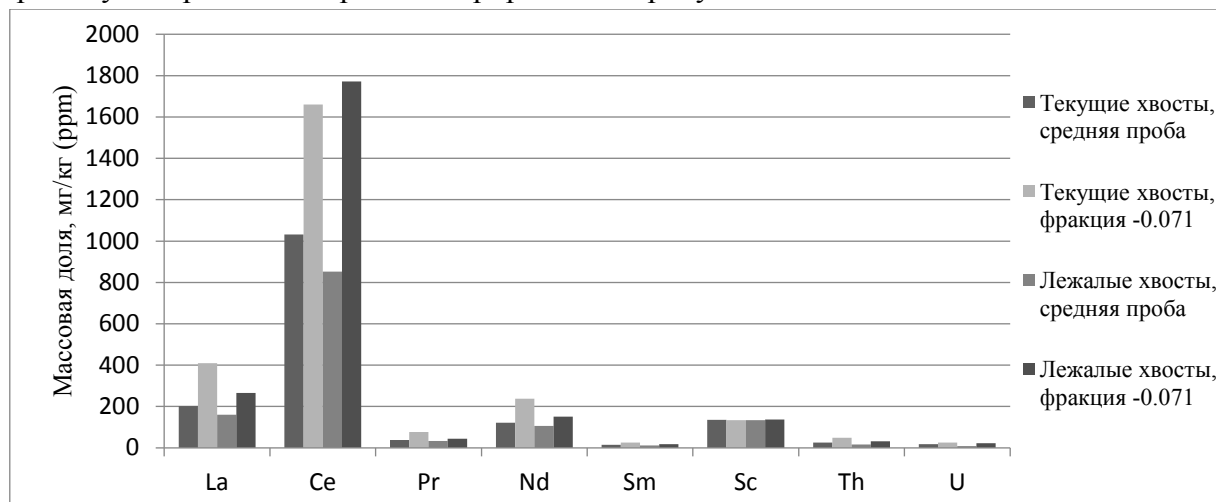


Рисунок 1 - Содержание некоторых элементов в средней пробе и фракции менее 0.071 мм для текущих и лежалых хвостов

Методами сканирующей электронной микроскопии и рентгеноструктурного анализа были дополнительно исследованы образцы текущих и лежалых хвостов. Некоторые из основных РЗЭ-содержащих минералов в составе текущих хвостов обозначены на рисунках 2 (а, б) и 3 (а, б).

В материале хвостов обнаружены как зерна апатита без содержания РЗЭ, так и Sr-apatит, содержащий преимущественно Ce и La. Sr обладает более высоким атомным весом, чем Ca, который он замещает, что приводит к повышению удельного веса Sr-apatита по сравнению с чистым апатитом. Прямая зависимость между содержанием стронция в апатите и удельным весом отмечена в работах В.Н. Огородникова, Ю.А. Поленова, А.Н. Савичева, А.Ю. Кисина. Увеличение параметров элементарной ячейки Sr-apatита объясняется различием ионных радиусов (Sr – 1.20 Å, Ca – 1.04 Å).

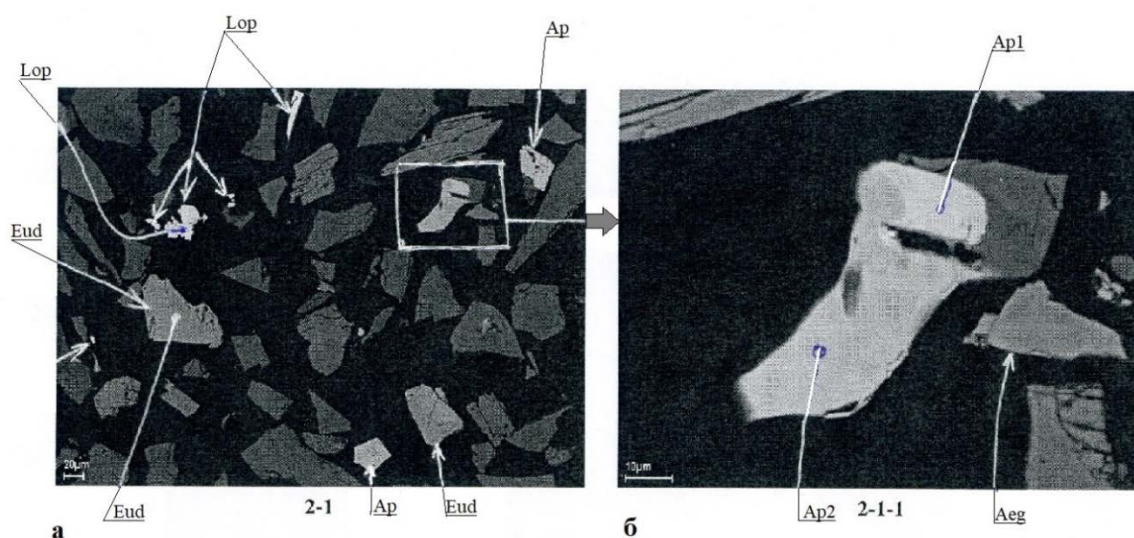


Рисунок 2 - Основные минералы-концентраторы РЗЭ в текущих хвостах:  
а – Lop – лопарит, Eud – эвдиалит, Ap – стронциевый апатит; б – отдельно вынесен зональный апатит. Ap1, Ap2 – стронциевый апатит, содержащий РЗЭ (преимущественно Ce, La), Aeg – эгирин без



содержания РЗЭ

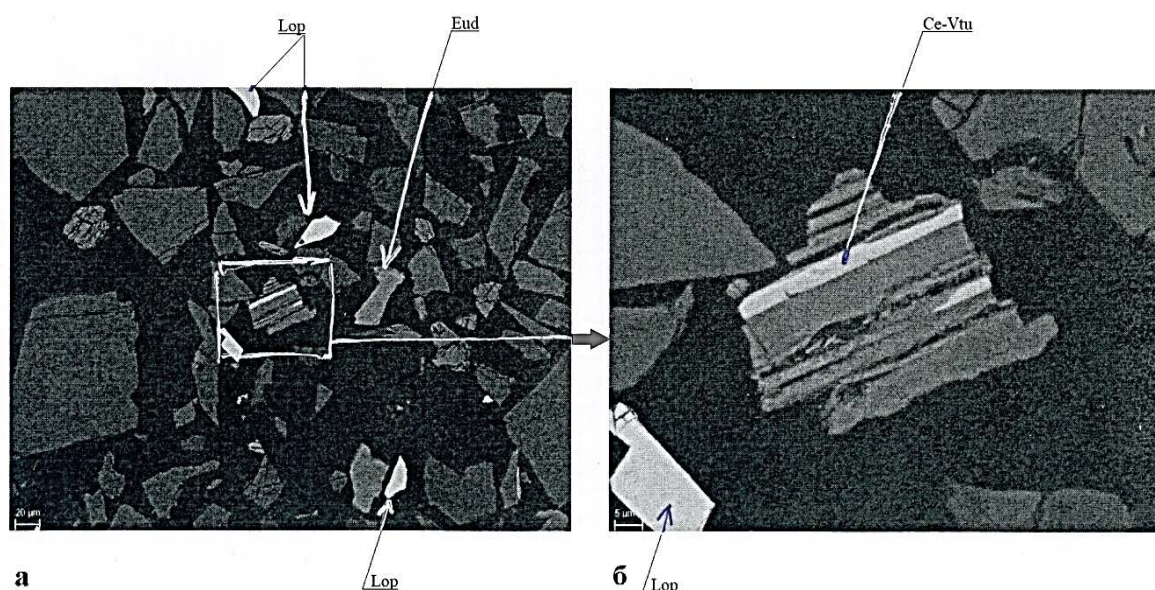


Рисунок 3 - Основные минералы-концентраты РЗЭ в лежалых хвостах:  
а – Lop – лопарит, Eud – эвдиалит, Ce-Vtu – цериевый витусит; б - отдельно вынесен цериевый витусит

Основными РЗЭ-содержащими минералами как в образцах текущих, так и в образцах лежалых хвостов являются лопарит  $((\text{Na,Ce,Ca,Sr,Th})(\text{Ti,Nb,Fe})\text{O}_3)$ , стронциевый апатит  $((\text{Sr,Ca})_5(\text{PO}_4)_3(\text{OH,F}))$ , эвдиалит  $(\text{Na}_4(\text{Ca,Ce,Fe,Mn})_2\text{Zr}_2\text{Si}_6\text{O}_{17}(\text{OH,Cl})_2)$ , Се-витусит  $(\text{Na}_3(\text{Ce,La,Nd})\text{PO}_4)$  и при этом РЗЭ-содержащие частицы действительно имеют меньший размер, чем более крупные частицы порообразующих элементов, например, нефелина, полевых шпатов.

С позиций поиска наиболее эффективных технологий получения черного концентрата, пригодного для извлечения индивидуальных РЗЭ, интерес представляет разделение хвостов и выделение непосредственно тонкой фракции, что, к сожалению, связано с технологическими трудностями.

Особенностью изученного материала является нахождение основной части РЗЭ преимущественно в форме трудновскрываемых оксидов (лопарит), силикатов (эвдиалит), и фосфатов (Sr-апатит, Се-витусит и др.). Эта особенность, как и наличие тория в составе фосфатов и в силикатной форме, должна учитываться при разработке перспективных схем извлечения ценных элементов из хвостов обогащения лопаритовых руд.

## PECULIARITIES OF REE OCCURRENCE IN CURRENT AND STALE TAILINGS OF RARE METAL ORES

*Maksimova V.V., Krasavtseva E.A., Savchenko Ye.E., Makarov D.V., Elizarova I.R., Kudryavtseva L.P., Malysheva M.B.*

The article contains data on the study of the mineral composition of current and stale tailings of a rare metal deposit. The authors studied the mineralogical and technological characteristics, determined the content of rare earth minerals, studied the differences of minerals containing rare earth elements distribution by size classes.



**ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СКАНДИЯ ИЗ  
ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НЕЙТРОННО-  
АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА\***

*Иванников С.И., Маркин Н.С., Полякова Н.В., Шашина Ю.И.,  
Шлык Д.Х., Земскова Л.А.*

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения РАН, г. Владивосток,  
Российская Федерация, e-mail: fyajkfqn@mail.ru

*Продемонстрирована возможность использования инструментального нейтронно-активационного анализа на радионуклидном источнике нейтронов  $Cf-252$  для оценки содержания скандия в ходе его концентрирования из золошлаковых отходов осадительными методами.*

В настоящее время для получения ценных металлов вовлекаются в производство различные техногенные отходы. Так, для производства скандия - редкого и чрезвычайно рассеянного элемента, в качестве крупных сырьевых источников могут оказаться отходы глиноземного производства – красные шламы. В настоящее время активно ведутся полупромышленные испытания по получению скандиевых продуктов [1, 2].

Реальным видом скандий содержащего сырья, наряду с продуктивными растворами, полученными при скважинном подземном выщелачивании урановых руд, являются отходы от получения удобрений из апатитовых руд и отходы железорудного (титаномагнетитового) производства [1]. Альтернативными источниками скандия рассматриваются угли и золы углей, в которых содержание скандий образует аномалии, вплоть до промышленно значимых концентраций [3-5].

Среднее содержание скандия в изученных углях Сибири, российского Дальнего Востока, Монголии, Казахстана и Ирана составляет 4,3 г/т. Наиболее высокие концентрации Sc в углях Канско-Ачинского бассейна достигают 230 г/т, однако из-за повышенной зольности содержание скандия в золе угля составляет 870 г/т. Аномально скандиеносные угли Иркутского бассейна, его содержание в угле в ряде случаев превышает 40 г/т при концентрации в золе 300-500 г/т. Содержание Sc в золах углей Приморья достигает 28,9 г/т [5].

*Цель работы* – оценка содержания скандия в золошлаковых отходах и степени его концентрирования в различных осадках по мере переработки отходов с использованием нейтронно-активационного анализа. Исследование по извлечению скандия из золы углей солянокислым раствором и при кипячении выполнено с использованием золы с полигона ТЭЦ-2 г. Владивостока. Элементный анализ золы и промежуточных продуктов в соответствии со схемой концентрирования выполнен методом рентгено-флуоресцентного анализа (РФА) с использованием энергодисперсионного рентгено-флуоресцентного спектрометра ShimadzuEDX-800HS. Определение содержания скандия в пробах золы и продуктах выполнено инструментальным нейтронно-активационным анализом (ИНАА) на разработанной в Институте химии ДВО РАН установке. В качестве источника нейтронов использовался радиоизотопный источник на основе  $^{252}Cf$  тип НК252M11 с потоком нейтронов  $1 \cdot 10^9 \text{ с}^{-1}$ . Для оценки специфичности и селективности метода использовался

---

\* Работа выполнена в рамках государственного задания ФГБУН Института химии ДВО РАН, тема № 0205-2021-0002.

сертифицированные образцы минерального сырья OREAS производства компании ORE RESEARCH & EXPLORATION, Австралия. Предел обнаружения Sc в углях и золе методом ИНАА составил 2,0 г/т.

Предложена схема выделения скандия (рисунок), основанная на осадительных методах. Известно, что существует принципиальная возможность разделения с использованием разницы в рН осаждения гидроокисей (таблица 1).

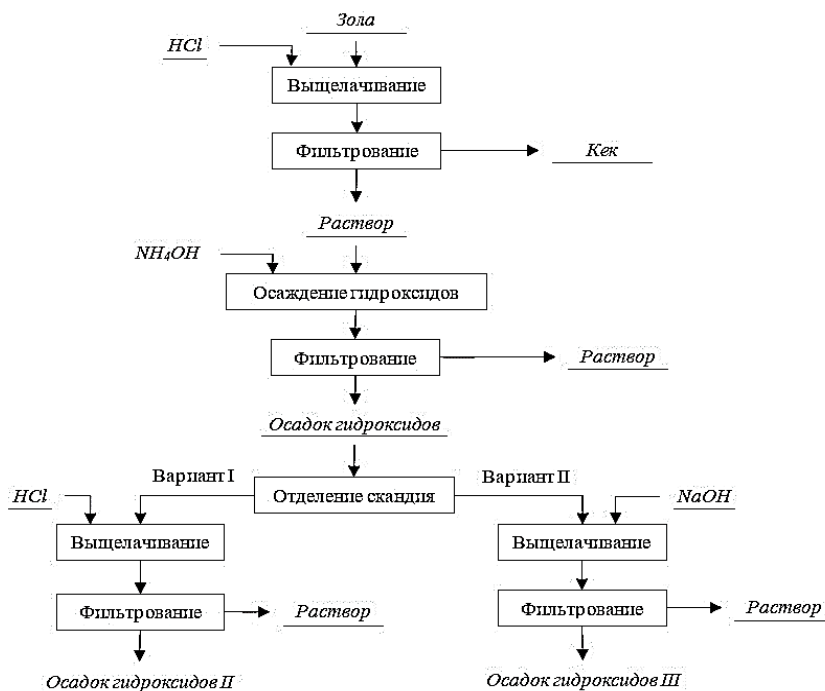


Рисунок – Схема переработки золошлаковых отходов

Таблица 1 - рН осаждения некоторых гидроокисей [6]

Гидроокись	рН	Гидроокись	рН	Гидроокись	рН
Sc(OH) <sub>3</sub>	4,9–5,5	ZrO <sub>2</sub> ·xH <sub>2</sub> O	1,9–2,6	Al(OH) <sub>3</sub>	3,6–5,1
Ln(OH) <sub>3</sub>	6,3 и более	TiO <sub>2</sub> ·xH <sub>2</sub> O	0,7	Fe(OH) <sub>3</sub>	1,6–3,5
Ce(OH) <sub>4</sub>	1,2	Th(OH) <sub>4</sub>	3,0 и более	Fe(OH) <sub>2</sub>	6,6–9,3
Ce(OH) <sub>3</sub>	7,4	SiO <sub>2</sub> ·xH <sub>2</sub> O	В сильно кислой среде	Mg(OH) <sub>2</sub>	8,3–11,3

В некоторой степени можно очистить Sc от Zr, Ti, Th и Ce<sup>4+</sup> (они осаждаются при более низких рН) и от ряда РЗЭ иттриевой группы, Ce<sup>3+</sup>, Fe<sup>2+</sup> (осаждающихся при более высоких значениях рН, чем гидроокись скандия). Отделить скандий от алюминия этим методом затруднительно, так как рН осаждения гидроокисей Sc и Al близки. Метод не дает возможность отделить Sc от Fe<sup>3+</sup>, в присутствии которого гидроокись скандия осаждаются при более низком рН, чем из чистых растворов. В присутствии больших количеств Al и Fe отделить скандий можно при строгом регулировании рН и из очень сильно разбавленных растворов [6].

Выщелачивание скандия проводили соляной кислотой в следующих условиях: температура 40-52 °С, исходная концентрация HCl – 2,25- 2,5 моль/л, соотношение Т : Ж = 1 : 4,2, продолжительность процесса – 1 час, как в работе [7]. При этом в раствор переходит 29,8 % Sc. Аммиаком из раствора выщелачивания был осажден коллективный осадок

гидроокисей. На этой стадии трудно контролировать рН, при котором может быть достигнуто отделение Sc от Al, поскольку в системе содержится большое количество Fe пульпа имеет желто-коричневый цвет, и изменение окраски метилового красного (от красной к желтой рН 4,2-6,2) неразличимо.

Отделение скандия от сопутствующих элементов проводили путем растворения коллективного осадка гидроокисей в *двух вариантах*: растворением в HCl<sub>конц</sub>, по достижении рН 4,0 осадок и раствор разделяли или растворяли в NaOH с концентрацией 3,3 %. Не растворившиеся осадки анализировали на содержание Sc и сопутствующих элементов (таблица 2).

Таблица 2 - Химический состав золы и осадков в процессе переработки

Твердая фаза	Металл, масс. %								
	Sc	Si	Al	Fe	Ca	Ti	Mn	Sr	Zr
Зола исходная	<b>0,0048</b>	51,34	32,68	6,14	5,13	0,765	0,176	0,053	0,036
Зола после выщелачивая	<b>0,0035</b>	49,32	25,09	8,26	3,99	1,26	0,18	0,056	0,029
Осадок I гидроксидов	<b>0,0074</b>	6,14	14,11	8,50	5,67	0,47	0,19	0,029	–
Осадок II после кислоты	<b>0,0135</b>	20,24	22,89	25,66	1,40	1,15	0,11	0,023	0,037
Осадок III после щелочи	<b>0,0226</b>	16,44	22,99	17,79	8,37	0,89	0,35	0,130	0,025

Как следует из экспериментальных данных, Sc полностью переходит в осадок гидроксидов при осаждении аммиаком. При обработке осадка гидроксидов кислотой и щелочью скандий концентрируется в твердом остатке вместе с железом, но происходит отделение от кремния и алюминия. В растворах после отделения осадка, Sc, по данным ИНАА, не обнаружено.

Дальнейшее развитие способа переработки золошлаковых отходов может быть связано с включением в разрабатываемую технологическую схему сорбционных или экстракционных методов.

#### Список использованных источников

1. Ануфриева С.И., Быховский Л.З., Лихникевич Е.Г. и др. Природные и техногенные источники получения функциональных материалов на основе редких земель и скандия // Труды Кольского научного центра РАН. Химия и материаловедение. вып. 2. 1/2018. Ч. 1. С. 118-121.
2. Быховский Л.З., Архангельская В.В., Тигунов Л.П. и др. Перспективы освоения минерально-сырьевой базы и развития производства скандия в России и других странах СНГ // Мин. ресурсы России. Экономика и управление. 2007. № 5. С. 27-32.
3. Пашков Г.Л. Золо природных углей – нетрадиционный сырьевой источник редких элементов // Соросовский образовательный журнал. 2001. Т. 7. № 11. С.67-72.
4. Пашков Г.Л., Сайкова С.В., Кузьмин В.И. и др. Золо природных углей – нетрадиционный сырьевой источник редких элементов // J.Siberian Federal University. Engineering & Technologies. 2012. V. 5. № 5. P. 520-530.
5. Арбузов С.И. Природа аномальных концентраций скандия в углях // Изв. Томского политехнического университета. 2013.Т. 323. № 1. С. 56-64.
6. Химия и технология редких и рассеянных элементов. Ч. II./ Под ред. К.А. Большакова. Уч. пособие для вузов. Изд. 2-е, перераб. и доп. – М.: Высш. школа, 1976. С. 3-45. – 360 с.
7. Балбекова Б.К., Таубаева Ш.М. Исследование возможности извлечения РЗЭ из золошлаковых отходов Карагандинской ТЭЦ // Наука и техника Казахстана. 2020. № 2. С. 82-87.

## STUDY OF THE POSSIBILITY OF EXTRACTING SCANDIUM FROM ASH AND SLAG WASTE USING NEUTRON ACTIVATION ANALYSIS

*Ivannikov S.I., Markin N.S., Polyakova N.V., Shashina Iu. I., Shlyk D. Kh., Zemskova L.A.*

The possibility of assessment of the scandium content during its concentration from ash and slag waste by precipitation methods via instrumental neutron activation analysis on a Cf-252 radionuclide neutron source was demonstrated.

---

## ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ЗОЛЫ ОТ СЖИГАНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

*Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Сыса П.А.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, e-mail: lavrinenko\_a@ipkonran.ru

*С целью решения проблемы загрязнения окружающей среды золой при сжигании высокозольных каменных углей, проведены исследования процессов магнитной сепарации, флотации и выщелачивания из неё ценных компонентов на примере золы от сжигания каменных углей Экибастузского угольного бассейна*

Омская ТЭЦ-4 - вторая по объему использования угля в г. Омск (после ТЭЦ-5), обеспечивает электроэнергией, паром и тепловой энергией промышленные предприятия и жилищно-коммунальных потребителей г. Омска. Экибастузский каменный уголь марки «СС» является проектным топливом [1].

Высокая зольность экибастузских углей (порядка 40 %) предопределяет повышенное количество образующихся после их сжигания отходов. Выбросы от высокозольных каменных углей выше, чем от сжигания других углей, в том числе, бурых. В связи с этим предлагалось перевести ТЭЦ-4 на сжигание бурых углей Канско-Ачинского бассейна [2], а также на использование природного газа [3], однако эти проекты не были реализованы.

На ТЭЦ-4 при сухом отборе золы образуется 210 тыс. т золы в год. Однако перерабатывается только 30 тыс. т в связи с отсутствием спроса [4]. Поэтому необходимы исследования с целью утилизации золы ТЭЦ-4 в продукцию с высокой добавленной стоимостью.

Предложено достаточно много способов использования золы угольных теплоэлектростанций [3,5-7]. Наиболее распространенными способами применения являются способы частичной замены золой природных минеральных порошков при изготовлении бетонов, цементов и укрепления грунтов в дорожном строительстве. Многообразие составов зол ТЭС привело к исследованиям возможности применения золы в составах композиционных материалов, например, золоситаллов, а также новым направлениям их применения, в частности, в сельском хозяйстве в качестве мелиорантов.

Анализ элементного состава образца золы показал, что основным компонентом золы являются оксиды кремния (57,4 % SiO<sub>2</sub>). Анализ содержаний макрокомпонентов показал относительно невысокое содержание алюминия 9,4 % (27,9 % по Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) и железа 3,3 % (5,3 % по Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), а также низкое содержание серы (0,14 % SO<sub>3</sub>). Содержание углерода -

4,71 % является низким по сравнению с его содержанием в золошлаковых отходах (12 %). Зола содержит также ценные микроэлементы – цирконий, кобальт, ванадий, церий, иттрий, лантан, галлий и др.

Исследования показали, что зола является тонкодисперсным материалом со средним размером частиц 55 мкм. Тем не менее, анализ распределения содержания элементов по классам крупности показал крайне неравномерное распределение ценных микроэлементов в золе (таблица).

Таблица - Распределение содержания примесных элементов в г/т по классам крупности

№	Класс, мм	Ba	Sr	Zr	Co	V	Th	Y	Ce
1	+ 0,071	548	560	475	н/о	123	87	<b>62</b>	<b>159</b>
2	- 0,071 + 0,04	795	374	372	295	125	117	49	н/о
3	- 0,04 + 0,02	737	377	368	236	119	116	45	н/о
4	- 0,02	834	423	430	<b>383</b>	144	107	48	н/о

По данным растровой электронной микроскопии образца золы, кристаллические фазы представлены модификациями кварца, муллитом, алюмосиликатами переменного состава, магнетитом, гематитом, цирконом. Наличие магнитных частиц в золе делает целесообразным исследование их магнитного выделения.

Для исключения процессов вторичной сорбции ценных элементов при выщелачивании, а также получения дополнительного топлива и соблюдения требований строительной отрасли, целесообразно предварительное выделение недожога.

Механическая флотация недожженного углерода при расходе собирателя дизельного топлива 3,94 кг/т, пенообразователя МИБК 450 г/т и соотношении Т:Ж=1:5 позволила получить углеродсодержащий концентрат с содержанием 27,4 % при выходе 11,7 %. В хвостах флотации остается 0,07 % углерода. Высокие расходы реагентов обусловлены тонкой дисперсностью золы и высокой пористостью частиц недожога.

Тонкодисперсность материала золы обуславливала необходимость исследования эффективности различных способов магнитного обогащения.

Сравнение эффективности магнитной сепарации образцов золы проводилось нами на индукционно-роликовом сепараторе, мокром барабанном сепараторе и магнитном гидроциклоне оригинальной конструкции (патент на изобретение № 2748911). Максимальный выход концентрата (36 %) и извлечение железа (38,5 %) получены при использовании магнитного гидроциклона при напряженности магнитного поля 400 кА/м и соотношении Т:Ж=1:20.

Содержание железа в концентрате возрастает пропорционально увеличению напряженности магнитного поля в диапазоне 300-500 кА/м, но не превышает 5,6 %, поскольку конструкция данного гидроциклона предназначена для более крупного материала с сильномагнитными минералами.

Исследование сухой магнитной сепарации на индукционно-роликовом сепараторе проводилось по схеме сильномагнитного разделения с перемешиванием концентрата в слабом поле для повышения его качества. Содержание железа в перемешанном продукте составило лишь 18,5 % при сквозном выходе 24 %.

Мокрая магнитная сепарация пробы с содержанием железа 4,7 % при Т:Ж=1:10 позволяет получить за одну стадию концентрат с содержанием металла 47,6 %. По данным

растровой электронной микроскопии, причиной низкого качества магнитного концентрата является наличие агрегатов оксидов железа со стеклофазой. Полученный промпродукт можно использовать для доменной плавки. Хвосты мокрой магнитной сепарации содержат 27 % кремния, 13 % алюминия и 2,8 % железа, 0,6 % кальция, 0,6 % титана, а также 740 г/т марганца, по 400 г/т ванадия и стронция, 300 г/т кобальта, 100 г/т сурьмы, 290 г/т циркония и 59 г/т иттрия, а также лантан и церий.

Для определения перспективности попутного извлечения ценных микроэлементов после предварительного выделения железосодержащего и углеродсодержащего концентратов были проведены исследования выщелачивания на пробе хвостов мокрой магнитной сепарации. Наилучшие результаты для извлечения ценных микроэлементов в раствор показало применение выщелачивающей смеси концентрированных реагентов HCl, H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> и H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> в соотношении 3 : 0,2,8 : 1 (в пересчете на чистые вещества).

Выбор выщелачивающей смеси реагентов обусловлен особенностями вещественного состава золы. Варьировали концентрацию реагентов в выщелачивающей смеси и время выщелачивания от 0,5 до 2 часов. Установлено наличие максимума извлечения в раствор большинства микроэлементов при увеличении расхода смеси реагентов.

В результате выщелачивания смесью реагентов при соотношении Т:Ж = 1:4 в течение 1 часа степень извлечения в раствор лантана составила 70 %, церия – 21 %, иттрия – 15 %, что указывает на различие минеральных форм, в которых редкоземельные металлы находились в исходной золе. При увеличении времени выщелачивания с 30 мин до 1 ч установлено увеличение извлечения иттрия в 2 раза с 10 до 21 %. В связи с низкими содержаниями микроэлементов в растворе проводятся исследования, направленные на интенсификацию выщелачивания с использованием ультразвуковой обработки и предварительного обжига.

Последующее концентрирование и выделение ценных микроэлементов из раствора может производиться известными методами.

#### *Список использованных источников*

1. Куандыкова А.А., Лебедев В.М. О перспективе перевода омских ТЭЦ на сжигание отечественных углей // Сиб. федер. ун-та. Техника и технологии, 2021, 14(1). С. 118-129.
  2. Борисенко Л.Ф., Делицын Л.М., Власов А.С. Перспективы использования золы угольных тепловых электростанций // Обз. информ. Лаб. и технол. исслед. минерал. сырья. АО "Геоинформмарк". - 2001. - N 2. - С.1-68.
  3. Зырянов В.В., Зырянов Д.В. Зола уноса - техногенное сырье. М.: ИПЦ "Маска", 2009. - 320 с.
  4. Николаев А. В сухом остатке: золоотвалы омской ТЭЦ-4 перестали пылить. Информационное агентство «ОМСКРЕГИОН». 12 декабря 2019. [Электронный ресурс]. [http://omskregion.info/news/76133-v\\_suxom\\_ostatke\\_zolootval\\_omskoy\\_tets\\_4\\_perestali/](http://omskregion.info/news/76133-v_suxom_ostatke_zolootval_omskoy_tets_4_perestali/) (дата обращения 12.03.2022).
  5. V.A. Chanturia, A.A. Lavrinenko, A.P. Sorokin. Combined chemical-beneficiation processes of valuable components extraction from coal burning wastes // Springer International Publishing Switzerland 2016. XVIII International Coal Preparation Congress. 28 June–01 July 2016. Saint-Petersburg, Russia. P. 29-34. Saint-Petersburg Mining University.
  6. Денисов Г.А. Сухая многопередельная переработка золошлаков ТЭС // Строит. матер., оборуд., технологии XXI в. - 2005. - N 10(81). - С.24-25.
  7. Большаков В.П., Ермаков В.В. Перспективные методы сепарации сухой золы ТЭС для ее утилизации в современных технологиях // Энергетик. - 2004. - № 9. - С.20-21.
-

## STUDY OF PROCESSES FOR/OF EXTRACTING/EXTRACTION VALUABLE COMPONENTS FROM COAL ASH

*Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Sysa P.A*

In order to solve the problem of environmental pollution with ash during the combustion of high-ash coals, studies of the processes of magnetic separation, flotation and leaching of valuable components from it were carried out using the example of ash from the combustion of coals of the Ekibastuz coal basin.

## ОЧИСТКА ШАХТНЫХ ВОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КОМБИНИРОВАННЫХ ФЛОТАЦИОННЫХ УСТАНОВОК

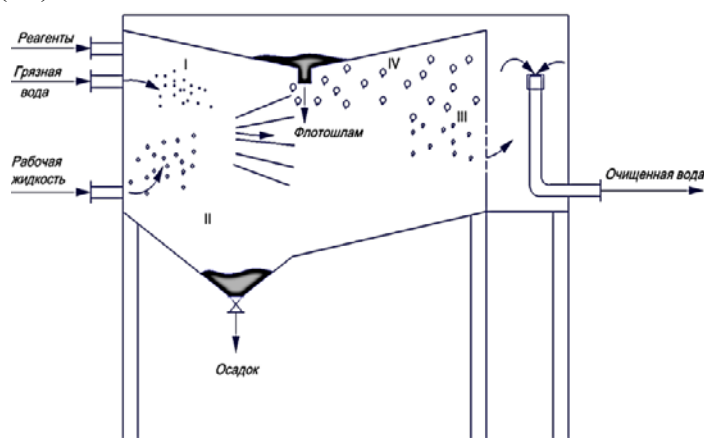
*Ксенофонтов Б.С., Якушкин В.П.*

ФГБОУ ВО Московский государственный технический университет имени Н.Э.Баумана  
(национальный исследовательский университет), Москва, Российская Федерация,  
*e-mail: kbsflot@mail.ru*

*В работе рассматривается применения для очистки шахтных вод нового вида флотационной техники – флотокомбайнов. Их использование позволяет повысить эффективности очистки воды. Кроме того, достигается компактность размещения оборудования и упрощение эксплуатации.*

Флотационная техника, используемая для очистки сточных вод, постоянно совершенствуется как по пути комбинации функций, так и по пути повышения степени очистки воды [1-7]. В этой связи разработанный нами флотокомбайн для очистки сточных вод [5] соответствует обоим направлениям совершенствования флотационной техники.

Обычно флотокомбайн включает корпус (рисунок 1), на внешней стороне которого находятся патрубки для подачи грязной воды, реагентов, рабочей жидкости (воды с пузырьками воздуха) и патрубки для отвода осадка, флотошлама и очищенной воды. Рабочее пространство внутри корпуса разделено на зоны кондиционирования (I), отстаивания (II), коалесценции микрофлотокомплексов (III), непосредственно флотации (IV).

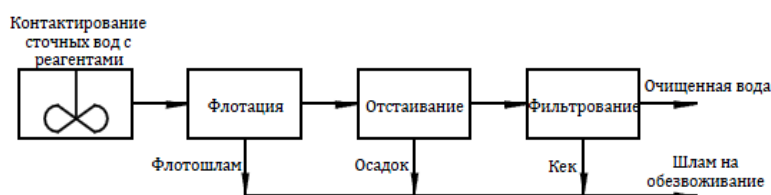


*Рисунок 1 - Принципиальная схема флотокомбайна*

Принцип работы флотокомбайна состоит в следующем. На стадии кондиционирования происходит образование флотокомплексов частица – пузырек (зона I). При этом, как правило, не все частицы загрязнений слипаются с пузырьками воздуха и оставаясь в одиночном состоянии или в виде агрегатов выпадают в осадок (зона II).

Частицы, слипшиеся с малыми пузырьками, образуют микрофлотокомплексы (зона I), которые медленно всплывают и в этой связи их увлекает поток очищаемой жидкости, движущийся в горизонтальном направлении. Такие микрофлотокомплексы, достигая сетчатой перегородки, контактируют между собой с образованием, как правило, более крупных пузырьков (зона II), которые быстро всплывают, образуя флотошлам (зона III флотации IV). Очищенная вода, проходя сетчатую перегородку отводится с помощью специального устройства и далее выводится из флотокомбайна через выходной патрубок.

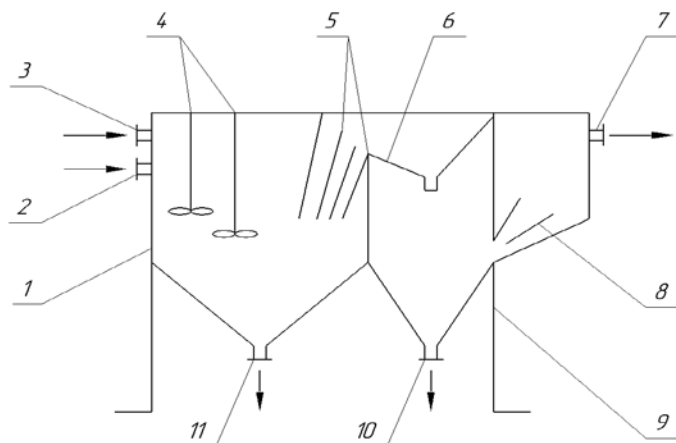
Эффект очистки воды в этом случае значительно превышает достигнутые результаты на установках-аналогах. Схематично процессы, происходящие во флотокомбайне, можно рассмотреть с помощью функциональной схемы, представленной на рисунке 2.



*Рисунок 2 - Функциональная  
схема очистки воды во  
флотокомбайне*

Дополнительно в отстойной камере может быть установлено перемешивающее устройство для контактирования грязной воды с раствором реагента и далее могут происходить процессы флотации, отстаивания, фильтрования и другие сопутствующие операции, способствующие повышению эффективности очистки и сгущению образующегося шлама.

Проведенные испытания лабораторного образца флотокомбайна такого типа (рисунок 3) показали его эффективность при использовании в процессах очистки шахтных вод Кизеловского угольного бассейна на первой стадии экспериментов на реальных пробах, а затем на второй стадии на модельных водах.



*Рисунок 3 - Схема лабораторного  
образца флотокомбайна:*

1 – корпус; 2- патрубок подачи рабочей жидкости; 3 – патрубок подачи грязной (шахтной) воды; 4 – мешалки; 5 – блок расходящихся пластин; 6 – пенный желоб; 7 – патрубок вывода осветленной воды; 8 – успокоительные пластины; 9 – стойки; 10 и 11 – патрубки вывода осадка

Результаты испытаний показали лабораторного образца рабочим объемом 5 л представлены на рисунках 4 и 5.

На рисунке 4 представлена зависимость остаточной концентрации взвешенных веществ от времени флотации. Эффективность извлечения железа, цинка и меди представлена на рисунке 5. Установлено, что время флотации составляет порядка 30 минут. Представленные на рисунке 5 данные указывают, что достигается достаточно высокая степень извлечения металлов, в том числе железа, цинка и меди.



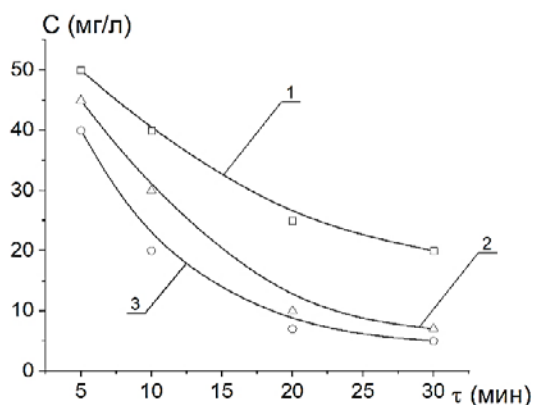


Рисунок 4 - Зависимость остаточной концентрации взвешенных веществ от времени флотации:

1 – без реагентов; 2 – с известью (10 % водная суспензия; доза 120 мг/л); 3 – известь (10 % водная суспензия; доза 120 мг/л) с оксихлоридом алюминия (5 % водный раствор; доза 50 мг/л)

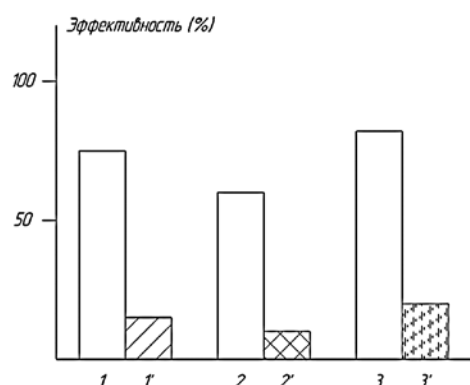


Рисунок 5 - Эффективность извлечения железа, цинка и меди из шахтной воды:

1 и 1' ; 2 и 2' ; 3 и 3' - начальное и конечное содержание соответственно железа, цинка и меди

Таким образом, представленные данные указывают на эффективность предлагаемого подхода с использованием комбинированной флотационной техники. Следует также отметить, что достигается компактность размещения оборудования и упрощение его эксплуатации.

#### Список использованных источников

1. Ксенофонтов Б.С. Очистка техногенных вод с использованием флотокомбайнов, Москва-Тверь, Тверской госуниверситет, 2020 – 154 с.
2. Ксенофонтов Б.С. Экокомбайны в технологиях охраны окружающей среды. Тверь: Тверской госуниверситет, 2021. – с. 208.
3. Ksenofontov B.S. Flotation multistage and generalized models of the process harvesters of Ksenofontov type and for special purpose . San Francisco , Academus Publ., 2021, pt. 1, 299 p.
4. Ksenofontov B.S. Design and build flotocombines and water combines based on the principle of biosimile. M.: Publishing House «Scientific library», 2021. – 226 p.
5. Ксенофонтов Б.С. Патент РФ на полезную модель 170182. Рег. 25.07.2016 г.
6. Ксенофонтов Б.С. Очистка сточных вод: кинетика флотации и флотокомбайны - М.: Инфра-М.- 2015.С. 136-140.
7. Ксенофонтов Б.С. Использование многостадийной модели флотации и разработка флотокомбайнов типа КБС для очистки воды - М.: МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2019. - 156 с.

---

## MINE WATER TREATMENT USING COMBINED FLOTATION PLANTS

*Ksenofontov B.S., Yakushkin V.P.*

The paper deals with issues related to the use of a new type of flotation equipment for mine water treatment - flotation combines. Their use allows to increase the efficiency of water treatment. In addition, compactness of equipment placement and simplification of operation are achieved.

---

## ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ГРАФИТОВОЙ СПЕЛИ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ\*

Фадеева Н.В.<sup>1</sup>, Орехова Н.Н.<sup>1,2</sup>, Колодежная Е.В.<sup>2</sup>

<sup>1</sup> ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Российская Федерация, e-mail: magtu\_opi@mail.ru, natali\_fadeeva@mail.ru

<sup>2</sup> ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация

*Проведены исследования по изучению влияния тонины помола, способа измельчения и типа реагентов на показатели флотации графита из графитовой спели. Показано, что после центробежно-ударного сухого измельчения и динамической классификации частиц обогатимость графитовой спели флотацией выше, чем после мокрого измельчения стальной средой. Установлена перспективность использования для флотации графита из графитовой спели реагентов комплексного действия, имеющих в своей структуре ацетиленовую связь.*

Одним из перспективных направлений решения проблемы обеспеченности современных высокотехнологичных сфер производства таким уникальным материалом как графит, является создание инновационных технологий его получения из техногенного сырья, образующегося при пирометаллургических процессах черной металлургии [1, 2].

При разработке технологии его обогащения необходимо учитывать как технологические свойства материала, так и требования, предъявляемые к готовой продукции по крупности и форме частиц. Учитывая природные гидрофобные свойства графита, основным методом обогащения графитовой пыли может быть флотация [3, 4]. Однако закономерности флотации графита из техногенного сырья мало изучены.

Объектом исследования являлась железографитовая пыль (графитовая спель) доменного цеха ПАО «ММК». Минеральный анализ пробы спели выполнен рентгенофазовым анализом на дифрактометре SHIMADZU XRD-6000, Cu-анод, графитовый монохроматор; расчет содержаний проведен в программном продукте SIROQUANT V4.

По данным рентгенографического количественного фазового анализа (РКФА) проба железографитовой пыли содержит 16 % графита, 50 % магнетита, 25 % гематита и 9 % кварца.

Гранулометрический анализ, выполненный сухим рассевом на ситах с размером ячеек 315, 250, 106, 71 мкм показал, что максимальная крупность частиц пробы составляет 1,5 мм. Преобладают частицы крупностью  $-0,315+0,25$  мм и  $-0,071+0$  мм (соответственно 23 и 44 %). Содержание остальных классов крупности – 10-11 %.

Качество продуктов флотации осуществлялось с использованием метода сжигания углерода в атмосфере кислорода до CO<sub>2</sub> на анализаторе SC-144DR. Содержание углерода в исходной пробе составило 5,11 %. Также качество пенного продукта оценивалось по изменению содержания в нем магнитных частиц.

Магнитный анализ продуктов флотации проводили с использованием ручного магнита (напряженность создаваемого магнитного поля – 43 кА/м).

---

\* 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 №22-27-20068

Измельчение железографитовой пыли проводилось в рольганговой лабораторной шаровой мельнице со стальными шарами и измельчительном комплексе КИ для тонкого и сверхтонкого сухого измельчения, дезинтеграции и динамической классификации рудных и нерудных материалов ЗАО «УралОмега».

Условия измельчения в лабораторной мельнице: время измельчения 10, 20, 30 мин., Т : Ж : Ш – 1 : 0,5 : 6.

Флотационные опыты проводили на лабораторной флотомашине ФМЛ с объемом камеры 1 дм<sup>3</sup> при содержании твердого в пульпе 20 %.

За основу эксперимента был принят реагентный режим флотации графитовой руды на Тайгинской обогатительной фабрике, предусматривающий подачу в измельчение керосина, во флотацию – жидкого стекла и пенообразователя. При сухом способе измельчения все реагенты подавались в камеру флотомашин.

В качестве пенообразователя исследовались реагенты:

- ВКП – традиционный вспениватель, являющийся кубовым остатком ректификации продуктов синтеза 2-этилгексанола из масляного альдегида [5] и реагент - индивидуальное соединение ДК-80 (действующее вещество диметилэтинилкарбинол) и реагент МиксДК (смесь реагентов ДМИПЭК+ДК-100 с соотношением 1:1) (действующее вещество диметил(изопропенилэтинил)карбинол).
- Реагенты комплексного действия, проявляющие и собирательную, и пенообразующую способность.

Оба реагента - производства ООО «БиоХимПром» (г. Москва) [6], получают прямым взаимодействием ацетиленом с ацетоном с последующей дегидратацией продукта реакции на стадии его очистки ректификацией.

Проведенные исследования показали, что крупность измельчения железографитовой пыли в шаровой лабораторной мельнице практически не влияет на выход пенного (графитового) концентрата (рисунок 1).

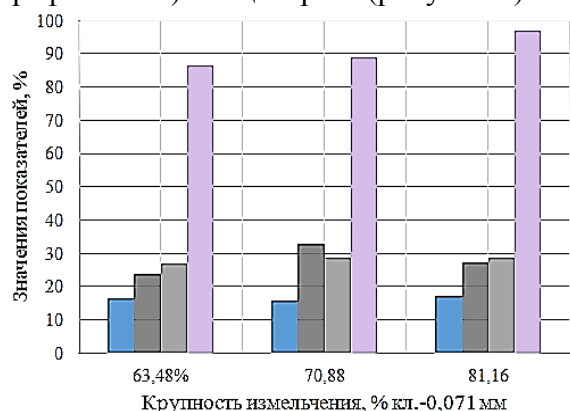


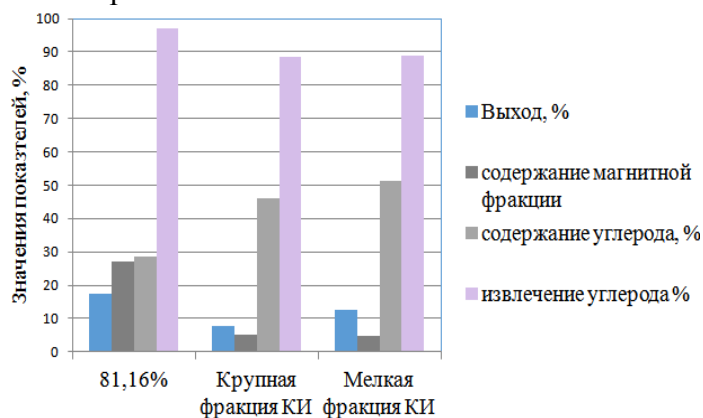
Рисунок 1 - Влияние крупности измельчения в шаровой мельнице на показатели флотации графитовой спели

Содержание углерода с уменьшением крупности увеличивается на 2 %, а извлечение углерода повышается на 10,4 %. Содержание магнитной фракции в пенном продукте при крупности 63,48 % кл. -0,071 мм ниже, чем при более тонком измельчении. Больше всего магнитной фракции извлекается в пенный продукт при крупности измельчения 70,88 %.

Работа комплекса измельчения КИ заключается в применении способа центробежно-ударного сухого измельчения и динамической классификации частиц. Материалы, полученные после центробежно-ударного измельчения, характеризуются высокой удельной поверхностью и физико-химической активностью частиц. В результате

измельчения графитовой спели в комплексе КИ были получены крупная и мелкая фракции, выход которых от исходной пробы составил соответственно 27 и 73 % при содержании углерода в них 4,09 и 7,19 %.

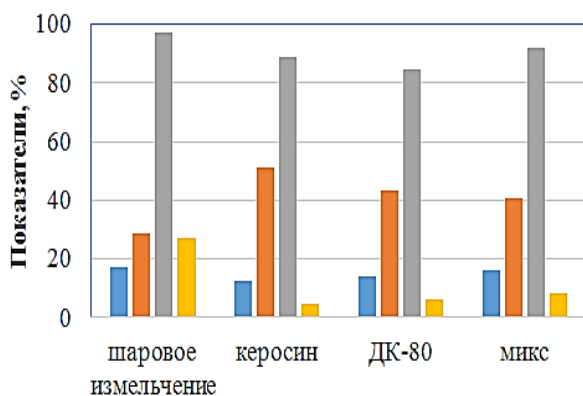
Результаты флотации фракций показали (рисунок 2), что по сравнению с шаровым измельчением, выход пенного продукта ниже, но качество, оцениваемое по содержанию углерода и магнитной фракции, выше. При этом извлечение углерода несколько ниже, чем после шарового измельчения.



*Рисунок 2 - Показатели флотации графитовой спели при измельчении в шаровой мельнице и комплексе КИ*

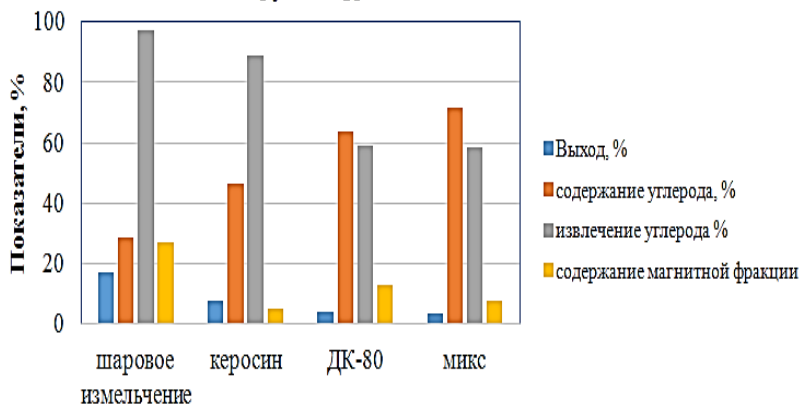
Отмечено, что после центробежно-ударного сухого измельчения пробы флотация идет активнее, особенно в мелкой фракции, и уже в процессе первой агитации с реагентом. В связи с этим, реагентный режим флотации после сухого измельчения включал только традиционный собиратель керосин или один из реагентов комплексного действия.

#### Флотация мелкой фракции КИ



*Рисунок 3 - Влияние реагентов комплексного действия на показатели флотации графитовой спели после сухого измельчения*

#### Флотация крупной фракции КИ



Влияние реагентов комплексного действия ДК-80 и МИКС на флотацию мелкой и крупной фракции после сухого измельчения в комплексе КИ в сравнении с шаровым измельчением и флотацией с использованием традиционного собирателя приведено на рисунке 3.

При флотации крупной фракции реагенты комплексного действия позволяют получать более высокое извлечение углерода в концентрат по сравнению с керосином, при снижении содержания углерода.

При флотации мелкой фракции реагент МИКС показал более высокое извлечение углерода в концентрат, чем керосин.

Установлено, что реагенты способствуют лучшей флотации мелких частиц.

Проведенные исследования показали, что на обогатимость графитовой спели флотационным методом существенное влияние оказывает используемое измельчительное оборудование. Это может быть обусловлено влиянием условий измельчения на физико-химическую активность и структурно-морфологические особенности частиц графита.

Кроме того, установлена перспективность использования для флотации графита из графитовой спели реагентов комплексного действия, содержащих ацетиленовую связь.

#### *Список использованных источников*

1. Рынок графита в России. Текущая ситуация и прогноз 2021-2025 гг. <https://alto-group.ru/otchet/rossija/949-rynok-grafita-tekuschaya-situaciya-i-prognoz-2019-2023-gg.html>
2. Фадеева Н.В., Горлова О.Е., Орехова Н.Н. Опыт переработки графитсодержащей пыли металлургического производства // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Том 75. № 5. С. 632-639.
3. Combining Multiple Methods for Recycling of Kish Graphite from Steelmaking Slags and Oil Sorption Performance of Kish-Based Expanded Graphite / Jihui Li, Ruochen Liu, Liqiang Ma, Lubin Wei, Lili Cao, Wanci Shen, Feiyu Kang, Zheng-Hong Huang // ACS Omega 2021, 6, 9868–9875.
4. Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Горлова О.Е. Изучение особенностей вещественного состава и технологических свойств металлургической графитсодержащей пыли для получения чешуйчатого графита // Актуальные проблемы горного дела. №3 (12) июнь 2021 г. С. 14-24.
5. Чижевский В.Б., Фадеева Н.В., Гмызина Н.В. Флотируемость графита углеводородами и кислородсодержащими соединениями // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г.И. Носова. 2018. Т. 16. №3. С. 5-16.
6. Щелкунов С.А., Мальшев О.А. Диметил(изопропенил-этинил)карбинол - эффективный неионогенный собиратель-вспениватель // Цветная металлургия. 2008. № 3. С. 7–12.2.
7. Авдохин В.М. Проблемы и перспективы переработки тонких частиц // Горный информационно-аналитический бюллетень (Научно-технический журнал) 2011. № 1, С. 567-580.

---

## **THE STUDY OF THE ENRICHMENT OF GRAPHITE SAND BY THE FLOTATION METHOD**

*Fadeeva N.V., Orehova N.N., Kolodezhnaya E.V.*

Studies have been carried out to study the effect of grinding fineness, grinding method and type of reagents on the indicators of graphite flotation from graphite ripe. It is shown that after centrifugal-impact dry grinding and dynamic classification of particles, the enrichment of graphite sand by flotation is higher than after wet grinding with a steel medium. The use of complex reagents having an acetylene bond in their structure for the flotation of graphite from graphite sand has been established.

---

## ИССЛЕДОВАНИЕ ВОДНОГО БАЛАНСА ШЛАМОНАКОПИТЕЛЯ

*Семячков А.И.*

ФГБУН Институт экономики Уральского отделения Российской академии наук, г. Екатеринбург,  
Российская Федерация, e-mail: a.semyachkov@mail.ru

*Принцип устойчивого развития предопределяет необходимость рациональной эксплуатация объектов размещения отходов обогащения с целью минимизации воздействия на окружающую среду. Для этого необходимо изучение водного баланса таких объектов с целью прогнозирования ситуации и разработки превентивных мер по её улучшению.*

Целью данного исследования является разработка методических подходов и оценка водного баланса объекта размещения отходов обогащения на примере шламонакопителя «Белое море» для обеспечения его рациональной эксплуатации и минимизации воздействия на окружающую среду.

Строительство шламонакопителя «Белое море» началось в 1950 году и с небольшими перерывами ведется по настоящее время (наращивание дамб, строительство новых бассейнов). Он состоит из отсеков различной площади, которые образованы ограждающими и разделительными с соседними отсеками дамбами. Максимальная высотная отметка гребня дамб фактически близка к проектной - 147,5 м. Материалом для строительства дамб служили местные переработанные грунты, известняковый камень и некоторые отходы производства.

Для снижения фильтрации произвели экранирование различной толщины из уплотненных суглинков, суглинистого чернозема, а также полимерной пленки. Под дамбами отсеков 19, 40 и 29 га уложен дренажный коллектор из чугунных труб со сливными патрубками. Перепуск осветленной жидкости из отсека в отсек осуществляется системой проранов, перепускных сифонов. Сброс осветленной дистиллерной жидкости в р. Белую происходит из отсека 47 га круглогодично через четыре сифонных выпуска. Объем сбрасываемых промстоков регулируется в зависимости от расхода воды в реке с целью обеспечения не превышения ПДК загрязняющих веществ в контрольном створе.

Стоки производства кальцинированной соды и других сопутствующих производств - дистиллерная жидкость - в большом количестве сбрасываются в шламнокопитель «Белое море». Дистиллерная жидкость представляет собой крепкий рассол (таблица 1).

*Таблица 1 - Физико-химическая характеристика дистиллерной суспензии*

Название характеристики (компонента)	Содержание, г/дм <sup>3</sup>	Название характеристики (компонента)	Содержание, г/дм <sup>3</sup>
NaCl	60,0	Взвешенные вещества	21,66
CaSO <sub>4</sub>	1,3	Удельный вес	1,36
CaCl <sub>2</sub>	120,0	Ca <sup>2+</sup>	45,8
Cl <sup>-</sup>	117,2	SO <sub>4</sub> <sup>2-</sup>	0,59
		pH	11,17 ед.pH

После осветления и карбонизации карбонизованная дистиллерная жидкость направляется на производство жидкого и гранулированного хлористого кальция, выпуск кремнеземного наполнителя, производство кальцинированной соды, для закачки в

глубокозалегающие подземные горизонты на объект «Кама-2», на нефтеносные месторождения для поддержания пластового давления. Остальная часть дистиллерной жидкости направляется на сброс в реку Белую.

Ежесуточно в шламонакопитель «Белое море» подаётся до 40 тыс. м<sup>3</sup> дистиллерной жидкости (ДЖ) с минерализацией около 170 г/л. ДЖ содержит взвешенные вещества в концентрациях 20-25 г/л (минеральные шламы - твердые отходы содового производства (ТОС), которые осаждаются в отсеках шламонакопителя. ТОС относится к отходам V класса опасности. С целью снижения количества размещаемых отходов ОАО «БСК» уже более 10 лет использует эти отходы для рекультивации отработанного карьера цементных глин, что позволило за это время рекультивировать и вернуть в хозяйственный оборот города более 20 га земель. Однако часть отходов продолжает накапливаться в отсеках. Отсеки шламонакопителя, где происходит складирование и хранение этих отходов, занимают 461,6 га территории. Породы, подстилающие участки утилизации стоков (особенно глинистые), насыщаются солями, содержащимися в свалочных отходах. Минерализация грунтовых вод под дном шламонакопителя «Белое море» на глубине 25 - 30 м достигает 50 г/л и более. В состав шламонакопителя «Белое море», являющегося комплексом гидравлического складирования шлама входят:

- шламонакопитель, состоящий из 8 отсеков с ограждающими разделительными дамбами;
- дренажная система с дренажным коллектором и насосной станцией;
- напорная система гидротранспорта с магистральным и кольцевым распределителем шламопроводов;
- система перепускных сифонов и проранов из отсека в отсек;
- напорная система оборотного водоснабжения и транспортировки осветленной воды для нужд сторонних организаций с насосными станциями № 1, № 2 и водопроводами;
- водозаборные колодцы шандорного типа (колодцы поверхностного слива) отсеков площадью 29 га, 19 га и 40 га с коллекторами поверхностного слива и насосной станцией № 5;
- система водосброса осветленной дебалансовой воды в паводковый период в р. Белую с сифонными выпусками.

Шламонакопитель по классу ответственности по проекту отнесен к III классу, токсичность отходов - IV класс. Все отсеки шламонакопителя разделены между собой ограждающими дамбами. Максимальная высота ограждающей дамбы 22,0 м. Общая протяженность сооружений напорного фронта составляет 10,3 км.

Отсеки шламонакопителя эксплуатируются различное время, максимальный срок эксплуатации (отсек 136 га) - 61 год, минимальный (отсек 19 га) - 20 лет.

Уравнение баланса жидкости шламонакопителя:

$$Q_{п} + Q_{атм} = Q_{с} + (Q_{у} + I_{п}) + Q_{пот} + (Q_{инф} + Q_{исп}), \quad (1)$$

где:  $Q_{инф}$  – расход инфильтрации (искомое значение);

$Q_{исп}$  – расход на испарение (искомое значение);

$Q_{у}$  – расход, связанный с изменением уровня воды в водоеме (положительное значение при повышении уровня, отрицательное – при снижении);

$Q_{п}$  – расход дополнительно подаваемой технической воды;

$Q_{атм}$  – расход за счет атмосферных осадков на площадь шламонакопителя;

$Q_c$  – расход на сброс;

$Q_{пот}$  – расход на перекачку потребителям;

$V$  – объем уложенных хвостов (грунтов) за расчетный период времени;

$n$  – пористость.

Расход воды, идущей на насыщение шлама, с учетом известной пористости  $n$  определяется как произведение  $nV$ . Расход воды -  $Q_y$ , связанный с изменением уровня в водоеме, определяется как произведение площади водоема на изменение уровня. Объемы поступающего расхода воды  $Q_{п}$  и уложенных хвостов  $V$  за расчетный период времени обычно берутся из соответствующей документации, ведущейся технической службой предприятия. Следует отметить, что многогодовой водный баланс (2020 и 2021) шламонакопителя достаточно нестабильный. Объем шлама, складированного в отсеках шламонакопителя значительно меняется по годам.

Для более дифференцированной оценки водного баланса необходимы детальные промеры перетоков дистиллерной жидкости через прораны в 136, 94, 47 отсеках. Для этого нужно организовать работу водосливов (треугольных и трапецеидальных) между этими отсеками. Так же необходимо оценить уровневый режим в этих отсеках.

Расчетный период времени, на который составляется баланс, должен измеряться не менее чем несколькими сутками, а еще лучше неделями. Однако за такой период довольно трудно точно оценить отдельные элементы баланса ввиду неритмичного поступления пульпы в шламонакопитель. В особенности это относится к величине  $Q_{п}$ . Поэтому наиболее благоприятными с точки зрения балансовых оценок является годовой баланс (таблица 2).

*Таблица 2 - Годовой водный баланс 2020-2021 гг.*

Показатель	2020, тыс. м <sup>3</sup>	2021, тыс. м <sup>3</sup>	Среднее, тыс. м <sup>3</sup>
$Q_{п}$	15236	15651	15444
$Q_{пот}$	3787	4108	3948
$Q_c$	8599	8599	8599
$Q_y$	964	-1165	-100
$nV$	56	-207	-75
$Q_{атм}$	2003	2003	2003
$Q_{инф} + Q_{исп}$	3830	6346	5088

Анализ таблицы показывает, что наибольший вклад в приходную часть водного баланса вносит поступление дистиллерной жидкости, а в расходную часть сброс в реку Белую, перекачка потребителем и потери на шламонакопителе «Белое Море» за счет инфильтрации и испарения.

---

## STUDY OF THE WATER BALANCE OF THE SLUDGE RESERVOIR

*Semyachkov A.I.*

The principle of sustainable development predetermines the need for rational operation of enrichment waste disposal facilities in order to minimize the impact on the environment. To do this, it is necessary to study the water balance of such bodies in order to predict the situation and develop preventive measures to improve it.

---



## ИССЛЕДОВАНИЕ СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ МОДИФИЦИРОВАННОГО САПОНИТА – ТЕХНОГЕННОГО ПРОДУКТА ИЗ ОБОРОТНЫХ ВОД ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

*Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.*

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова  
Российской академии наук г. Москва, Россия, e-mail: vladi200@mail.ru

*Установлены рациональные параметры использования и регенерации сорбента на основе электрохимически, химически и термически модифицированного сапонита, обеспечивающие максимальные величины статической (СОЕ) и полной динамической обменной емкости (ПДОЕ) по катионам тяжелых металлов, а также получения продуктивных растворов с высокой концентрацией металлов.*

Актуальность очистки сапонитсодержащих техногенных вод предприятий ПАО “Севералмаз” (Ломоносовское месторождение) обусловлена необходимостью организации качественной системы водооборота, обеспечивающей высокое извлечение алмазов в процессах обогащения, снижение экологической нагрузки на окружающую среду и попутное получение целевых товарных продуктов [1–5]. Ранее в ИПКОН РАН для осветления техногенных вод предприятий ПАО “Севералмаз” и попутного извлечения сапонитсодержащего продукта был разработан и апробирован безреагентный метод электрохимической сепарации, основанный на электрофоретическом извлечении сапонита на аноде и осмотическом выделении воды на катоде. Получаемый концентрат – электрохимически модифицированный сапонит характеризуется более плотной упаковкой, развитой удельной поверхностью, более высоким содержанием сапонита при снижении содержания в нем кварца и доломита. Кроме того, совместно с сотрудниками ИППЭС КНЦ РАН и ИХТРЭМС КНЦ РАН установлено, что электрохимическая сепарация с последующей термоактивацией сапонитового продукта позволяет повысить его прочностные свойства и сорбционную емкость [1–5].

В последнее время особое внимание уделяется вопросам модифицирования глинистых минералов (сметитов) и других природных минеральных сорбентов с целью улучшения их свойств для последующего использования в производстве сорбентов тяжелых металлов, радиоактивных элементов и нефтепродуктов [6–13].

Исследованы сорбционные свойства электрохимически, химически и термически модифицированного сапонита по отношению к тяжелым металлам, а также возможность его регенерации с получением растворов ценных металлов.

В качестве материала исследований использованы образцы электрохимически, химически и термически модифицированного сапонита (далее сорбенты) классов крупности  $-2 +1$  мм,  $-1 +0.5$ ,  $-0.5 +0.16$ ,  $-0.16 +0.044$ ,  $-0.044 +0$ ,  $-0.007$  мм.

Изучение морфологии и элементного состава поверхности сорбентов проводилось методом растровой электронной микроскопии (РЭМ) и энергодисперсионной спектроскопии с использованием аналитического электронного микроскопа LEO 1420VP с энергодисперсионным спектрометром INCA Oxford 350 в Аналитическом центре изучения природного вещества при комплексном освоении недр ИПКОН РАН.

Концентрацию катионов металлов в исследуемых растворах определяли методом масс-спектропии на приборе ELAN 6100 DRC-e (Perkin Elmer, США) в НИЦ

“Курчатовский институт” – ИРЕА. Концентрацию ионов меди – фотокolorиметрическим методом. Определение СОЕ и ПДОЕ выполнено согласно стандарту СТО РосГео 08-002-98 “Гидрометаллургические способы оценки минерального сырья. Ионообменные процессы”.

Условия определения СОЕ сорбента: соотношение сорбента к раствору 1:5; 1:25; 1:50; 1:100; 1:200, 1:400 и 1:1000; продолжительность контакта при непрерывном перемешивании 1 – 240 ч. Растворы металлов подготовлены из химически чистых солей:  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{NiSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{NiCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{ZnSO}_4$ ,  $\text{CoCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{MnSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{SrCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  и  $\text{Na}_2\text{MoO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ . Концентрации металлов в исследуемых растворах 0.05 – 4.0 г/дм<sup>3</sup>.

Условия определения ПДОЕ сорбента: класс крупности сорбента:  $-0.16 + 0.044$  мм; объем сорбента – 50 см<sup>3</sup>; насыпная плотность сорбента – 0.832 г/см<sup>3</sup>; объем пропускаемого раствора через сорбент за час – 50 см<sup>3</sup>; исходная концентрация ионов меди (растворы  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ) в растворе – 0.25; 0.625 и 1 г/дм<sup>3</sup>; диапазон значений рН исследуемых растворов – 4.2 – 4.95; продолжительность контакта – до 140 часов.

В результате определения СОЕ электрохимически и термически модифицированного сапонита (далее сорбента) по отношению к катионам  $\text{Cu}^{2+}$  в зависимости от его крупности установлено, что снижение крупности сорбента с 2 мм до 7 мкм обеспечивает увеличение СОЕ более чем в 12 раз (с 9 до 110 мг/г) за 4 часа контакта при соотношении сорбента к раствору 1:100. Однако в связи с тем, что промышленное использование сорбента крупностью менее 0.044 мм затруднительно, дальнейшие эксперименты проведены на классе крупности  $-0.16 + 0.044$  мм.

Максимальное значение СОЕ по отношению к катионам меди (87.1 мг/г) получено при соотношении сорбента к раствору 1:200. При исходной концентрации ионов меди в растворе 125 мг/дм<sup>3</sup> достигается их 100 % извлечение, в связи с чем кинетику изменения СОЕ сорбента исследовали при исходной концентрации ионов  $\text{Cu}^{2+}$  в растворе 1000 мг/дм<sup>3</sup> и соотношении сорбента к раствору 1:200. Установлено, что с увеличением продолжительности контакта сорбента с раствором с 2 до 240 ч происходит увеличение его СОЕ с 47 до 133 мг/г, при этом наиболее эффективное поглощение сорбентом меди происходит за первые 4 ч. Установлена возможность повышения СОЕ сорбента на 10-15 % методом предварительной обработки раствором азотной кислоты (450 г/дм<sup>3</sup>) в течение 4-х часов.

В результате изучения кинетики (за 4 ч) изменения рН исследуемых растворов меди в зависимости от соотношения сорбента и раствора, а также от величины исходной концентрации катионов меди в растворе установлено, что с увеличением соотношения сорбента к раствору и со снижением концентрации меди в растворе происходит увеличение рН с 4.5 – 4.8 до 9.2, обусловленное сорбцией катионов меди по катионно-обменному механизму. Меньшее изменение рН растворов с увеличением исходной концентрации катионов меди и снижением соотношения между сорбентом и раствором обусловлено высокой остаточной концентрацией меди в растворе и, как следствие, ионов водорода  $\text{H}^+$ , так как соль  $\text{CuSO}_4$  образована слабым основанием  $\text{Cu}(\text{OH})_2$  и сильной кислотой  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .

Тенденция повышения рН растворов подтвердилась при взаимодействии сорбента и растворов, характеризующихся высокой концентрацией катионов Ni, Cu, Co, Sr, Mo, Zn и Mn (суммарная концентрация металлов 1000 мг/дм<sup>3</sup>), в условиях соотношения сорбента к раствору 1:200. При взаимодействии с сорбентом рН растворов растет в следующей

последовательности: Cu, Zn, Co, Ni, Mn, Sr и Mo. Вместе с тем СОЕ изменялась в ряду, отличающемся от ряда рН: Mn (42.52 мг/г), Ni (42.52 мг/г из сульфатного раствора), Co (51.57 мг/г), Ni (52.01 мг/г из хлоридного раствора), Zn (59.82 мг/г), Sr (84.97 мг/г), Cu (87.1 мг/г).

Дополнительно проведены исследования по коллективной адсорбции катионов Cu, Ni, Co, Sr, Mo, Zn и Mn на сорбенте из модельного раствора, содержащего металлы в количествах 147 – 157 мг/дм<sup>3</sup> при соотношении сорбента к раствору 1:200 и продолжительности контакта 4 ч. При коллективной адсорбции исследуемых элементов СОЕ возрастала в ряду: Sr (1.40 мг/г), Co (1.49 мг/г), Mn (1.66 мг/г), Ni (2.39 мг/г), Zn (3.07 мг/г), Mo (17.56 мг/г) и Cu (26.39 мг/г), суммарная адсорбция металлов составила 53.97 мг/г, или 0.32 мг-экв/дм<sup>3</sup>. Важно отметить, что десорбция с сорбента катионов Ca, Mg, Na и K составила также 0.32 мг-экв/дм<sup>3</sup>, что подтверждает катионно-обменный механизм сорбции исследуемых элементов на сорбенте. В раствор переходят в основном катионы кальция и магния. Это согласуется с результатами исследования состава и структуры модифицированного сапонита, показавшими, что изученный сапонит относится к Ca – Mg типу [1, 2].

На поверхности сорбента после контакта практически со всеми (за исключением Mo) модельными растворами диагностируются новообразованные фазы в виде отдельных агрегатов размером 10 – 100 мкм.

Наиболее интенсивное образование вторичных фаз наблюдается после контакта сорбента с растворами солей меди, стронция и кобальта. Анализ энергодисперсионных спектров новообразованных фаз выявил присутствие в их составе металлов из модельных растворов. По соотношению основных элементов можно предположить, что данные новообразования близки по составу к таким минералам, как брошантит  $\text{Cu}_4\text{SO}_4(\text{OH})_6$ , познякит  $\text{Cu}_4(\text{SO}_4)(\text{OH})_6\cdot\text{H}_2\text{O}$ , родохрозит  $\text{MnCO}_3$ , рансьеит  $(\text{Ca},\text{Mn}^{2+})\text{Mn}^{4+}_4\text{O}_9\cdot 3\text{H}_2\text{O}$ , бернессит  $\text{Na}_4\text{Mn}_{14}\text{O}_{27}\cdot 9\text{H}_2\text{O}$ , стронцианит  $\text{SrCO}_3$ , повеллит  $\text{CaMoO}_4$ . Соединения Ni представлены  $\text{Ni}(\text{OH}, \text{Cl})_2$ ,  $\text{Ni}_2(\text{OH})_3\text{Cl}$  или (в зависимости от анионной составляющей растворов) в виде тонкодисперсных никель-сульфатных образований без явно выраженной морфологии.

Для исследования возможности регенерации насыщенных металлами сорбентов растворами кислот были подготовлены образцы модифицированного сапонита после контакта с растворами сульфатов меди и никеля, характеризующиеся содержанием 27–146 мг/г меди и никеля. Изучено влияние концентрации серной кислоты (в водном растворе) в пределах 1.5–10 % и продолжительности процесса десорбции 15–120 мин на извлечение из насыщенных сорбентов катионов меди и никеля в продуктивный раствор. Кроме того, было исследовано влияние соотношения массовой доли сорбента и водных растворов азотной и серной кислот в пределах 1:10 – 1:40 в процессе десорбции на извлечение катионов меди и никеля в продуктивный раствор.

В результате проведенных экспериментов установлены рациональные параметры кислотной промывки насыщенных сорбентов, обеспечивающие эффективное извлечение до 96.8 и 95.3 % меди и никеля, соответственно: соотношение Т : Ж – 1 : 20, продолжительность промывки – 30 мин, концентрация кислоты – 2.5 %. При этом “промывные” кислые растворы характеризуются концентрацией никеля более 2.5 г/дм<sup>3</sup>, меди – более 5 г/дм<sup>3</sup>. Показана возможность трехкратного использования (регенерации)

сорбента для извлечения катионов меди и никеля при снижении извлечения металлов с сорбента не более 10 %.

На основе изучения кинетики сорбции катионов меди на сорбенте методом регрессионной статистики с вероятностью 95 % установлено, что величина ПДОЕ модифицированного сапонита по катионам меди составляет от 3.13 до 16.36 г/100 г.

2М диаграммы рассеяния (представление элементов выборки как точек на плоскости), построенные с использованием программного комплекса STATISTICA подтвердили, что диапазон времени полного насыщения сорбента в исследуемых условиях (исходная концентрация катионов меди – 1000 мг/дм<sup>3</sup>) с вероятностью 95 % находится в диапазоне от 1400 до 6750 часов.

Экспериментально установлено, что с увеличением исходной концентрации меди в растворе с 250 до 625 и 1000 мг/дм<sup>3</sup>, в первые 20-25 часов наблюдаются повышенные значения сорбции катионов на сорбенте. Так, например, за первый час процесса величина сорбции катионов с увеличением исходной их концентрации с 250 до 625 и 1000 мг/дм<sup>3</sup> возрастает с 7.66 мг/100г до 21.78 мг/100г и 42.19 мг/100г, соответственно. Однако при времени контакта сорбента с раствором более 25 часов происходит выравнивание значений сорбции меди на сорбенте за 1 час независимо от исходной концентрации в растворе в пределах 5 мг/100 г. Данный факт, вероятно, обусловлен тем, что на начальном этапе сорбции доминирует процесс ионного обмена на поверхности гранул сорбента. По мере насыщения поверхности катионами меди лимитирующей стадией становится диффузия катионов во внутрь гранул.

Исходя из вышеприведенных данных можно утверждать, что в условиях проведения эксперимента (при равенстве объема пропускаемого раствора за 1 час и объема сорбента) модифицированный сапонит обеспечит 100 % очистку раствора от меди и других тяжелых металлов с исходной концентраций металлов до 30-35 мг/дм<sup>3</sup>.

Таким образом, получены новые научные знания о фазовом составе, структурно-текстурных и ионообменных свойствах сорбента на основе модифицированных сапонитсодержащих отходов переработки алмазосодержащих кимберлитов Ломоносовского месторождения.

Вскрыт механизм сорбции различных ионов тяжелых металлов на модифицированных сапонитсодержащих продуктах, заключающийся в интенсификации процессов образования вторичных металлсодержащих фаз на поверхности сорбента и ионного обмена, обеспечивающего замену щелочных и щелочноземельных металлов сорбента на ионы тяжелых металлов из раствора.

Установлены рациональные параметры кислотной промывки насыщенных сорбентов, обеспечивающие извлечение до 96.8 % и 95.3 % меди и никеля в продуктивные кислые растворы.

На основе оценки экспериментальных результатов по изучению кинетики сорбции катионов меди на модифицированном сапоните с использованием статистических методов обработки данных ( $\alpha=95\%$ ) установлен диапазон величины ПДОЕ сорбента по катионам меди, составляющий от 3.13 до 16.36 г/100г и предельная концентрация катионов (30-35 мг/дм<sup>3</sup>), при которой сорбент обеспечит 100 % очистку раствора.

#### *Список используемой литературы*

1. Chanturiya, V., Minenko V., Suvorova O. et al. Electrochemical modification of saponite for manufacture of ceramic building materials, Applied Clay Sci., 2017, Vol. 135. – P. 199 – 205.
2. Chanturiya V.A., Minenko V.G., Makarov D.V. et al. Advanced techniques of saponite recovery

- from diamond processing plant water and areas of saponite application //J. Miner, 2018, V.8. P. 549.
3. Minenko V.G., Makarov D.V., Samusev A.L. et al. New efficient techniques of saponite recovery from process water of diamond treatment plants yielding high-quality marketable products, Int. Mineral. Proc. Congress, 2018, – P. 2946 – 2955.
  4. Minenko V.G., Denisova Yu.L., Samusev A.L. et al. Non-ferrous metal sorbents based on waste and side products of mineral beneficiation plants, J. of the Polish Miner. Eng. Society (Inzynieria Mineralna), 2019. Vol. 1 (43). — P. 99 – 104.
  5. Minenko V.G. Justification and design of electrochemical recovery of saponite from recycled water, J. Min. Sci., 2014, Vol. 50, No. 3. – P. 595 – 600.
  6. Chun Hui Zhou, Qian Zhou, Qi Qi Wu et al. Modification, hybridization and applications of saponite: An overview, Applied Clay Sci., 2019, Vol. 168. – P. 136 – 154.
  7. Nityashree N., Gautam U.K., and Rajamathi M. Synthesis and thermal decomposition of metal hydroxide intercalated saponite, Applied Clay Sci., 2014, Vol. 87. – P. 163 – 169.
  8. Villa-Alfagemea M., Hurtado S., Castro M. et al. Quantification and comparison of the reaction properties of FEBEX and MX-80 clays with saponite: Europium immobilisers under subcritical conditions, Applied Clay Sci., 2014, Vol. 101. – P. 10 – 15.
  9. Gebretsadik F., Mance D., Baldus M. et al. Microwave synthesis of delaminated acid saponites using quaternary ammonium salt or polymer as template, Study of pH influence, Applied Clay Sci., 2015, Vol. 114. – P. 20 – 30.
  10. Bochkarev G.R. and Pushkareva G.I. Strontium removal from aqueous media by natural and modified sorbents, J. Min. Sci., 2009, Vol. 45. – P. 290 – 294.
  11. Tkachenko O. P., Kustov L. M., Kapustin G. I. et al. Synthesis and acid-base properties of Mg-saponite, Mendeleev Communications, 2017, Vol. 27(4). – P. 407 – 409.
  12. Morozova M.V., Frolova M. A., and Makhova T.A. Sorption-desorption properties of saponite-containing material, J. of Physics: Conf. Series, 2017, Vol. 929, 012111.
  13. Petra L., Billik P., Melichová Z. et al. Mechanochemically activated saponite as materials for Cu<sup>2+</sup> and Ni<sup>2+</sup> removal from aqueous solutions, Applied Clay Sci., 2017, Vol. 143. – P. 22 – 28.
- 

### **STUDY OF THE SORPTION PROPERTIES OF MODIFIED SAPONITE - A MAN-MADE PRODUCT FROM RECYCLED WATER DURING THE PROCESSING OF DIAMOND-BEARING KIMBERLITES**

*Chanturiya V.A., Minenko V.G., Samusev A.L.*

The adsorption properties of electrochemically, chemically and thermally modified saponite relative to heavy metals are analyzed. The tests have found the efficient use and regeneration parameters of the sorbent to ensure maximized adsorption of cations of heavy metals and to enable production of pregnant solutions with high concentrations of heavy metals.

---

### **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ПРИМОРСКОГО КРАЯ С ПОСЛЕДУЮЩИМ ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ В ВОДОРОДНОЙ ЭНЕРГЕТИКЕ**

*Сосновский С.А., Сачков В.И.*

Национальный исследовательский Томский государственный университет, г. Томск,  
Российская Федерация, e-mail: ssa777@mail.ru

*Основной задачей современного мира является рациональное природопользование без ощутимого вреда окружающей среде. Разработана технология получения и хранения водорода, с использованием редкоземельных элементов, получаемых в ходе комплексной переработки техногенного сырья Приморского края.*

Рассмотрение углей Приморского края не только в качестве энергетического сырья, но и как источника ценных элементов-примесей, в виде редкоземельных элементов, может позволить существенно повысить рентабельность производства энергии, частично решить проблему утилизации золошлаковых отходов. Объектом комплексного освоения являются угли и отходы их переработки, которые характеризуются высокими содержаниями элементов-примесей, в виде редкоземельных элементов, достигающими промышленно значимых концентраций [1].

Результаты имеют большое значение не только для отечественной, но и для мировой науки и экономики, так как получены не только качественно новые знания, но и намечены пути, которые позволят вовлечь в промышленное производство огромный пока эффективно не используемый ресурсный потенциал, заключенный как непосредственно в углях, так и в отходах их сжигания, обеспечить, наряду с техническими решениями, экологическую безопасность топливной энергетики на угольном сырье путем обеспечения качества и безопасности используемого сырья. На базе металлоносных углей могут быть созданы крупные производства по переработке золошлаковых и других отходов добычи и использования угля, что обеспечит решение ряда социальных задач, в том числе продление сроков деятельности горнодобывающих предприятий, часто имеющих градообразующее значение, улучшить экологическую обстановку в промышленных регионах.

В таблице показаны химические соединения на базе редкоземельных элементов, для металлгидридного хранения водорода [2].

*Таблица - Химические соединения для металлгидридного хранения водорода*

Характеристики		Материал		
		LaNi <sub>5</sub>	La <sub>0,8</sub> Ce <sub>0,2</sub> Ni <sub>5</sub>	La <sub>0,5</sub> Ce <sub>0,5</sub> Ni <sub>5</sub>
Абсорбция H <sub>2</sub> при 20°C	P <sub>H<sub>2</sub></sub> , атм	5	10	40
	[H <sub>2</sub> ], л/кг	160	160	130
Температура десорбции, °C	P <sub>H<sub>2</sub></sub> , 1 атм	18	-8	-30
	P <sub>H<sub>2</sub></sub> , 10 атм	77	52	24

На рисунке 1 показана принципиальная схема комплексной переработки золошлаковых отходов с извлечением микросфер и концентрата редкоземельных элементов [3].

Водородную энергетику называют одним из перспективных направлений получения энергии в будущем, поскольку молекула водорода является самой энергонасыщенной из известных молекул, а ресурсы для получения водорода, по сути, неисчерпаемы [2].

Использование водорода в качестве энергоносителя и химического реагента имеет много преимуществ, таких как экологическая безопасность, высокая теплопроводность, низкая вязкость и др. Для генерации водорода часто используется электрохимическое разложение воды в электролизёрах с водно-щелочным электролитом и электродами, изготовленными на основе никеля с покрытием, позволяющее получить водород высокой степени чистоты. При электролизе на катоде происходит образование газообразного водорода, а на аноде выделяется кислород.

На рисунке 2 показан материальный и энергетический балансы промышленной установки с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий.



Рисунок 1 - Принципиальная схема комплексной переработки золошлаковых отходов с извлечением микросфер и концентрата редкоземельных элементов

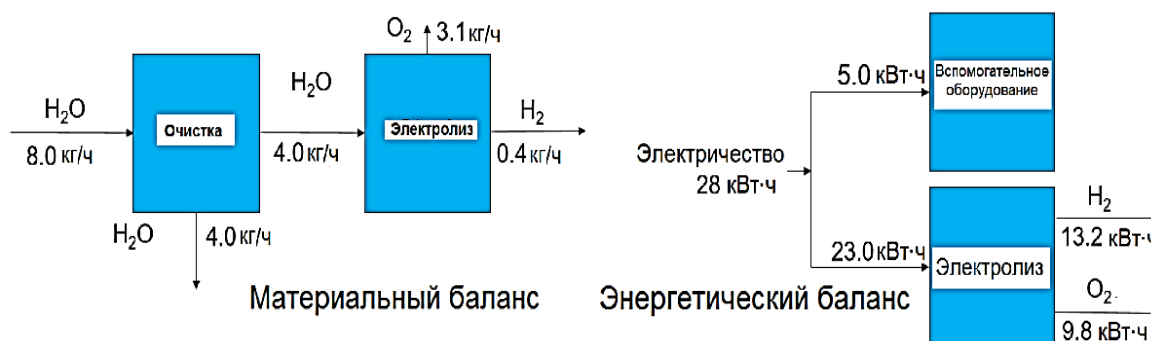


Рисунок 2 - Материальный и энергетический балансы установки получения водорода с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий

Нами разработана экономичная технология получения водорода, с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий. Для питания электролизёра можно использовать солнечную, ветряную, приливную и геотермальную энергию.

На рисунке 3 представлена рассчитанная, по результатам экспериментов, экологически чистая технология получения, хранения и использования водорода.

Таким образом, основной задачей современного мира является рациональное природопользование без ощутимого вреда окружающей среде. С этой целью в ходе работы сделано:

1. Разработана технология получения, хранения и использования водорода, с использованием редкоземельных элементов получаемых в ходе комплексной переработки техногенного сырья Приморского края, в качестве конструкционных материалов.
2. Показана принципиальная схема комплексной переработки золошлаковых отходов

с извлечением концентрата редкоземельных элементов.

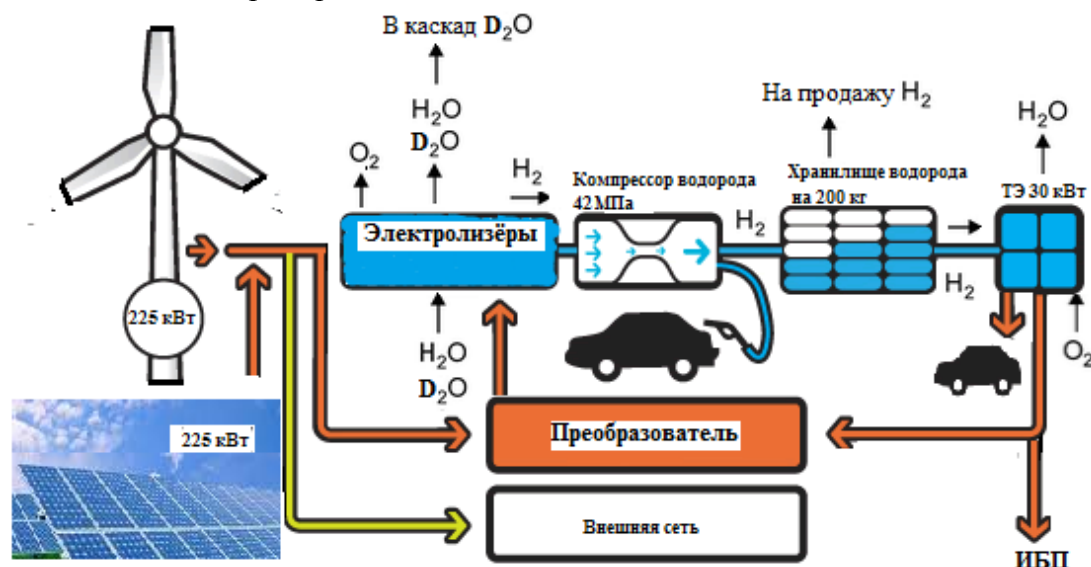


Рисунок 3 - Общий вид промышленной установки получения, хранения и использования водорода с использованием электрохимических процессов

3. Рассчитан материальный и энергетический балансы установки получения водорода с использованием электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий. При использовании 8 кг/ч воды получено 0,4 кг/ч водорода, 3,1 кг/ч кислорода, при общих затратах электроэнергии 28 кВт·ч, из них 13,2 кВт·ч на получение водорода и 9,8 кВт·ч на получение кислорода.

4. Разработана промышленная установка получения, хранения и использования водорода с применением электрохимических процессов на асимметричном переменном токе в условиях резонансных взаимодействий, мощностью 225 кВт.

В ходе работы установки возможно получение кислорода, тяжёлой воды и дейтерия.

#### Список использованных источников

1. Таскин А.В., Слесаренко В.В. Перспективы переработки золошлаковых отходов электростанций Дальневосточного региона // ГИАБ. - 2015. – Выпуск 36. – С. 217-224.
2. Радченко Р.В., Мокрушин А.С., Тюльпа В.В. Водород в энергетике: учебное пособие [науч. ред. С. Е. Щеклеин]. — Екатеринбург: Изд-во Уральского университета, 2014. - 229 с.
3. Патент РФ №2000116204/03, 19.06.2000 Способ переработки золошлаковых отходов тепловых электростанций / В.Н. Машурьян, В.В. Царев. – 5 с.

---

## COMPLEX PROCESSING OF TECHNOGENIC RAW MATERIALS OF PRIMORSKY KRAI WITH THE SUBSEQUENT USE OF PROCESSED PRODUCTS IN HYDROGEN ENERGY

*Sosnovskiy S.A., Sachkov V.I.*

The main task of the modern world is the rational use of natural resources without tangible harm to the environment. An economically profitable technology for the production and storage of hydrogen has been developed, using rare earth elements obtained during the complex processing of technogenic raw materials in Primorsky Krai.

---



**МИНЕРАЛЬНЫЕ ОТХОДЫ БЫВШЕГО НОВОТРОИЦКОГО  
РУДОУПРАВЛЕНИЯ (Г. БАЛЕЙ, ЗАБАЙКАЛЬСКИЙ КРАЙ):  
СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ\***

*Маркин Н.С., Иванников С.И., Шамрай Е.И., Егорин А.М.*

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Владивосток,  
Российская Федерация, e-mail: markkin.ns@gmail.com

*В результате пешеходной гамма-съемки выявлен ряд участков, МАЭД ГИ на территории которых превышает безопасный уровень 0,60 мкЗв/ч. Установлено, что основным загрязнителем является  $^{232}\text{Th}$ , входящий в состав монацита. Гравитационное разделение почвы позволило выделить концентрат монацита.*

Город Балей является одним из горнопромышленных центров Забайкальского края. На территории города в период 1949–1964 гг. действовал комплекс предприятий Новотроицкого рудоуправления по извлечению тория из монацитового сырья (содержание тория до 10 %).

В результате производственной деятельности предприятия, на территории города Балей было переработано свыше 6 млн м<sup>3</sup> торий-содержащей руды, добыто свыше 150 тонн тория [1].

Большинство объектов деятельности предприятия оказались загрязнены монацитом, его содержание в отходах обогатительной фабрики составляло 0,5 %, доводочной – 2 %. В период с 2013-2015 ФГУП «РосРАО» были проведены работы по дезактивации и частичной рекультивации ряда объектов на территории, прилегающей к бывшим объектам предприятия [2].

В качестве объекта исследования было выбрано шламохранилище бывшего Новотроицкого рудоуправления. На территории шламохранилища насчитывается, по меньшей мере, три крупных участка рекультивации, суммарной площадью порядка 2 га. Рекультивация территории шламохранилища выполнялась путем отсыпки участков загрязнения слоем инертного материала (щебня), толщиной порядка 30-50 см. Данные о повторном радиационном исследовании местности отсутствуют.

Целью настоящей работы является исследование современной радиационной обстановки на территории шламохранилища бывшего Новотроицкого рудоуправления и оценка применимости гравитационного обогащения к задачам переработки накопленных минеральных отходов.

Измерения мощности амбиентного эквивалента дозы гамма-излучения (МАЭД ГИ) произведены с помощью дозиметра «Atom Fast 8850», изготовленного на основе кристалла CsI(Tl) размером 4×7×35 мм. Значения МАЭД ГИ записывались в режиме реального времени, местоположение определялось по спутникам GPS+Глонасс, маркер геопривязки устанавливался с частотой 1 раз в 4 метра.

Для определения радионуклидного состава проб грунта, а также их активности применялся метод гамма-спектрометрического анализа. Спектрометрический комплекс выполнен на основе коаксиального Ge детектора GC2018 производства компании

---

\* Работа выполнена при финансовой поддержке Минобрнауки РФ, проект № 0205-2021-0002 Института химии ДВО РАН.

«Canberra».

Определение содержания редкоземельных элементов (РЗЭ) в исходных образцах почвы и в продукте обогащения выполнено методом инструментального нейтронно-активационного анализа (ИНАА) на базе радионуклидного источника нейтронов  $^{252}\text{Cf}$  [3]. Активность источника на момент измерений составила 1,5 ГБк.

Гравитационное разделение образцов грунта выполнено с использованием спирального концентратора золота Gold Genie (США). Производительность установки 50 кг/ч, диаметр колеса концентратора – 47 см.

В результате проведенных дозиметрических измерений были получены значения МАЭД ГИ в 2800 точках.

Площадь исследуемой территории составила 45 гектар, средняя плотность измерений – 65 точек на гектар. Все измерения проведены на высоте 1 метр от поверхности земли. Установлено, что среднее значение МАЭД ГИ на момент измерений составило 0,32 мкЗв/ч.

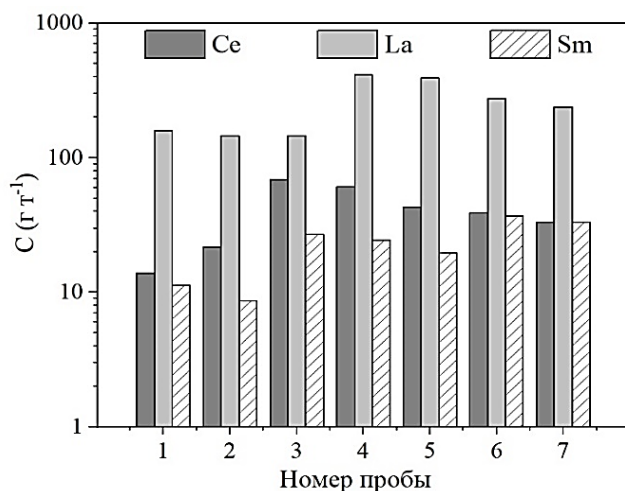
Выявлено 7 участков, значение МАЭД ГИ на территории которых превышает безопасный уровень 0,60 мкЗв/ч. Большинство участков расположены в непосредственной близости с границами участков рекультивации, проведенной ФГУП РосРАО в 2014 году [2].

На каждом из выявленных участков загрязнения осуществлен отбор проб грунта, глубина пробоотбора 0-2 см. После предварительной подготовки образцы выдерживались не менее месяца перед измерением удельной активности, чтобы обеспечить равновесие между  $^{226}\text{Ra}$  и  $^{222}\text{Rn}$ .

В результате проведенного гамма-спектрометрического анализа зафиксированы повышенные содержания  $^{226}\text{Ra}$  и  $^{232}\text{Th}$ . Установлено, что основным загрязнителем почвы является радионуклид  $^{232}\text{Th}$ . Удельная эффективная активность анализируемых проб составила 1900 – 3400 Бк/кг.

По результатам ИНАА в исследованных образцах отмечено характерное для монацитовых минералов повышенное содержание РЗЭ. Содержание лантана составило 145-410 г/т, церия 13-70 г/т, самария 11-40 г/т (рисунок 1).

Проведенное гравитационное разделение позволило повысить содержание РЗЭ в тяжелой фракции грунта, попутно снизив содержание естественных радионуклидов в легкой фракции (рисунок 2). В результате удельная эффективная активность легкой фракции проб почвы составила 1100-1700 Бк/кг.



*Рисунок 1 – Содержание редкоземельных элементов в исходных образцах грунта*

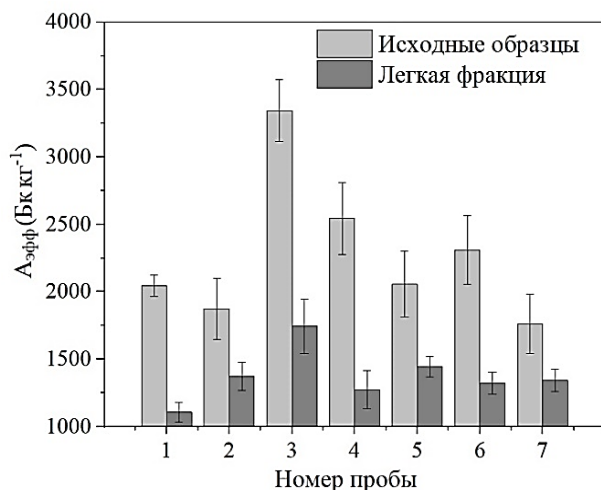


Рисунок 2 – Активность естественных радионуклидов, в исходных образцах и в легкой фракции грунта

Проведенный рентгенофазовый анализ тяжелой фракции грунта подтвердил, что РЗЭ и естественные радионуклиды входят в состав минерала монацит ( $\text{CePO}_4$ ,  $\text{LaPO}_4$ ).

В результате работ, проведенных на территории шламохранилища бывшего Новотроицкого рудоуправления, выявлен ряд участков, на территории которых МАЭД ГИ превышает предельно допустимый уровень 0,60 мкЗв/ч.

Показано, что основным загрязнителем почвы является радионуклид  $^{232}\text{Th}$ , входящий в состав минерала монацит.

Проведённые исследования показали возможность эффективного концентрирования торий-содержащих минералов из проб техногенных отходов методами гравитационного обогащения.

После разделение возможна крупнотоннажная утилизация лёгкой фракции техногенных отходов, накопленных на территории карьера, например, в дорожном строительстве. При этом тяжёлая фракция техногенных отходов может рассматриваться как потенциальный источник РЗЭ, в частности La, Ce, Sm.

#### Список используемых источников

1. Атомный проект СССР: документы и материалы [Электронный ресурс] // Электронная библиотека «История Росатома» – URL: <http://elib.biblioatom.ru/sections/0201/> (дата обращения: 25.04.2022).
2. Ликвидация ядерного наследия: 2008-2015 годы /под общей редакцией А.А. Абрамова, О.В. Крюкова, И.И. Линге. М.: Изд-во Энергопроманистика, 2015 С. 161.
3. Ivannikov S.I., Markin N.S., Zheleznov V.V. Determination uranium in solutions by the method of Neutron activation analysis with  $^{252}\text{Cf}$  radionuclide neutron source // Nuclear Technology and Radiation Protection. – 2021. – № 36. с. 12-17.

---

## MINERALS WASTE OF THE FORMER NOVOTROITSK MINING DEPARTMENT (BALEY, ZABAYKALSKY REGION): CURRENT AND PERSPECTIVES OF USE

*Markin N.S., Ivannikov S.I., Shamray E.I., Egorin A.M.*

As a result of the gamma-ray dose level study, were identified a number of area where the dose rate exceeds the save level of 0.60 mSv/h. It has been established that the main pollutant is  $^{232}\text{Th}$ , is a part of monazite. Gravitational separation allows to highlight the monazite concentrate.

---

**ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩИЕ ПОРОДЫ ВОСТОЧНОГО ЗАБАЙКАЛЬЯ  
В ТЕХНОЛОГИЯХ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННЫМИ ОТХОДАМИ\***

*Размахнин К.К., Хатькова А.Н., Шумилова Л.В.*

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита,  
Российская Федерация, e-mail: igdranchita@mail.ru

*Рассмотрены вопросы обогащения, переработки и модификации цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья с применением направленных методов рудоподготовки, позволяющих получать высококачественную цеолитовую продукцию для использования в технологиях управления горнопромышленными отходами*

Рациональная и комплексная переработка минерального сырья базируется на создании малоотходных и безотходных технологий, что предусматривает его использование в замкнутом цикле, который определяет необходимость утилизации или практического применения образующихся в процессе технологического передела отходов. Вместе с тем, интенсивное развитие горнопромышленного производства в России при отсутствии эффективных технологий переработки и утилизации отходов обуславливает образование и накопление в отвалах и хвостохранилищах большого объема техногенного сырья, негативно влияющего на окружающую среду прилегающих к производственным комплексам территорий. В этой связи, разработка технологических решений по снижению и предотвращению негативного влияния отходов горного производства является крайне актуальным направлением развития науки и техники.

При решении задач минимизации экологических воздействий горнопромышленных предприятий на компоненты окружающей среды могут найти широкое применение сорбционные технологии, основанные на применении как синтетических, так и природных сорбентов, обладающих высокой адсорбционной способностью и доступностью в их стоимости. Данным параметрам в полной мере удовлетворяют природные цеолиты, запасы которых в России оцениваются в 25 млрд. т.

Для получения высококачественных цеолитовых продуктов с заданными физико-химическими и химическими свойствами необходимо применение технологий обогащения и модификации, соответствующим требованиям наилучших доступных технологий, базирующихся на последних достижениях науки и техники и направленных на снижение негативных воздействий горнопромышленного производства на окружающую среду.

Доля негативного воздействия горных предприятий ограничивается площадью непосредственного влияния, которое при проведении эффективных природоохранных мероприятий может быть минимизировано.

Интенсивное воздействие промышленной зоны на прилегающую территорию требует внедрения не только природоохранных мероприятий, но и ресурсосберегающих технологий во всех циклах производства от добычи минерального сырья до получения готовой товарной продукции.

Комплексное использование цеолитсодержащих пород предполагает применение направленных энергетических и физико-механических методов воздействия, зачастую

---

\* 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.)

химических методов переработки, например, для получения алюмосодержащих продуктов кислотным или щелочным способом, которые могут оказывать достаточно серьезное негативное воздействие на окружающую среду.

Широкое применение цеолитов, как правило, сдерживается низким качеством исходного сырья, поэтому цеолитсодержащие породы, как и традиционное минеральное сырье, должны подвергаться обогащению. В качестве методов обогащения возможно использование гравитации, магнитной и электрической сепарации, направленной физико-химической модификации и активации свойств цеолитсодержащих пород.

Проведенные исследования по разработке технологий переработки, обогащения и модификации цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья, где сосредоточены основные запасы данного минерального сырья России, позволили добиться возможности управлять качеством, в частности, для их использования в технологиях по обращению с отходами горного производства. В этой связи, разработанные технологические решения, основанные на применении инновационных способов рудоподготовки (термическое акустическое воздействие, обработка ускоренными электронами, мощными наносекундными электромагнитными импульсами), обогащения и химической модификации путем кислотной обработки с целью частичного деалюминирования и обескремнивания позволили получить цеолитовые концентраты с содержанием цеолитов 88,4-99,1 % с возможностью управления адсорбционными характеристиками сорбентов, что является ярким примером применения технологий (методов), соответствующих требованиям НДТ.

Полученные на основании применения разработанных технологий цеолитовые продукты могут быть с достаточной степенью эффективности применены в целях снижения и предотвращения негативного воздействия горнопромышленных отходов. При этом наилучшие доступные технологии управления техногенным сырьем, образуемым в результате деятельности горных предприятий, с высокой эффективностью могут базироваться на применении высококачественных природных цеолитов, в частности, при рекультивации и консервации хвостохранилищ, очистке сточных вод (ИТС НДТ 8-2015), захоронении токсичных и радиоактивных отходов, обращении с отходами производства и потребления (ИТС НДТ 17-2021), очистке отходящих газов (ИТС НДТ 20-2017), а также в процессах горнодобывающей промышленности (ИТС НДТ 16-2017) и др. (таблица).

Важным вопросом является комплексность использования отходов, образуемых при переработке цеолитсодержащих пород. В настоящее время с учетом географии, промышленного и инфраструктурного развития региона отходы цеолитового производства могут быть применены в строительных технологиях, при закладке выработанного пространства (шахт, карьеров), при отсыпке автодорог и пр.

Такой системный подход к комплексному использованию минерального сырья позволит практически полностью отказаться от складирования отходов на специальных площадках и тем самым снизит нагрузку на основные компоненты окружающей среды, что крайне важно в свете и без того высокого антропогенного воздействия на данный регион. Кроме того, упраздняя комплексным подходом к переработке цеолитсодержащих пород отвалы и хвостохранилища, которые нарушают экологическую обстановку региона, исчезает потребность и в принятии определенных мер и затрат для их захоронения или защиты от выветривания, окисления и т.п.

*Таблица - Наилучшие доступные технологии (НДТ) на основе применения цеолитсодержащих пород Восточного Забайкалья*

Направление использования природных цеолитов	Примечание
Геохимические барьеры, фильтрационный слой дамбы хвостохранилищ	Фильтрационные барьеры
Рекультивация хвостохранилищ и отвалов пород	Техническая и биологическая рекультивация
Очистка отходящих газов от CO, CO <sub>2</sub> , SO <sub>2</sub> , NH <sub>3</sub> , N <sub>2</sub> , CH <sub>3</sub> OH, фреона, меркаптанов, окислов азота.	Фильтры
Очистка сточных вод. Биоремедиация водоемов. Очистка питьевой воды. Утилизация противообледенительных жидкостей	Фильтры, очистка от флотационных реагентов и нефтепродуктов, кондиционирование закисленных стоков, сорбция катионов тяжелых металлов, катионов Pb <sup>+</sup> , K <sup>+</sup> , NH <sup>4+</sup> , Ag <sup>+</sup> , Cd <sup>2+</sup> , Pb <sup>2+</sup> , Zn <sup>2+</sup> , Hg <sup>2+</sup> , Ba <sup>2+</sup> , Mg <sup>2+</sup> , Co <sup>3+</sup> , Al <sup>3+</sup> , Cr <sup>3+</sup> , Fe <sup>3+</sup>
Закладка выработанного пространства. Строительство зданий и сооружений.	Заменитель части цемента, компонент тампонажных растворов, заменитель извести в вяжущих растворах
Санация, восстановление почв	Компонент почвосмесей для снижения токсичности почв

Анализ современного состояния вопроса комплексного использования минерального сырья показывает, что производственные процессы по его добыче и переработке, а также получение из него товарных продуктов должны быть замкнуты в единый технологический цикл, что возможно только при условии, когда отходы одного производства становятся сырьем для другого.

Таким образом, при построении технологических схем переработки цеолитсодержащих пород необходимо руководствоваться концепцией безотходного производства, предполагающей переход от процессов концентрирования к разделению цеолитсодержащего сырья на составляющие их структурные элементы. Такой подход должен осуществляться на всех стадиях отработки месторождений цеолитсодержащих пород с селективным выделением технологических типов и сортов пород, каждый из которых находит практическое применение. Некоторые типы и сорта цеолитовых пород могут быть использованы без предварительного обогащения (если содержание цеолитов в них достигает 95–98 %). Однако большая часть пород рассматриваемых месторождений представлена небогатым по содержанию ценного компонента (цеолита) сырьем, что требует разработки технологий его концентрации и очистки от вмещающих примесей. Такие технологии должны обеспечивать эффективное обогащение цеолитсодержащих пород, быть ресурсосберегающими, а также гарантировать минимальный ущерб окружающей природной среде.

## **ZEOLITE-CONTAINING ROCKS OF EASTERN TRANSBAIKALIA IN MINING WASTE MANAGEMENT TECHNOLOGIES**

*Razmakhnin K.K., Khatkova A.N., Shumilova L.V.*

The issues of enrichment, processing and modification of zeolite-containing rocks of Eastern Transbaikalia with the use of targeted ore preparation methods that allow obtaining high-quality zeolite products for use in mining waste management technologies are considered.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ С ЗОЛОСОДЕРЖАЩИМИ УГЛИСТЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ НА ОСНОВЕ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ ПРИНЦИПОВ НАИЛУЧШИХ ДОСТУПНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ\*

*Шумилова Л.В., Хатькова А.Н.*

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита,  
Российская Федерация, e-mail: shumilovalv@mail.ru

*Представлены результаты изучения вещественного состава техногенных отходов ЗИФ. Разработана и апробирована технологическая схема переработки хвостов флотационного обогащения (лежалые и текущей переработки) с золотосодержащими углистыми включениями на основе экологических принципов наилучших доступных технологий.*

В настоящее время контроль над движением природного вещества на всех этапах жизненного цикла горного предприятия практически отсутствует. Это является одной из главных причин возникновения проблем нехватки ресурсов, образования техногенных отходов, в частности, высокий выход хвостов, направляемых для складирования в хвостохранилища, без глубокой проработки вопросов их дальнейшего использования в народно-хозяйственном комплексе региона.

Накопленные в хвостохранилищах отходы при средней толщине слоя 20 м, занимают площадь более 1300 км<sup>2</sup>. Ежегодное увеличение площади отчуждаемых земель составляет не менее 85–90 км<sup>2</sup>. Значительная часть отчуждаемых земель находится в промышленно развитых районах, нередко в границах населенных пунктов и крупных городов, что приводит к загрязнению окружающей среды, поскольку негативное воздействие проявляется на территории, в 10 раз и более превышающей площадь, занимаемую отходами. Наличие небольшого количества углистого вещества (менее 5 %) в золотосодержащем минеральном сырье, существенно снижает извлечение металла и обуславливает потери ценного компонента с хвостами обогащения, которые характерны как для технологического передела в прошлом, так и в настоящий период. Поэтому разработка технологий переработки хвостов обогащения, является не только важной научной задачей, имеющей хозяйственное значение, но и экологической проблемой.

*Объект исследований* – техногенные отходы, содержащие углистые вещества: лежалые хвосты и хвосты текущей переработки ЗИФ Забайкальского края.

Результаты количественного минералогического анализа техногенных отходов ЗИФ показывают, что кроме золотосодержащих углистых веществ (дисперсные включения золота в РУВ), присутствует пирит, арсенопирит, серицит, кварц и полевой шпат.  $S_{\text{общ}}=5,76 \%$ ,  $S_{\text{сул}}=5,7 \%$ ,  $S_{\text{оксл}}=0,16 \%$ ,  $Fe_{\text{общ}}=6,7 \%$ ,  $Fe_{\text{сул}}=4,13 \%$ ,  $As_{\text{общ}}=0,95 \%$ ,  $C_{\text{общ}}=1,31 \%$ ,  $C_{\text{орг}}=0,8 \%$ . Результаты фазового анализа техногенных отходов ЗИФ, взятые по средним значениям (лежалые: текущей переработки = 1:1) представлены в таблице.

Новая технологическая идея заключается в том, что для извлечения золота из техногенного минерального сырья, содержащего как дисперсное золото в минералах-носителях, так и естественные сорбенты, следует проводить последовательно в три стадии:

---

\* 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.)

- I стадия – выщелачивание раствором NaCl в герметичном чане;
- II стадия – двухстадиальное сорбционное выщелачивание раствором NaCN;
- III стадия – выщелачивание окатышей в кучном варианте (КВ) раствором NaCN.

Таблица – Результаты фазового анализа хвостов ЗИФ

Форма нахождения золота в пробе	Содержание, г/т	Распределение, %
Свободное золото с чистой поверхностью	0,05	3,71
Свободное золото покрытое пленкой	0,06	4,44
Золото в сростках с чистой поверхностью	1,09	80,74
Золото в сростках покрытое пленкой	0,07	5,19
Золото, ассоциируемое с сульфидами	0,03	2,22
Золото в силикатной породе	0,05	3,70
Итого:	1,35	100,0

Технологическая схема экспериментальных исследований представлена на рисунке.

В основе гипотезы учитывались данные, полученные Ван-Антвергом и Филиппом Линкольном (патент США 4752412) – образование различных форм активного кислорода при УФ-облучении воздуха с различной влажностью (израсходовано на исследования 1,5 млн. \$).

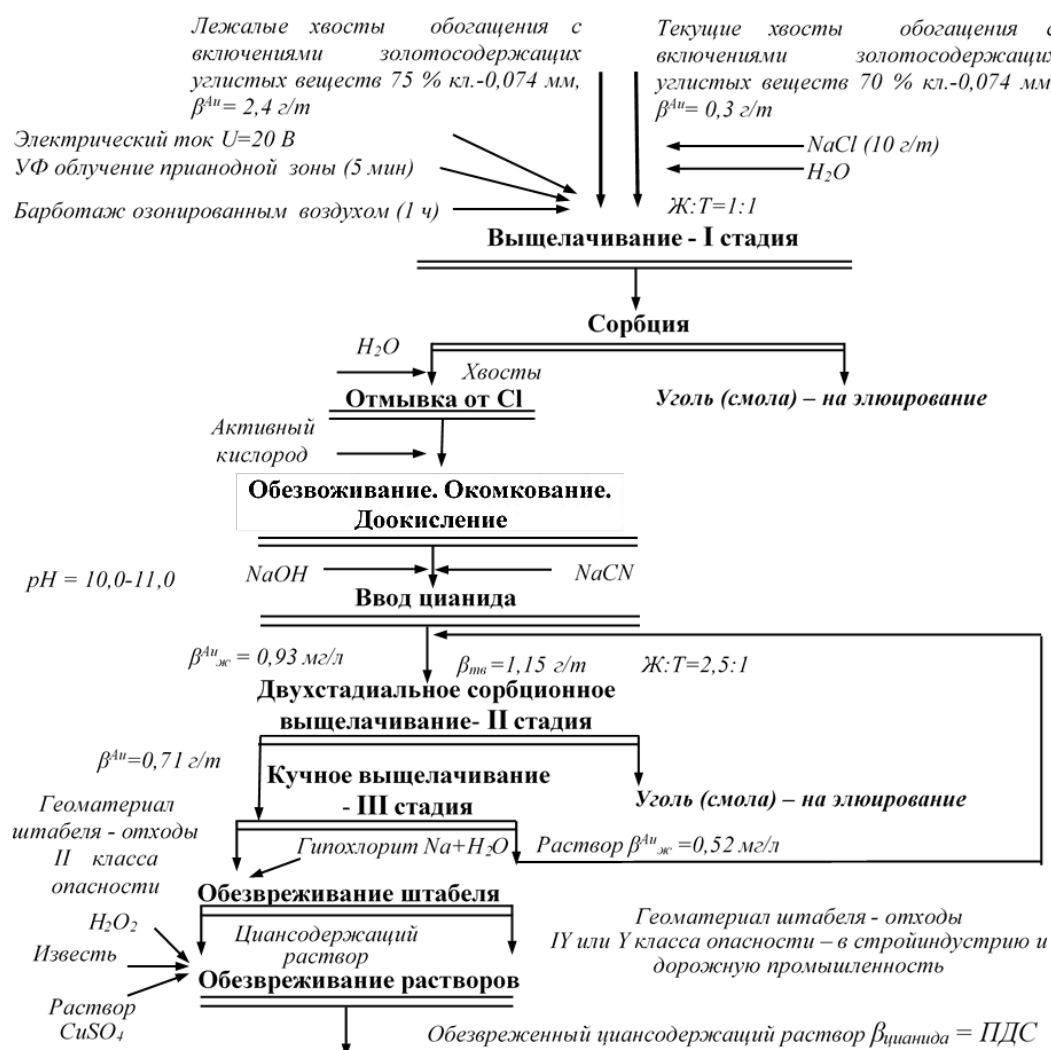


Рисунок - Технологическая схема переработки хвостов флотационного обогащения с золотосодержащими углистыми включениями



В результате фотохимического и электрохимического синтеза из первичных газов, химических соединений хлорида натрия и воды образуются активные формы кислорода и хлора с ОВП=1,8 В. Опт состав активных форм в полиреагентном растворе:  $O_3$  – 20 %;  $OH^\cdot$  – 50 %;  $Cl^0$  – 3 %;  $NaClO$  – 20 %;  $HCl$  – 3 %;  $HClO$  – 3 %. Полученная реакционная смесь обеспечивает интенсивное окисление поверхности, как сульфидных минералов, так и РУВ, что снижает его сорбционную активность.

Для подтверждения предполагаемого механизма окисления в процессе экспериментальных исследований каждые три часа определяли концентрации ионов  $F^{2+}$  и  $F^{3+}$  спектральным анализом,  $S^{2-}$  и  $SO_4^{2-}$  - калориметрическим методом, концентрацию ионов  $H^+$  замером рН пульпы. Концентрацию кислорода в пленочной воде оценивали косвенно по динамике изменения ОВП. Один из основных исходных параметров I стадии предокисления – концентрация генерируемого озона из кислорода воздуха.

При проведении укрупнённых лабораторных исследований применялись лабораторный фотоэлектрохимический активатор и фотоэлектрохимические реакторы, разработанные учеными ИГД СО РАН и Забайкальского государственного университета.  $A^+$  - оксид рутения на титане (ОПТ), или платинированная на меди фольга (5 мк);  $K^-$  - нержавеющая сталь; площадь электродов  $100\text{ см}^2$ , объем активатора 30 л,  $I = 5\text{ А}$ ; площадь электродов  $2500\text{ см}^2$ , объем реактора  $1\text{ м}^3$  (150 л). Электроды насаживались на фторпластовые винты. Расстояние между электродами: верхние в режиме электроразряда 0,5–20 см; нижние в режиме электролиза 15–30 см (в среднем 20 см); потенциал на электродах - 20 В; поверхностная плотность тока –  $0,5\text{ А/см}^2$ ; объемная плотность тока –  $0,02\text{ А/л}$ .

С точки зрения авторов в процессе предокисления имеет место синергетический эффект комплексного воздействия ряда факторов, которые усиливают друг друга, выявить вклад отдельно каждого фактора весьма затруднительно. Получено извлечение золота из техногенного сырья при двухстадиальном выщелачивании 86,8 %. После завершения кучного выщелачивания, штабель геоматериала представляет собой отходы, содержащие остаточную концентрацию цианида натрия, поэтому относятся ко II классу опасности – высокоопасные отходы (экологическая система сильно нарушена, негативные изменения в окружающей природной среде: литосфера, гидросфера, атмосфера, фауна, флора).

Для соответствия экологическим принципам наилучших доступных технологий, авторами в разработанной технологической схеме, предусмотрены операции двухстадиального обезвреживания. 1 стадия обезвреживания отработанного штабеля КВ, 2 стадия – иансодержащих техногенных вод, что позволяет снижать класс опасности отходов со II до IV класса (малоопасные отходы) или V класса (практически неопасные отходы), и осуществлять кооперацию с дорожной и строительной отраслями.

Таким образом, полученные результаты укрупненных лабораторных исследований технологии переработки хвостов флотационного обогащения (лежалые и текущей переработки), разработанной на основе экологических принципов наилучших доступных технологий, подтвердили принципиальную возможность эффективного извлечения золота с широким диапазоном дискретности распределения в минералах-носителях – от отдельных атомов в составе микроминералов, природных сплавов, органических соединений до моноэлементных кластеров размерами порядка нанометров.

---

**TECHNOLOGY FOR PROCESSING FLOTATION TAILINGS WITH GOLD-  
CONTAINING CARBONACEOUS INCLUSIONS BASED ON THE  
ENVIRONMENTAL PRINCIPLES OF THE BEST AVAILABLE TECHNOLOGIES**

*Shumilova L V., Khatkova A.N.*

The results of the study of the material composition of technogenic waste of the ZIF are presented. A technological scheme for processing flotation enrichment tailings (stale and current processing) with gold-containing carbonaceous inclusions based on the environmental principles of the best available technologies has been developed and tested.

---

**КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД К ПЕРЕРАБОТКЕ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ  
(НА ПРИМЕРЕ ФОСФОГИПСА) КАК СПОСОБ УТИЛИЗАЦИИ ОТХОДОВ  
С ПОЛУЧЕНИЕМ ПОЛЕЗНОЙ ПРОДУКЦИИ**

*Сучков Д.В.*

Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Российская Федерация,  
*e-mail: s205055@stud.spmi.ru*

*Статья посвящена актуальной проблеме утилизации отходов минерально-сырьевого комплекса на примере фосфогипса. В качестве перспективного направления утилизации рассмотрен способ комплексной переработки отхода на ряд ценных продуктов. Отдельное внимание уделяется задаче регулирования крупности частиц получаемого фосфомела ( $\text{CaCO}_3$ ).*

В современном мире одним из важных экологических вопросов является переработка крупнотоннажных промышленных отходов. В частности, для организации специальных сооружений – объектов размещения отходов (полигоны, отвалы, шламохранилища и др.) требуется отчуждение огромных территорий, которые выводят из хозяйственного оборота.

Одним из примеров промышленных процессов, в результате которых образуются крупнотоннажные отходы, является производство экстракционной фосфорной кислоты и удобрений.

При экстракции фосфора из минерального сырья образуется отход фосфогипса (ФГ), основной состав которого представлен  $\text{CaSO}_4 \cdot n\text{H}_2\text{O}$  (порядка 80 %), где  $n$  может принимать значения 0,5 (полугидрат) или 2 (дигидрат) в зависимости от особенностей процесса производства. Мировой выпуск ФГ в год составляет более 150 млн т, в том числе 14 млн т – в России, где в отвалах накопилось уже более 300 млн т отхода.

По данным ООН, в мире перерабатывается до 4 % ФГ, в России этот показатель не превышает 2 %.

Исследование нацелено на решение актуальной проблемы полезной утилизации многотоннажных техногенных отходов минерально-сырьевого комплекса.

Целью является разработка технического решения для эффективного использования объекта исследования – низкосортного сырья техногенного происхождения (фосфогипса) – в качестве вторичного материального ресурса

Предметом исследования является возможность использования отхода для дальнейшего создания товарной продукции, а также физико-химические закономерности, лежащие в основе процессов извлечения ценных компонентов из отхода.

Научная новизна данного исследования заключается в установлении физико-химических закономерностей, которые лежат в основе процесса карбонатной конверсии ФГ при его переработке на фосфомел.

Отдельное внимание уделено вопросу мелкодисперсности получаемого фосфомела (существующие технические решения по получению фосфомела не акцентируют внимания на данной проблеме).

Практическая значимость исследования: разработаны рекомендации по комплексной утилизации отхода ФГ для получения ряда ценных продуктов: фосфомел (карбонат кальция), сульфат аммония, натрия или калия (в зависимости от условий конверсии), концентрат редкоземельных элементов. Также предлагаемое решение подразумевает возможность попутной утилизации производственных дымовых газов, содержащих углекислый газ, который используется в процессе карбонатной конверсии.

Проблема образования и утилизации техногенных отходов фосфогипса. Чаще всего ФГ складывается в гипсонакопители, что неизбежно приводит к загрязнению атмосферного воздуха, почв и водоносных горизонтов различными поллютантами, в первую очередь, растворимыми соединениями фосфора и фтора. В частности, в условиях Северо-Западного федерального округа (СЗФО) действуют промышленные предприятия, которые являются крупными источниками образования ФГ. Также здесь находятся три крупных гипсонакопителя, в которых уже размещено более 150 млн т отхода.

Из-за климатических условий региона (повышенной влажности) полностью изолировать данные объекты от окружающей среды не удаётся и требуется организация постоянного экологического мониторинга отвалов. По этим причинам становится очень актуальным вопрос утилизации данного отхода. Полезное использование ФГ позволит не только освободить часть площадей объектов размещения, но и предотвратить негативное воздействие на окружающую среду в будущем.

Анализ информации по возможным направлениям полезной утилизации ФГ демонстрирует следующие наиболее перспективные области применения отхода: в промышленности строительных материалов, в сельском хозяйстве и как источник ценных компонентов, например, редкоземельных элементов (РЗЭ). Состав и свойства ФГ существенно отличаются от гипсосодержащего сырья природного происхождения. В частности, в дорожном строительстве пригоден лишь свежий ФГ, а это не решает проблему утилизации старых гипсонакопителей.

Применению ФГ в сельском хозяйстве препятствуют сложности с регистрацией отхода в качестве удобрения, мелиоранта или рекультиванта. Из-за наличия в отходе ряда нежелательных примесей, в частности, оксидов тяжелых металлов, его использование в данном направлении ограничено. Варианты переработки фосфогипса для получения соединений РЗЭ исключают многостадийное обогащение техногенного сырья, однако, данная группа способов не позволит переработать основной объём отвального ФГ.

Тем не менее, использование ФГ без предварительного извлечения ценных химических веществ ведет к утрате последних. Таким образом, большинство существующих направлений не предлагают комплексного подхода к переработке потенциальных источников получения ценных компонентов, а имеющиеся технологии производства либо не пригодны для масштабирования, либо представляются экономически не рентабельными.

В качестве решения проблемы комплексной утилизации отхода предлагается производство карбоната кальция  $\text{CaCO}_3$ , или фосфомела, из ФГ газожидкостным методом (насыщение суспензии ФГ углекислотой). Основные способы комплексной переработки ФГ на  $\text{CaCO}_3$  в общем виде могут быть сведены к двум основным группам реакций: жидкостная и газожидкостная конверсии. В первом случае предполагается проведение конверсии ФГ с использованием растворов  $\text{M}_2\text{CO}_3$ , где  $\text{M}^+$  – ионы  $\text{NH}_4^+$ ,  $\text{Na}^+$  или  $\text{K}^+$  (здесь и далее). Газожидкостная конверсия – с использованием  $\text{CO}_2$  – может быть осуществлена посредством предварительной карбонизации раствора МОН для получения  $\text{M}_2\text{CO}_3$  или непосредственно для карбонизации суспензии ФГ

Одним из главных достоинств данной технологии является продукт гидрохимического синтеза – фосфомел ( $\text{CaCO}_3$ ), который обладает высокой химической активностью. Фосфомел активно используют в металлургии (в качестве флюса, чтобы перевести тугоплавкие природные силикаты в более легкоплавкие шлаки). Также данный продукт может заменять известняк в процессе получения глинозёма, химпродуктов и портландцемента.

В рамках анализа потенциального рынка сбыта в условиях СЗФО установлено, что фосфомел может быть востребован Череповецким металлургическим комбинатом. При организации переработки ФГ на базе Череповецкого филиала АО «Апатит» логистические издержки сводятся к минимуму, что повышает конкурентоспособность как продукции, так и технологии. Предложенный способ также обладает дополнительными преимуществами, например, в условиях производственного цикла переработки ФГ он может сопровождаться утилизацией  $\text{CO}_2$ -содержащих промышленных выбросов, которые образуются в процессе производства минеральных удобрений.

В зависимости от дополнительной обработки раствор после отделения осадка  $\text{CaCO}_3$  может содержать РЗЭ, перспективные для выделения на дополнительной стадии процесса.

Исследования проводятся на основе лабораторной и экспериментальной базы аккредитованного Научно-образовательного центра Горного университета с использованием уникального оборудования Центра коллективного пользования и Научного центра «Проблем переработки минеральных и техногенных ресурсов», в том числе, с использованием следующего оборудования: мультиреакторная система H.E.L. (Великобритания); установка вакуумной фильтрации; лазерный анализатор размеров частиц LA-950V2 Horiba (Япония); рентгеновский порошковый дифрактометр XRD-7000 Shimadzu (Япония); растровый электронный микроскоп JSM-7001F (Япония).

Предварительные эксперименты по получению фосфомела проводились с использованием раствора карбоната натрия ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) концентрацией 240 мг/дм<sup>3</sup>. Соблюдались следующие условия: Ж : Т = 3 : 1, температура раствора 60°C, продолжительность конверсии 30 мин.

В результате рентгенофазового анализа полученного осадка подтверждено, что конверсия проведена успешно – осадок представлен соединением  $\text{CaCO}_3$ . Исследование осадка путем лазерной дифракции продемонстрировало, что 90 % осадка составляют частицы размером не более 7 мкм, 50 % – размером не менее 2,5 мкм. Средний размер частиц – 4,6 мкм. Фильтруемость пульпы осадка составила 1,5 м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>\*час, что характеризует ее как труднофильтруемую.

*Проблема мелкодисперсности фосфомела.* Поскольку крупность большинства

частиц фосфомела, который образуется в результате процесса переосаждения, составляет 2-7 мкм, современная промышленность заинтересована в подобном продукте. Его использование поможет сократить количество стадий подготовки сырья. Однако по этим же причинам применимость фосфомела в настоящее время ограничена. Мелкая дисперсность приводит к значительному ухудшению фильтрующих свойств: затрудняется отделение продукта от раствора, повышается износ оборудования. Поэтому в рамках дальнейших исследований отдельное внимание должно быть уделено задаче получения продукции с заданными свойствами, а именно – регулированию крупности частиц пульпы мелкодисперсного фосфомела.

Таким образом, на основании выполненного литературно-патентного анализа в качестве наиболее перспективного направления комплексной переработки отхода выбран способ гидрохимической переработки ФГ на фосфомел.

Разработка предложенной темы может считаться перспективной и актуальной для минерально-сырьевого комплекса. Текущие исследования направлены на подбор параметров реакции, которые позволят регулировать дисперсность частиц фосфомела в сторону увеличения без потерь эффективности утилизации фосфогипса. Внедрение данных технических решений приведет к более рациональному использованию минерально-сырьевой базы страны и повышению эффективности ее воспроизводства, а также снижению уровня загрязнения окружающей среды.

---

#### **INTEGRATED APPROACH TO THE PROCESSING OF TECHNOGENIC RAW MATERIALS (ON THE EXAMPLE OF PHOSPHOGYPSUM) AS A WASTE UTILIZATION METHOD TO OBTAIN MARKETABLE PRODUCTS**

*Suchkov D.V.*

The article is devoted to the topical issue of utilisation of the mineral resource complex wastes (on the example of phosphogypsum). As a promising direction of recycling, the method of integrated processing of waste into a number of marketable products is considered. Special attention is paid to the problem of controlling the particle size of the resulting phosphochalk ( $\text{CaCO}_3$ ).

---

#### **КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ГИПСОВЫХ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОТХОДОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ФУНКЦИОНАЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ\***

*Ярусова С.Б., Гордиенко П.С.*

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: yarusova\_10@mail.ru

*В работе обобщены исследования Института химии ДВО РАН, связанные с разработкой физико-химических основ комплексной переработки гипсосодержащих техногенных отходов производства борной кислоты (борогипса). Представлены данные по получению различных материалов из данных отходов, а также ряд их функциональных свойств.*

---

\* Работа выполнена в рамках гос. задания Института химии ДВО РАН FWFN(0205)-2022-0002.

Масштабы образования некоторых видов промышленных отходов, низкий коэффициент их использования и в то же время наличие в них ценных компонентов позволяют рассматривать их как крупные техногенные месторождения, говоря о «второй геологии» – науке об антропогенных ресурсосберегающих отходах. Повторное использование отходов является актуальным направлением, особенно в условиях жесткого санкционного давления, когда приоритетным становится вопрос импортозамещения в российской промышленности. Все это ориентирует государство на ускоренное решение проблемы вовлечения в промышленное использование российского техногенного сырья, с привлечением, как частного капитала, так и федерального бюджета, и бюджетов субъектов РФ. В вопросах переработки, утилизации и захоронения промышленных отходов решающая роль принадлежит государству, которое должно инициировать развитие инвестиционной деятельности, направленной на переработку отходов [1-3].

На Дальнем Востоке России, в силу значительных запасов минерального сырья, расположен ряд крупных промышленных градообразующих предприятий, на территории которых накоплены значительные объемы промышленных отходов. Например, в Приморском крае (г. Дальнегорск) функционирует крупное промышленное предприятие по производству высококачественной борсодержащей продукции (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 [4]. Отходы производства борной кислоты (борогипс), накопленные на предприятии ООО «Горно-химическая компания БОР» (г. Дальнегорск) и Комсомольском сернокислотном заводе в количестве несколько десятков миллионов тонн, в настоящее время не перерабатываются, и являются источниками локального загрязнения окружающей среды.

С 2007 г. Институтом химии Дальневосточного отделения Российской академии наук совместно с университетами Дальневосточного региона РФ (ВГУЭС, СВФУ, ДВФУ) активно проводятся работы, связанные с разработкой физико-химических основ комплексной переработки отходов производства борной кислоты (борогипса), накопленных на территории Дальнегорского городского округа. В 2014 г. на Международном совещании «Прогрессивные методы обогащения и комплексная переработка природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2014) в г. Алматы (Республика Казахстан) в докладе на данную тему были предложены возможные направления борогипса: получение гидросиликатов кальция, волластонита и калийных удобрений; получение силикатных и сульфатсодержащих сорбентов; производство строительных материалов [5].

За прошедший период исследования активно продолжались, и в 2020 г. были поддержаны грантом Правительства Приморского края. В результате продолжающихся научных исследований показаны перспективы применения борогипса в целом ряде направлений.

Были проведены исследования влияния условий получения минеральной добавки на основе синтетического волластонита  $\text{CaSiO}_3$  из борогипса на прочностные свойства мелкозернистого бетона. Установлено, что наибольшие прочностные характеристики

мелкозернистого бетона наблюдаются при введении до 4.0 масс. % волластонита, полученного путем предварительной обработки борогипса в автоклаве и получением гидросиликатов кальция. При обжиге гидросиликатов кальция в интервале температур 900–1200°C происходит формирование волластонита [6-8].

Волластонит, полученные из борогипса, впервые был использован в качестве наполнителя сверхвысокомолекулярного полиэтилена (СВМПЭ). Было показано, что введение волластонита в СВМПЭ способствует повышению относительного удлинения при разрыве на 18 % и прочности при растяжении на 27 % относительно исходного полимера.

Установлено, что полимерные композиционные материалы (ПКМ) на основе СВМПЭ, наполненные волластонитом, характеризуются уменьшением значения скорости изнашивания в 3 раза относительно ненаполненного ПКМ. Структурными исследованиями поверхности трения ПКМ методами СЭМ и ИК-спектроскопии показано, что в процессе трения частицы волластонита локализуются на поверхности трения композита и формируют с продуктами износа вторичный износостойкий слой, локализирующий сдвиговые деформации [9].

Показана возможность получения аморфного диоксида кремния («белой сажи») с содержанием основного компонента (в пересчете на SiO<sub>2</sub>) 97-99 масс. % и удельной поверхностью до 200 м<sup>2</sup>/г при обработке отходов производства борной кислоты (борогипса) гидродифторидом аммония NH<sub>4</sub>HF<sub>2</sub> [10].

На основе борогипса синтезирован материал на основе силиката кальция с сорбционной селективностью по отношению к ионам кобальта и на его основе по технологии искрового плазменного спекания (ИПС) получены твердотельные матрицы, характеризующиеся наличием фаз CaCoSi<sub>2</sub>O<sub>6</sub>, волластонита CaSiO<sub>3</sub> и кварца SiO<sub>2</sub>. Проведена оценка гидролитической устойчивости полученных образцов, которая является основным показателем их эффективности для иммобилизации радионуклида кобальта. Было установлено, что этот показатель достигает  $2,03 \cdot 10^{-7}$  г·см<sup>-2</sup>·сут<sup>-1</sup>, что соответствует требованиям ГОСТ Р 50926-96 для отвержденных высокоактивных отходов [11].

Таким образом, продолжающиеся исследования показывают целесообразность переработки данных многотоннажных отходов, расширять области применения получаемых на их основе новых высокоэффективных, дешевых и экологически безопасных материалов, а также дать рекомендации по их применению в других областях.

#### *Список использованных источников*

1. Фаюстов А.А. Утилизация промышленных отходов и ресурсосбережение. Основы, концепции, методы: монография. Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2019. 272 с.
2. Чантурия В.А., Козлов А.П., Шадрюнова 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. Савон Д.Ю., Абрамова М.А. Применение инновационных методов ресурсосбережения при переработке и утилизации отходов в производственной сфере // ГИАБ. 2015. С. 276-284.
4. Красиков И.С. БОР: флагману горной химии Приморья – 40 лет. – Хабаровск: Издательский дом «Приамурские ведомости», 1999. 176 с.
5. Ярусова С.Б., Гордиенко П.С. Комплексная переработка отходов производства борной кислоты // Материалы Международного совещания «Прогрессивные методы обогащения и

- комплексная переработка природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2014), г. Алматы (Республика Казахстан), 16–19 сентября 2014 г. – Караганда: ТОО «Арко», 2014. С. 381–384.
6. Гордиенко П.С., Ярусова С.Б., Козин А.В. и др. Материал на основе синтетического волластонита и его влияние на функциональные свойства мелкозернистого бетона // Перспективные материалы. 2017. № 9. С.40–48.
  7. Yarusova S.B., Gordienko P.S., Kozin A.V. et al. Influence of synthetic calcium silicates on the strength properties of fine-grained concrete // IOP Conf. Series: Materials Science and Engineering. 2018. Vol. 347. 012041
  8. Ярусова С.Б., Гордиенко П.С., Козин А.В. и др. Влияние условий синтеза силикатного наполнителя на свойства мелкозернистого бетона // Военно-инженерное дело на Дальнем Востоке России: Материалы VI Всероссийской научно-практической конференции. Владивосток: ВУЦ ДВФУ. 2022. С.153-156.
  9. Данилова С.Н., Ярусова С.Б., Буравлев И.Ю. и др. Модифицирование СВМПЭ волластонитом, синтезированным из отходов борного производства // Полимерные материалы и технологии. 2021. Т.7. №1. С. 71–82.
  10. Гордиенко П.С., Крысенко Г.Ф., Ярусова С.Б. и др. Получение «белой сажи» из отходов борного производства // Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований: труды V Конгресса с международным участием и Конференции молодых ученых «ТЕХНОГЕН-2021». – Екатеринбург: УрО РАН, 2021. С.183-186.
  11. 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// Физико-химические проблемы адсорбции, структуры и химии поверхности нанопористых материалов: всероссийская конференция с международным участием (к 120-летию со дня рождения М.М. Дубинина). – М.: ИФХЭ РАН, 2021. – С. 195-198.
- 

## **COMPLEX PROCESSING OF GYPSUM INDUSTRIAL WASTE FOR OBTAINING FUNCTIONAL MATERIALS**

*Yarusova S.B., Gordienko P.S.*

The paper summarizes the research of the Institute of Chemistry FEB RAS related to the development of physical and chemical bases of complex processing of industrial gypsum-containing boric acid production waste (borogypsum). The data on obtaining various materials from these wastes as well as a number of their functional properties are presented.

---

## **КОМПЛЕКСНОЕ РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ УТИЛИЗАЦИИ И ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ОТХОДОВ УГЛЕБОГАЩЕНИЯ**

*Бутакова М.Д., Ульрих Д.В.*

ФГАОУ ВО «Южно-Уральский государственный университет (национальный  
исследовательский университет)», г. Челябинск, Российская федерация,  
*e-mail: butakovamd@susu.ru*

*Горные породы, выданые на поверхность при добыче угля, исчисляются в миллиардах кубометров и ежегодно пополняются, располагаются на землях пригодных для сельскохозяйственного производства и строительства промышленных и социально-культурных объектов, загрязняя водоемы и атмосферу. Значительная часть отвалов - перегоревшие шахтные породы, представляющие перспективное сырье для производства различных видов продукции.*



Горючие сланцы – распространенные полезные ископаемые за рубежом и в России.

При добыче кроме горючего сланца на-гора выдавали пустые породы, не содержащие сланец, которые направляли в отвалы (терриконники). Сланец, который не удавалось отделить в процессе добычи и последующей сортировки, также подавали в отвал. За счет наличия органических веществ в смешанных отвальных массах происходило самовозгорание, приводящее к образованию такого вида отхода, как горелые породы.

Процессы, протекающие в мергелистых породах при обжиге, изложены в работах Г.И. Книгиной [1] и А.А. Новопашина [2], а в дальнейшем его учеников [3-5].

Специфические условия образования терриконников горелых пород порождают их крайнюю неоднородность, что обусловлено следующими факторами: 1 неоднородностью химического и органоминерального исходного состава закладываемого материала; 1 разной исходной крупностью и дисперсностью материала; 1 разной степенью обжига породы [4]. В настоящее время система защиты отвалов отсутствует, мониторинг загрязнений окружающей среды предприятиями не осуществляется, переработка отвалов практически не проводится.

Территории месторождений горючих сланцев – яркий пример нарушения экологического равновесия в связи с накоплением отходов при добыче минерального сырья и первичной его переработке. Решение данной проблемы известно – разработка технологий, позволяющих использовать отходы в качестве техногенного сырья при производстве строительных материалов, что способствует сохранению и более рациональному применению имеющихся природных сырьевых ресурсов, использованию накопленных отходов производства и снижению экологической напряженности в регионах, где ведется добыча угля.

Однако, этот вид отходов крайне неоднороден и применение его в больших масштабах сопряжено со значительными трудностями. Поэтому является актуальным комплексный подход к решению проблемы утилизации и использования отходов углеобогащения. Химический состав горелых пород колеблется в широких пределах, % по массе:  $\text{SiO}_2$  – 6 – 50;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  – 0,2 – 11;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  – 4 – 12;  $\text{CaO}$  – 17 – 50;  $\text{MgO}$  – 0,2 – 3;  $\text{R}_2\text{O}$  – 0,2 – 2,5;  $\text{SO}_3$  – 0,1 – 12; ППП – 0,1 – 22. Таким образом, горелые породы можно отнести к минеральному сырью кальциевого алюможелезосиликатного состава.

Возможность применения отходов углеобогащения – горелых пород должна оцениваться условиями формирования: составом минеральной части, температурой обжига, а также составом газовой среды при горении.

Ориентировочно качество горелой породы в отвале определяют внешним осмотром плотности строения, характера поверхности излома ее кусков и цвета. Плотная структура и гладкая камневидная поверхность излома свидетельствуют о хорошем качестве горелой породы. Ноздреватая и шероховатая или жирная на ощупь поверхность в изломе указывает на плохое качество материала с малой объемной массой и большой влагоемкостью. Хорошо обожженные породы имеют более темный цвет (от коричневого до красно-желтого). Слабо обожженные породы характеризуются светлыми тонами (розовый, желтовато-белый, серый). Горелые породы имеют различный гранулометрический состав, который зависит и от способа разработки материала в отвале. Плотность горелой породы колеблется в пределах 2,2 – 2,6 г/см<sup>3</sup>, насыпная масса – 0,9 – 1,45 г/см<sup>3</sup>. Водопоглощение кусков породы обычно 3—5% [6].

Хорошо обожженные горелые породы с плотной структурой и гладкой камневидной поверхностью в изломе, взятые из отвалов шахт антрацитовых углей, при условии обеспечения их однородности могут быть использованы для устройства нижних слоев оснований, а неоднородные по составу горелые породы с существенными колебаниями объемной массы и водопоглощения, взятые из отвалов шахт каменных и полуантрацитовых углей, могут применяться для этих целей лишь после обработки их вяжущими материалами или с устройством водонепроницаемой изолирующей оболочки.

Необожженные или слабообожженные глинистые сланцы совершенно непригодны для устройства дорожных одежд, так как при воздействии воды они превращаются в пластическую массу, в сухом виде расслаиваются на тонкие чешуйки, а затем превращаются в порошкообразную массу. Как показал опыт, при отсутствии достаточной гидроизоляции слои из горелой породы уже через два-три года службы под воздействием диффузии водного пара снизу, как правило, переувлажняются и значительно теряют несущую способность, что приводит к разрушению дорожной одежды. Поэтому целесообразность использования горелой породы должна быть тщательно обоснована.

Одним из направлений модернизации производства минеральных строительных материалов является переход на многокомпонентные природные и техногенные шихты, что, как правило, приводит к увеличению количества компонентов с 1–2 до 4–10. Для реализации данного подхода необходимо уметь оперативно разрабатывать эффективные составы шихт, которые обеспечили бы получение материалов с заданными свойствами при оптимальном сочетании технико-экономических показателей.

Для определения влияния горелых пород на свойства составов для стеновых материалов были проведены испытания образцов-кубов с ребром 2 см. Образцы изготавливали из теста вяжущего нормальной густоты по ГОСТ 310.3-76. В состав вяжущего входил цемент ЦЕМ II/A-III 32,5Б производства АО «ЕВРОЦЕМЕНТ групп» «Катавский цемент», а также горелые породы, размолотые до удельной поверхности 5000 и 7800 см<sup>2</sup>/г. Образцы испытывали в возрасте 3 и 28 суток водного твердения или 1 и 28 суток после тепло-влажностной обработки. В результате предварительных исследований [7] было установлено, что наиболее благоприятным является следующий режим ТВО: выдержка при температуре 20 °С – 2 часа; подъем температуры со скоростью 15 °С/ч до температуры 75°С; изотермическая выдержка при температуре 75°С продолжительностью 8 часов. Анализируя полученные результаты, можно сделать вывод, что оптимальное содержание горелых пород в вяжущем составляет 30 %. При этом, потеря прочности камня вяжущего в возрасте 28 суток после ТВО относительно прочности цементного камня без добавки горелой породы составляет около 6 %, а экономия цемента существенна. Прочность камня вяжущего после ТВО с горелой породой, имеющей удельную поверхность 7800 см<sup>2</sup>/г, на 10-15% выше прочности камня, в котором содержится горелая порода с удельной поверхностью 5000 см<sup>2</sup>/г.

Таким образом, так как горелые породы легко размалываются, то можно использовать их в качестве добавки к цементу, при этом удельная поверхность должна быть 7500-8000 см<sup>2</sup>/г.

Еще одним перспективным направлением комплексного решения утилизации горелых пород – это производство мелкоштучных стеновых изделий методом вибропрессования, что позволит отказаться от дорогостоящей бортоснастки, значительно

сократит цикл производства изделий, обеспечит высокую производительность и точность размеров готовых изделий, а также освободит большие площади земель, которые в настоящее время заняты отвалами горелых пород.

---

*Список использованных источников*

1. Книгина, Г.И. Строительные материалы из горелых пород. — М.: Стройиздат, 1966.-207 с.
  2. Новопашин А.А. Минеральная часть Поволжских сланцев. — Куйбышев: Куйбышевское книжное издательство, 1973. 120 с.
  3. Чумаченко Н.Г., Тюрников В.В., Кириллов Д.В. и др. Формирование местной сырьевой базы на основе отходов стройиндустрии // Строительные материалы, оборудование, технологии XXI века. 2007. № 1 (96). С.16-18.
  4. Чумаченко Н.Г., Тюрников В.В. Баннова С.Е. и др. Перспективы формирования сырьевой базы стройиндустрии с использованием техногенного сырья из отвалов Кашпирского рудника Самарской области / СГАСУ. Самара, 2006. 225 с.
  5. Чумаченко Н.Г. Ресурсосберегающий подход к сырьевой базе стройиндустрии // Вестник СГАСУ. Градостроительство и архитектура. 2011. № 1. С.112-116.
  6. Оценка пригодности отходов добычи углей Копейского угленосного района Челябинского угольного бассейна для получения минерального волокна и других видов продукции: отчет о НИР (заключ.) / ВНИГРИУголь; рук. Л.В. Гипич. - Ростов-на-Дону, 2003. - 80 с.
  7. Гамалий Е.А., Горбунов С.П., Трофимов Б.Я. Исследование пуццолановой активности горелых пород шахтных терриконов // Прогрессивные материалы и технологии в современном строительстве: междунар. сб. науч. тр. - Новосибирск, 2007-2008. -С. 110-114.
- 

## INTEGRATED SOLUTION TO PROBLEMS OF UTILIZATION AND USE OF COAL WASTE

*Butakova M.D., Ulrikh D.V.*

Rocks issued to the surface during coal mining, are calculated in billions of cubic meters and are annually replenished, located on lands suitable for agricultural production and the construction of industrial and socio-cultural facilities, polluting water bodies and the atmosphere. A significant part of the dumps is burnt mine rocks, which are promising raw materials for the production of various types of products.

---

## СОРБЦИОННЫЕ И МЕЛИОРАТИВНЫЕ СВОЙСТВА ВЕРМИКУЛИТ-ЛИЗАРДИТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ, ПОЛУЧЕННЫХ ИЗ ОТХОДОВ ДОБЫЧИ ФЛОГОПИТА\*

*Петрова А.Г.<sup>1,2</sup>, Слуковская М.В.<sup>1,3</sup>, Мосендз И.А.<sup>1,3</sup>, Иванова Т.К.<sup>1,3</sup>, Новиков А.И.<sup>3</sup>, Широкая А.А.<sup>3</sup>, Кременецкая И.П.<sup>3</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Кольский научный центр РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,  
*e-mail: m.slukovskaya@ksc.ru, ia.mosendz@ksc.ru, tk.ivanova@ksc.ru*

<sup>2</sup> Петрозаводский государственный университет, *e-mail: petrova\_anna93@mail.ru*

<sup>3</sup> ФГБУН Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева, Кольский Научный Центр РАН, г. Апатиты,  
*e-mail: a.novikov@ksc.ru, a.shirokaia@ksc.ru, i.kremenetskaia@ksc.ru*

*В статье представлены результаты эксперимента по влиянию почвосмесей из зернистых вермикулит-лизардитовых материалов (исходного и обожженного при 450 и 700°С) и торфяной почвы импактной зоны медно-никелевого предприятия. Установлены сорбционные и мелиоративные свойства материалов.*

---

\* Исследование выполнено в рамках проекта РНФ 21-77-10111.

Одной из главных экологических угроз в регионах, расположенных в Арктической зоне РФ, является работа металлургических предприятий. Постоянные выбросы тяжелых металлов в атмосферу неизбежно приводят к деградации экосистем вокруг них. Лимитирующие факторы, такие как короткий вегетационный сезон, низкие температуры, дефицит элементов питания затрудняют процесс самовосстановления загрязненных территорий. При этом восстановление растительности на такого рода почвах является необходимым условием оздоровления окружающей среды, однако требует применения сильного воздействия на почву. В данной работе качестве материала для кондиционирования высокозагрязненной почвы исследованы необожженные и термоактивированные серпентиновые материалы (СМ) из горнопромышленных отходов. Наличие щелочного потенциала и сорбционно активной фазы являются благоприятными характеристиками, позволяющими использовать термосерпентины для иммобилизации металлов высокозагрязненных почв. В результате нейтрализации избыточной кислотности и добавлении сорбционно активного материала в почву с высоким уровнем загрязнения металлами происходит снижение их геохимической подвижности.

Эксперимент включал серии с 3 видами СМ: дробленый зернистый вермикулит-лизардитовый продукт (1); зернистый продукт, обожженный в муфельной печи при 450°C (2) и 700°C (3). Серия 1 включала 5 вариантов почвосмесей: 0, 25, 50, 75, 100 об. %. Серии 2 и 3 включали 6 вариантов почвосмесей: 10, 25, 38, 50, 63, 75 об. %. В качестве тест-объектов использовали четыре вида злаков: овсяница красная (*Festuca rubra* L.), райграс пастбищный (*Lolium perenne* L.), овес посевной (*Avena sativa* L.) и пшеница обыкновенная (*Triticum aestivum* L.). Растения выращивали в условиях регулируемого освещения: в течение 10 дней фотопериод составлял по 12 ч, температура – 20-22°C, 26 дней растения находились под естественным освещением при температуре 25-27°C. Световая установка размером 0.5\*1.5 м включала 8 ламп дневного света по 18W каждая. Периодический полив проводился 21 день при взаимодействии почвы и минерального продукта, затем 21 день - после посадки злаковых растений. Площадь контейнеров составляла 81 см<sup>2</sup>, объем почвосмесей- 330 мл.

Кислотно-щелочные условия загрязненной торфяной почвы были кислыми, причем интересно отметить, что в течение эксперимента рН водной вытяжки увеличился с 4.0 до 4.9. Добавление 25 % минерального материала во всех сериях эксперимента приводило к переходу рН почвосмесей в нейтральный диапазон (рН от 5.9 до 7.4). В ходе эксперимента рН при добавлении 25 % минеральных материалов в серии 1 в начале и конце менялся от слабокислого до нейтрального, при этом кислотность почвосмесей в серии 1 была выше на 15-17 % по сравнению с сериями 2 и 3 в течение всего эксперимента. В сериях 2 и 3 диапазон значений рН менялся незначительно в течение периода эксперимента, при этом увеличение доли СМ приводило к увеличению рН почвосмесей от слабокислой до слабощелочной реакции за 42 дня эксперимента. Варианты с 50 % долей продукта в трех сериях имели рН в диапазоне от 7.18 до 7.65, а в вариантах с 75 % рН был слабощелочным, однако в серии 1 отмечен переход из нейтрального в слабощелочное лишь к концу исследования.

Добавление материалов во всех сериях закономерно увеличивало содержание доступных растениям кальция и магния в смеси. В серии 1 при 25 % доле СМ содержание макроэлементов в вытяжке 0.1 н HNO<sub>3</sub> увеличивалось в 3 и 6 раз для Са и Mg

соответственно. В серии 2 при внесении 25 % доли материала концентрация элементов увеличивалась в 2 раза. В этой серии максимальное содержание кальция в вытяжке 0.1н HNO<sub>3</sub> отмечено в варианте с 38 % долей СМ, а магния - при 50 % доле минерального материала. В серии 3 максимальная концентрация Са в этой же вытяжке отмечена в варианте с 25 % долей СМ, содержание Mg в почвосмесях увеличивалось по мере увеличения доли минерального материала, что связано с метастабильной структурой обожженного серпентина и постепенным разрушением его структуры.

Концентрация потенциально подвижных меди и никеля в вытяжке 0.1н HNO<sub>3</sub> в серии 1 снижалась при добавлении уже первых 25 % минерального материала в 3 раза, в варианте 50 % - в 6-7 раз, тогда как дальнейшее добавление СМ до 75 % не оказывалось существенного влияния на концентрации меди по сравнению с вариантом 50 %. Концентрация никеля в данной серии снижалась в 4 раза при добавлении 25 % материала, в 6-7 раз - в варианте 50 %, а добавление 75 % снижало содержание никеля в 11 раз.

В серии 2 добавление материала снижало концентрацию меди и никеля в 5-6 раз, 50 % - в 10 раз, а 75 % - в 81 и 38 раз, соответственно. В серии 3 добавление 25 % материала снижало концентрацию никеля в 8 раз, 50 % - в 15 раз, а 75 % - в 18 раз. Модуль токсичности, рассчитанный как отношение молярных концентраций Cu и Ni к Ca и Mg в подвижной форме, умноженное на 100, снижался при увеличении доли минеральных материалов.

Биомасса надземных органов растений увеличивалась с увеличением доли минерального материала, однако в зависимости от вида растения была максимальной в разных вариантах опыта. Наибольшая масса овсяницы в серии 1 была в варианте 100 %, в сериях 2 и 3 - в вариантах 10 %. Биомасса райграса в серии 1 была максимальной также в варианте 100 %, тогда как в сериях 2 и 3 - при доле СМ 50 и 63 % соответственно. Максимальные значения массы пшеницы и овса в серии 1 отмечены в варианте 25 %, а в сериях 2 и 3 – в вариантах 25 и 38 %, соответственно. Наиболее чувствительным видом к добавлению обожженного материала была пшеница, а наименьший отклик отмечен для райграса.

Оценка состояния фотосинтетического аппарата листьев показала отсутствие существенных нарушений в пигментном комплексе. Варианты с разной долей минерального материала характеризовались высокими значениями суммы хлорофиллов и каротиноидов во всех сериях эксперимента. Изменения в содержании хлорофилла а отмечены в пределах 20 %, а хлорофилла б значительно больше – до 40 %, что может быть связано с высоким уровнем затенения растений в опыте (загущенная посадка). Это подтверждается и высокими значениями светособирающего комплекса во всех вариантах опыта - выше 70-80 %. Так, наиболее высокие содержания суммы зеленых пигментов и каротиноидов отмечены у овсяницы и райграса в варианте 50 %; у пшеницы и овса – при 75 %. Высокое содержание каротиноидов отмечено у овса и пшеницы, что свидетельствует об их высокой теневыносливости. Таким образом, внесение всех серпентинсодержащих материалов эффективно с точки зрения фотосинтетической активности растений уже при доле 25-38 % в почвосмеси.

Значения коэффициентов биологического поглощения (КБП) для Cu, Ni, Ca и Mg, рассчитанные исходя из концентраций в вытяжках при использовании различных экстрагентов, показали, что для Cu он наиболее близок к единице в варианте однократной

экстракции аммонийно-ацетатным буфером, тогда как для Ni, Ca и Mg к содержанию в растениях наиболее близка концентрация в почвенной вытяжке после экстракции 1н HNO<sub>3</sub>.

Эксперимент по изучению дробного внесения дробленого и термоактивированного зернистого вермикулит-лизардитового продукта, полученного при обогащении отходов добычи флогопита, в загрязненную торфяную почву импактной зоны медно-никелевого предприятия, показал, что минеральные материалы оказывают положительный эффект на прирост биомассы и нейтрализацию избыточной кислотности торфяной почвы, увеличивают концентрацию необходимых для развития растений макроэлементов и снижают концентрации тяжелых металлов в подвижной форме.

---

### **SORPTION AND AMELIORATIVE PROPERTIES OF VERMICULITE-LIZARDITE MATERIALS OBTAINED FROM PHLOGOPITE MINING WASTE**

*Petrova A.G., Slukovskaya M.V., Mosendz I.A., Ivanova T.K., Novikov A., Shirokaya A.A.,  
Kremenetskaya I.P.*

The article presents the results of an experiment on the influence of soil mixtures from granular vermiculite-lizardite materials (initial and fired at 450 and 700°C) and peat soil in the impact zone of a copper-nickel enterprise. Sorption and ameliorative properties of materials have been established.

---

### **ГИДРОФИЗИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА КАК ЛИМИТИРУЮЩИЙ ФАКТОР САМОВОСТАНОВЛЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ЛАНДШАФТОВ\***

*Красавцева Е.А.<sup>1</sup>, Иванова Т.К.<sup>1</sup>, Мосендз И.А.<sup>1</sup>, Максимова В.В.<sup>1</sup>, Канарейкина И.П.<sup>2</sup>,  
Паниковский Т.Л.<sup>1</sup>, Слуковская М.В.<sup>1,2</sup>*

<sup>1</sup> Федеральный исследовательский центр «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация, *tk.ivanova@ksc.ru*

<sup>2</sup> ФГАОУ ВО «Российский университет дружбы народов», Москва, Российская Федерация, *e-mail:*

*Исследованы гидрофизические свойства субстратов техногенных и промышленно нарушенных ландшафтов Арктической зоны РФ, не имеющих признаков восстановления растительности. Выявлена необходимость внесения влагоемких материалов при проведении работ по их биологической рекультивации. Наименее благоприятные гидрофизические свойства имело нефелиновое хвостохранилище Ловозерского ГОКа.*

Проблема деградации почв и образования техногенных ландшафтов имеет глобальный характер, что находит отражение в многочисленных работах по разработке подходов к рекультивации и ремедиации деградированных почв и техногенных поверхностных образований (Андроханов, 2005; Kavamura, Esposito, 2010; Копчик, 2014; и др.). В работе исследованы техногенные и техногенно нарушенные ландшафты Мурманской области, поверхность которых лишена растительности в течение уже более 30 лет. Длительный период отсутствия растительности привел к тому, что

---

\* Исследование выполнено при поддержке фонда Президента РФ для государственной поддержки молодых российских ученых (грант № МК-2697.2021.1.5)

восстановительная сукцессия на этих ландшафтах практически невозможна без искусственной инициализации почвообразовательного процесса (Андроханов, 2005).

Проведение работ по созданию растительного покрова на больших по площади территориях требует всестороннего изучения субстратов для подбора оптимальной и экономически рентабельной стратегии ремедиации. Исследования проводились для субстратов двух типов техногенных ландшафтов: двух хвостохранилищ, являющихся техногенными поверхностными образованиями в посттехногенную фазу развития, и техногенной пустоши с загрязненным и эродированным подзолом. Все объекты имеют большие открытые площади без какого-либо растительного покрова и в течение всего бесснежного периода года испытывают постоянную ветровую и водную эрозию. Несмотря на разное происхождение, они имеют схожие условия режима увлажнения, представлены исключительно песчаным и песчано-гравийным минеральным материалом и нуждаются в проведении работ по рекультивации. Зачастую лимитирующим фактором восстановительной сукцессии на таких субстратах является их низкая влагоемкость.

Цель исследования – изучение гидрофизических свойств субстратов техногенных ландшафтов.

Исследуемые субстраты представлены тремя вариантами, различающимися по кислотнo-щелочным условиям и степени загрязнения:

- 1) нефелиновые хвостохранилища Ловозерского ГОКа (ЛГ);
- 2) кварцевые хвостохранилища Оленегорского ГОКа (ОГ);
- 3) хемообразем по подзолу техногенной пустоши вблизи г. Мончегорска (ПМ).

На рисунке 1 представлены данные рентгенофазового анализа.

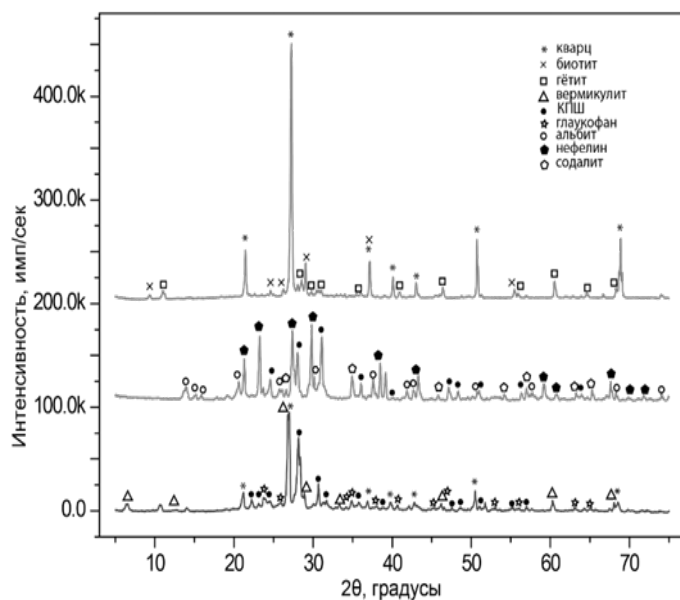


Рисунок 1 - Рентгенофазовый анализ субстратов, основные фазы (низ - ПМ, верх - ОГ, середина - ЛГ)

Минеральный состав ПМ представлен (в порядке уменьшения содержания) кварцем, полевым шпатом, вермикулитом, глаукофаном, гранатом; ОГ - кварцем, биотитом, гётитом, кианитом; ЛГ – нефелином, содалитом, альбитом, микроклином, эгирином.

Значения рН водной вытяжки субстратов составляли 4.65, 8.90 и 9.87 для ПМ, ОГ и ЛГ соответственно.

В таблице 1 представлен гранулометрический состав субстратов. Преобладающими фракциями во всех субстратах, согласно классификации Н.А. Качинского, являются фракции тонкого, среднего и крупного песка. При этом нефелиновые хвосты Ловозерского

ГОКа характеризуются самым большим содержанием мелкой фракции.

Следствием гранулометрического состава и происхождения субстратов являлась их разная способность к удерживанию влаги (таблица 2). Подзол имел наибольшие значения пористости и влагоемкости, тогда как ОГ и ЛГ имели близкую максимальную влагоудерживающую способность, пористость и полевую влагоемкость.

Таблица 1 - Гранулометрический состав субстратов

Выход фракций, %	Размер фракции, мм								
	>10	5-10	3-5	2-3	1-2	0.1-1	0.01-0.1	0.001-0.01	<0.001
ПМ	9.49	2.51	3.01	3.25	4.66	51.49	21.68	3.22	0.68
ОГ	0.08	0	0.94	1.11	6.26	84.32	6.11	0.82	0.35
ЛГ	0	0	0	0	1.4	80.9	15.17	1.85	0.68

Таблица 2. Физические и гидрофизические характеристики субстратов

Объект	Физические характеристики					Почвенно-гидрологические константы		
	плотность, г/см <sup>3</sup>	истинная плотность, г/см <sup>3</sup>	пористость, %	коэффициент пористости	МВС, %	ВЗ	НВ	ПВ
Подзол	1.20	2.64	54.55	1.20	134	12.6	27.7	44.69
Олкон	1.62	2.92	44.50	0.80	107	6.07	10.9	32.1
ЛГОК	1.47	2.71	45.67	0.85	111	0.5	3.45	27.69

Примечание: МВС – максимальная влагоудерживающая способность (ГОСТ 32632-2014); ВЗ – влажность завядания; НВ – наименьшая влагоемкость; ПВ – полная полевая влагоемкость (константы рассчитаны на основе кривых ОГХ).

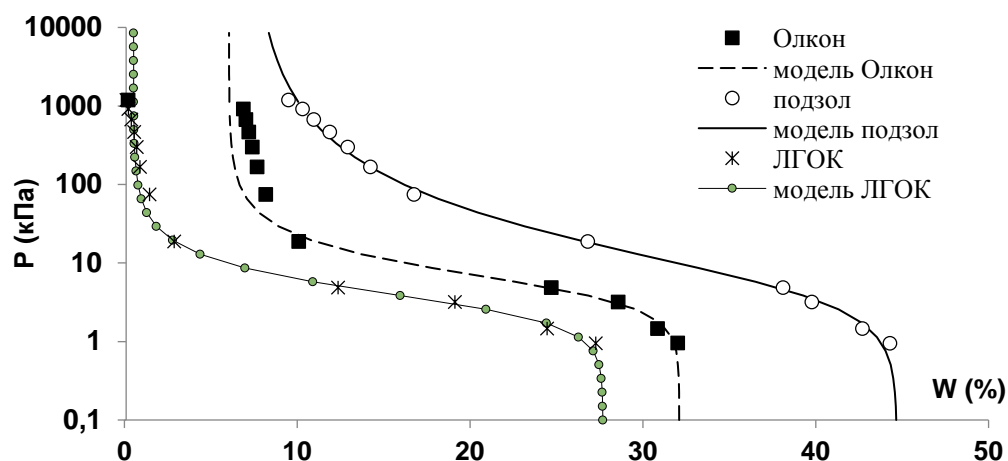


Рисунок 2 - Кривые ОГХ субстратов

Кривые основной гидрофизической характеристики (ОГХ), полученные методом равновесного центрифугирования (Смагин, 2006) с аппроксимацией влажности и потенциала почвенной влаги по уравнению Ван Генухтена (van Genuchten, 1980) показали, что наименьшая влагоемкость (НВ) и влажность завядания (ВЗ) в хвостах ЛГОК была существенно ниже, чем в хвостах Олкон и тем более чем в подзоле (рисунок 2).

Следует отметить, что полная влагоемкость всех субстратов была выше, чем ПВ песка (20%), тогда как влажность завядания в ЛГ была даже ниже, чем в песке (1%), тогда



как свойства ОГ и ПМ были близки с свойствам суглинков (Vhoobun et al., 2019).

Таким образом, наиболее неблагоприятными условиями среди исследованных субстратов характеризовался материал хвостохранилища Ловозерского ГОКа, однако внесение влагоудерживающих материалов необходимо при искусственном создании растительного покрова необходимо для всех исследованных субстратов.

---

## HYDROPHYSICAL PROPERTIES AS A LIMITING FACTOR OF SELF-RECOVERY OF INDUSTRIAL LANDSCAPES

*Krasavtseva E.A., Ivanova T.K., Mosendz I.A., Maksimova V.V., Kanareykina I.P.,  
Panikorovskii T.L., Slukovskaya M.V.*

The hydrophysical properties of barren substrates of technogenic and industrially disturbed landscapes in the Russian Arctic zone have been investigated. The need to introduce moisture-consuming materials when carrying out work on their biological reclamation was revealed. The nepheline tailing dump of the Lovozerky mining and processing plant had the least favorable hydrophysical properties.

---

## ПЕРЕРАБОТКА ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА ПЕНТАОКСИДА ДИВАНАДИЯ ИЗ КОНВЕРТЕРНЫХ ШЛАКОВ ПО СОДОВОЙ ТЕХНОЛОГИИ

*Сажина М.М., Данилов Н.Ф., Пойлов В.З.*

Пермский национальный исследовательский политехнический университет,  
г. Пермь, Российская Федерация, e-mail: sazhina-mm@yandex.ru

*Исследован химический и фазовый состав ванадийсодержащих отходов, образующихся после сернокислотного выщелачивания обожжённой шихты производства  $V_2O_5$  из конвертерных шлаков по содовой технологии. Проведены лабораторные исследования процессов переработки с получением пасты  $V_2O_5$ . Определены оптимальные параметры процессов обжига, кислотного выщелачивания и осаждения.*

В России пентаоксид диванадия получают по известково-сернокислотной технологии на АО «ЕВРАЗ Ванадий Тула» [1] и по содовой технологии на АО «ЧМЗ» [2]. Отходы гидрометаллургического производства в основном представляют собой шламы, образующиеся после выщелачивания и нейтрализации сточных вод, и являются разными по структуре, химическому и фазовому составу материалами [3].

Известные способы извлечения ванадия концентрированного ванадийсодержащего сырья (содержание ванадия более 10 % масс.) [4] включают в себя многостадийную переработку, состоящую из следующих процессов: измельчение исходного материала; термическая обработка с добавками и без при температурах выше 650 °С; выщелачивание соединений ванадия с помощью водных, кислых и щелочных растворов; осаждение ванадия из растворов в виде  $V_2O_5$ , ванадатов кальция либо ванадатов аммония.

Поскольку процессы переработки химических отходов после стадии выщелачивания действующего производства  $V_2O_5$  по содовой технологии комплексно ранее не рассматривались, целесообразно установить закономерности процессов переработки ванадийсодержащих отходов и определить оптимальные параметры стадий переработки.

С целью выбора метода переработки отходов были изучены химический и фазовый составы, характеристики образцов ванадийсодержащих отходов. Отходы действующего производства  $V_2O_5$  представляет собой материал после стадии сернокислотного выщелачивания обожжённой шлако-содовой шихты [2]. Образцы отходов включали в себя шламы непосредственно после стадии выщелачивания («свежий» отход) и шламы, которые в течение долгого времени хранились на открытых площадках и подвергались воздействию природных факторов: ветер, осадки, замораживание, размораживание («лежалый» отход).

Образцы отходов были проанализированы в лаборатории центра коллективного пользования «Центр наукоёмких химических технологий и физико-химических исследований» на рентгеновском дифрактометре XRD-7000 (Япония) и на электронном сканирующем микроскопе «S-3400N» японской фирмы «НИТАСНИ» с приставкой для рентгеноспектрального анализа «Bruker».

В результате рентгенофазового анализа образцов отходов было установлено, что в них содержатся  $Fe_2O_3$  (структура минерала «Hematite», пространственная группа R-3c);  $SiO_2$  (структура минерала «Cristobalite», пространственная группа P41212);  $Fe_2TiO_5$  (структура минерала «Pseudobrookite», пространственная группа Bbmm). В результате элементного анализа был установлен средний состав образцов. Данные представлены в таблице.

*Таблица - Элементный состав отходов*

Элементный химический состав, % масс.												
O	Fe	Si	Cr	Mn	Ti	Al	Na	V	K	Ca	Mg	S
Отход «лежалый»												
34,58	30,81	14,57	4,44	3,88	3,73	2,32	2,41	0,94	0,7	0,69	0,66	0,27
Отход «свежий»												
31,52	31,92	8,68	2,56	8,12	7,48	2,92	5,02	1,13	н/о	0,13	0,51	н/о

Были проведены лабораторные исследования процессов переработки ванадийсодержащих отходов с получением пасты пентаоксида диванадия:

- 1) Обжиг проводили в муфельной печи при температуре от 500 до 950 °С и продолжительности до 240 минут. Материал предварительно измельчали до фракции - 0,5 мм. Обжиг «лежалого» отхода проводили с добавлением  $Na_2CO_3$  в качестве натрирующей добавки и без добавления реагентов, обжиг «свежего» отхода – без добавления реагентов. При добавлении соды в материал в соотношении  $Na_2O:V_2O_5 = 0,7:1$  (мольн.) шихту перемешивали, встряхивая в течение 15 минут до однородной смеси. Проводили отбор проб через заданные промежутки времени;
- 2) Выщелачивание обожжённых отходов проводили растворами  $H_2SO_4$  (5, 7, 10, 15, 20 % масс.) и  $HNO_3$  (5, 7, 10, 20, 30 % масс.) в стакане, помещенном в термостат, при температуре от 40 до 70 °С, соотношении Т:Ж=1:5 и 1:10, непрерывном перемешивании и продолжительности до 240 минут. Проводили отбор проб через заданные промежутки времени. Для накопления соединений ванадия в растворе проводили цикловые выщелачивания с использованием растворов после предыдущего цикла и новых порций обожжённых отходов;
- 3) Осаждение пасты  $V_2O_5$  проводили в трёхгорлой колбе на колбонагревателе при непрерывном кипении в течение 30 минут. Предварительно проводили корректировку

значения pH среды растворов после цикловых кислотных выщелачиваний добавлением твёрдой кальцинированной соды или содового раствора (200 г/л  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) до значений 1,2-2,2. Проводили отбор проб через заданные промежутки времени.

Твёрдые пробы анализировали на содержание водо- и суммарнорастворимых соединений ванадия и общего ванадия в пересчёте на  $\text{V}_2\text{O}_5$ , растворы анализировали на содержание соединений ванадия в пересчёте на  $\text{V}_2\text{O}_5$  и марганца в пересчёте на  $\text{MnO}$ , пасту анализировали на содержание  $\text{V}_2\text{O}_5$  химическим способом.

Были рассчитаны значения степени перевода ванадия в растворимые соединения на обжиге. При увеличении продолжительности процесса обжига до 240 минут и проведении процесса без добавления соды степень перевода ванадия в растворимые соединения возрастает. Повышение температуры выше  $800\text{ }^\circ\text{C}$  незначительно влияет на степень перевода ванадия в растворимые соединения. Средние значения степени перевода при обжиге без добавления соды: для «лежалого» отхода – 46,14 %; для «свежего» отхода – 31,53 %. В результате цикловых выщелачиваний происходит накопление соединений ванадия в растворе.

Использование 20 %-го раствора серной кислоты для выщелачивания «лежалого» отхода в ходе 5 циклов продолжительностью 90 мин при соотношении Т : Ж=1 : 10 и температуре  $50\text{ }^\circ\text{C}$  позволяет получить растворы с содержанием соединений ванадия  $(14,89-16,79)\pm 0,03$  г/л  $\text{V}_2\text{O}_5$ . Средняя степень извлечения ванадия на стадии выщелачивания составляет 82,88 %, однако наблюдается образование осадка – гипса, что ухудшает протекание процесса.

Использование 10 %-го раствора азотной кислоты для выщелачивания «лежалого» отхода в ходе 5 циклов продолжительностью 90 мин при соотношении Т : Ж=1 : 10 и температуре  $50\text{ }^\circ\text{C}$  позволяет получить растворы с содержанием соединений ванадия  $(13,18-14,82)\pm 0,03$  г/л  $\text{V}_2\text{O}_5$ , при этом средняя степень извлечения ванадия на стадии выщелачивания составляет 61,62 %.

Использование 7 %-го раствора азотной кислоты для выщелачивания «свежего» отхода в ходе 7 циклов продолжительностью 90 минут при соотношении Т : Ж=1 : 10 и температуре  $50\text{ }^\circ\text{C}$  позволяет получить растворы с содержанием соединений ванадия  $(12,57-17,39)\pm 0,03$  г/л  $\text{V}_2\text{O}_5$ , при этом средняя степень извлечения ванадия на стадии выщелачивания составляет 61,05 %.

Осаждение пасты  $\text{V}_2\text{O}_5$  в течение 30 мин при начальных значениях pH среды  $(1,4-1,81)\pm 0,02$  из растворов, полученных при цикловых выщелачиваниях «лежалого» отхода, позволяет получить пасту с содержанием  $\text{V}_2\text{O}_5$   $50,63\pm 0,09$  % масс. при использовании азотнокислотных растворов и  $52,34\pm 0,09$  % масс. при использовании сернокислотных растворов.

Осаждение пасты  $\text{V}_2\text{O}_5$  в течение 30 мин при начальных значениях pH среды  $(1,2-1,50)\pm 0,02$  из растворов, полученных при цикловых азотнокислотных выщелачиваниях «свежего» отхода, позволяет получить пасту с содержанием  $\text{V}_2\text{O}_5$   $60,23\pm 0,09$  % масс.

В результате экспериментальных исследований установлены оптимальные параметры процессов переработки ванадийсодержащих отходов:

- обжиг при температурах выше  $800\text{ }^\circ\text{C}$ , продолжительности больше 90 мин, без добавок;
- цикловые азотнокислотные выщелачивания при соотношении Т : Ж = 1 : 10, продолжительности цикла 90 мин, температуре  $50\text{ }^\circ\text{C}$  и использовании 10 %-го раствора

кислоты для выщелачивания «лежалого» отхода в течение 5 циклов и 7 %-го раствора кислоты для выщелачивания «свежего» отхода в течение 7 циклов;

- осаждение пасты  $V_2O_5$  в течение 30 мин при начальном значении рН среды (1,4-1,81) $\pm$ 0,02 при использовании «лежалого» отхода и (1,2-1,5) $\pm$ 0,02 при использовании «свежего» отхода.

*Список использованной литературы*

1. Патент 2162113 РФ: Способ извлечения ванадия /Тарабрин Г.К., Рабинович Е.М. и др.
  2. Патент 2230128 РФ: Способ переработки ванадийсодержащих конвертерных шлаков /Данилов Н. Ф., Вдовин В. В., Карпов А. А. [и др.].
  3. Сажина М.М., Данилов Н.Ф., Пойлов В.З. Методология переработки химических отходов производства пентаоксида диванадия // Химия. Экология. Урбанистика. 2020. Т.4. С. 148-151.
  4. Комплексная переработка ванадиевого сырья: химия и технология / В. Г. Мизин [и др.]; Рос. акад. наук, Урал. отд-ние, Ин-т химии твердого тела. – Екатеринбург : [б. и.], 2005. – 451 с.
- 

**THE PROCESSING OF WASTES OF VANADIUM PENTOXIDE PRODUCTION  
FROM CONVERTER SLAG BY SODIUM TECHNOLOGY**

*Sazhina M.M., Danilov N.F., Poilov V.Z.*

The chemical and phase composition of vanadium-containing waste, which is formed during the sulphuric acid leaching stage from the  $V_2O_5$  production from converter slags using sodium technology, was determined. Laboratory studies of the processing stages with  $V_2O_5$  paste obtaining were carried out. The optimal conditions of roasting, acid leaching and paste precipitation processes are determined.

---

**ИЗУЧЕНИЕ СОРБЦИОННЫХ СВОЙСТВ СЕРПЕНТИНОВЫХ МАТЕРИАЛОВ ПО  
ОТНОШЕНИЮ К МЕДИ И НИКЕЛЮ\***

*Мосендз И.А.<sup>1,2</sup>, Кременецкая И.П.<sup>2</sup>, Иванова Т.К.<sup>1,2</sup>, Новиков А.И.<sup>2</sup>*

<sup>1</sup> ФГБУН Кольский научный центр РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,  
*e-mail: ia.mosendz@ksc.ru*

<sup>2</sup> ФГБУН Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья  
им. И.В. Тананаева, Кольский Научный Центр РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

*Серпентиновые минералы являются распространенным и дешевым материалом, успешно используемым в качестве адсорбента для удаления тяжелых металлов из водных растворов. Это исследование подтвердило, что как природные, так и модифицированные формы серпентиновых минералов прекрасно подходят для очистки водных растворов от металлов.*

Вопросы утилизации минеральных техногенных отходов являются актуальными во всем мире. Растущий объем добычи и переработки минерального сырья приводит к увеличению отходов, порождает экологические проблемы, особенно серьезные для северных регионов. Целесообразность вовлечения отходов производства в хозяйственный оборот в качестве вторичного сырья доказано многолетней практикой во многих странах.

---

\* Работа выполнена в рамках гранта РНФ 21-07-10111 и частично поддержана из средств темы НИР № FMEZ-2022-0018

Мурманская область является одним из регионов России, где интенсивно функционируют несколько горнопромышленных предприятий, производя различные минеральные продукты и сбрасывая в отвалы огромное количество отходов. Так, одно из предприятий области ООО «Ковдорслюда» занималось разработкой флогопитового месторождения (г. Ковдор, Мурманская область); сохранившиеся по настоящее время заскладированные отходы предприятия представляют интерес для комплексного использования их в целях ремедиации антропогенно-нарушенных территорий. Между тем, существует возможность использовать горнопромышленные отходы для получения природных сорбентов-минералов. Данные материалы имеют относительно высокие сорбционные свойства и широко распространены в природе, что обуславливают целесообразность их использования в технологиях водоочистки. Целью настоящей работы является исследование эффективности очистки растворов, содержащих медь и никель, сорбционными материалами минерального состава.

В качестве сорбционных материалов использовали ряд минеральных продуктов Мурманской области и других регионов в различных модификациях: исходный и термообработанный при 500 °С вермикулитовый концентрат Ковдорского месторождения (VK и VK<sub>1</sub>; размер частиц  $d = 0,45-2$  мм); исходный и термообработанный при 700 °С лизардит Ковдорского месторождения (LK и LK<sub>1</sub>;  $d < 0,08$  мм); исходный и термообработанный при 700 °С лизардит Хабозерского месторождения оливинитов (LX и LX<sub>1</sub>;  $d < 0,08$  мм); исходный и термообработанный при 500 °С зернистый лизардитовый продукт (CZ и CZ<sub>1</sub>;  $d = 2-3$  мм); исходный и термообработанный при 650 °С хризотил Халиловского месторождения магнезита (CH и CH<sub>1</sub>;  $d < 0,08$  мм); исходный и термообработанный при 725 °С антигорит из серпентинизированных ультрамафитов месторождения талькового камня (AK и AK<sub>1</sub>;  $d < 0,08$  мм).

Растворы меди и никеля с концентрацией 10 и 100 мг/л готовили с использованием реактивов – кристаллогидратов сульфатов меди и никеля квалификации х.ч. В полученные растворы добавляли минеральные продукты в количестве 10 г/л и выдерживали в течение 30 суток для установления химического равновесия. Данные значения модельных концентраций приблизительно соответствуют содержанию элементов в почвенном растворе на наиболее загрязненных участках территории в зоне влияния медно-никелевого комбината АО «Кольская ГМК» (2-4 мг/л) и в сточной воде того же комбината (20-35 мг/л). Результаты эксперимента представлены в таблице 1.

Процесс очистки растворов с относительно низкой концентрацией меди и никеля (10 мг/л) характеризуется высокой эффективностью – во всех опытах степень очистки более 98 %, величина сорбции составляет 3,1-3,4 мг-экв/100г. С увеличением исходной концентрации металлов до 100 мг/л величина сорбции возрастает примерно на порядок, однако в опытах с вермикулитом и зернистым лизардитовым продуктом наблюдаются высокие остаточные концентрации и снижение степени очистки. Улучшение показателей очистки растворов может быть достигнуто путем увеличения расхода данных сорбентов. Для других использованных сорбентов-минералов степень очистки меди при наибольших концентрациях составляет 99,9 %, никеля – снижается при применении исходных хризотила Халиловского месторождения магнезита и лизардита Хабозерского месторождения оливинитов.

В равновесных условиях при длительном взаимодействии зернистого лизардитового

**"Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения"**

продукта (CZ) и мелкодисперсного лизардитового материала (LK и LX) с растворами металлов показатели очистки должны быть одинаковыми, поскольку в процессе сорбции участвует один и тот же материал – серпентиновый минерал лизардит.

*Таблица 1 - Результаты экспериментов по сорбции меди и никеля*

Сорбент	Концентрация исходного раствора, мг/л					
	10			100		
	Ск, мг/л Cu Ni	Г, мг-экв/100г	Е, %	Ск, мг/л Cu Ni	Г, мг-экв/100г	Е, %
VK	<u>0,121</u>	<u>3,1</u>	<u>98,8</u>	<u>14,2</u>	<u>27,02</u>	<u>85,8</u>
	0,34	3,3	96,6	21,3	26,8	78,7
VK <sub>1</sub>	<u>0,147</u>	<u>3,1</u>	<u>98,5</u>	<u>4,5</u>	<u>30,07</u>	<u>95,5</u>
	0,078	3,4	99,2	6,1	31,9	93,9
LK	<u>0,066</u>	<u>3,1</u>	<u>99,3</u>	<u>0,069</u>	<u>31,4</u>	<u>99,9</u>
	0,02	3,4	99,8	2,02	33,4	97,9
LK <sub>1</sub>	<u>0,0135</u>	<u>3,1</u>	<u>99,8</u>	<u>0,042</u>	<u>31,4</u>	<u>99,9</u>
	0,0139	3,4	99,8	0,058	34,05	99,9
LX	<u>0,0169</u>	<u>3,1</u>	<u>99,8</u>	<u>0,075</u>	<u>31,4</u>	<u>99,9</u>
	0,127	3,3	98,7	14,9	28,9	85,1
LX <sub>1</sub>	<u>0,0134</u>	<u>3,1</u>	<u>99,8</u>	<u>0,065</u>	<u>31,4</u>	<u>99,9</u>
	0,0143	3,4	99,8	0,046	34,05	99,9
CZ	<u>0,045</u>	<u>3,1</u>	<u>99,5</u>	<u>1,95</u>	<u>30,8</u>	<u>98,1</u>
	0,11	3,3	98,9	22,9	26,2	77,1
CZ <sub>1</sub>	<u>0,045</u>	<u>3,1</u>	<u>99,5</u>	<u>3</u>	<u>30,5</u>	<u>97,0</u>
	0,144	3,3	98,5	13	29,6	87,0
CH	<u>0,0132</u>	<u>3,1</u>	<u>99,8</u>	<u>0,102</u>	<u>31,4</u>	<u>99,8</u>
	0,036	3,4	99,6	25,0	25,5	75,0
CH <sub>1</sub>	<u>0,0141</u>	<u>3,1</u>	<u>99,8</u>	<u>0,02</u>	<u>31,5</u>	<u>99,9</u>
	0,0114	3,4	99,8	0,021	34,06	99,9
AK	<u>0,04</u>	<u>3,1</u>	<u>99,6</u>	<u>0,188</u>	<u>31,4</u>	<u>99,8</u>
	0,037	3,4	99,6	0,02	33,9	99,7
AK <sub>1</sub>	<u>0,0115</u>	<u>3,1</u>	<u>99,8</u>	<u>0,059</u>	<u>31,5</u>	<u>99,9</u>
	0,01	3,4	99,9	0,0135	34,06	99,9

Тот факт, что в эксперименте зернистый лизардитовый продукт показал более низкую эффективность, свидетельствует об отличии кинетических параметров взаимодействия материалов в растворе. Уменьшение скорости взаимодействия подтверждают данные о растворении компонентов серпентинового минерала – магния и кремния. В наибольшей степени влияние крупности материала на скорость растворения компонентов проявляется при взаимодействии материалов с раствором сульфата никеля (100 мг/л). В опыте с мелкодисперсным лизардитом выщелочилось 1,89 мг-экв/10г магния и 0,19 мг-экв/10 г кремния, в то время как в опыте с CZ данные показатели составили 1,65 и 0,11 мг-экв/10 г соответственно. Количество сорбированного никеля – 3,34 мг-экв/10 г (LK и LX) и 2,63 мг-экв/10г (CZ), остаточные концентрации 2,02 и 22,9 мг/л соответственно.

Данные по выщелачиванию сорбентов-минералов в процессе взаимодействия с растворами никеля и меди показали, что наиболее инертным является вермикулит, причем термообработка практически не оказывает влияния на его химическую стойкость. Сорбционная емкость термообработанного вермикулита выше по сравнению с исходным и составляет в опытах с растворами с концентрацией 100 мг/л 30,1-32,0 мг-экв/10 г для VK<sub>1</sub> и 26,3-27,0 мг-экв/10 г для VK. Остаточные концентрации уменьшались от значений 14,2-

21,3 мг/л до 6,1-4,5 при переходе от исходной к термообработанной форме вермикулита.

Судя по интенсивности выщелачивания магния, наиболее высокой кислото-нейтрализующей способностью обладает термоактивированный мелкодисперсный лизардит Хабозерского месторождения оливинитов (LX<sub>1</sub>). При взаимодействии LX<sub>1</sub> с растворами металлов количество выщелоченного магния составило 8,8-8,9 мг-экв/10 г и 9,6-9,9 мг-экв/10 г при концентрации 10 и 100 мг/л соответственно. В случае взаимодействия необработанного лизардита с раствором меди процесс выщелачивания магния существенно ниже – 0,94 и 2,79 мг-экв/10 г при концентрации растворов 10 мг/л и 100 мг/л соответственно. Взаимодействие минерального материала с раствором никеля (10 и 100 мг/л), наоборот, показало значительную степень выщелачивания магния – 4,85 и 2,46 мг-экв/10 г соответственно. Количество кремния, перешедшего в раствор в опытах с лизардитом, изменяется в интервале 0,3-0,5 мг-экв/10 г, а в экспериментах с вермикулитом составляет 0,07-0,10 мг-экв/10 г.

Таким образом, применение серпентиновых материалов позволяет очистить растворы от меди и никеля более чем на 90%. Эффективность процесса очистки зависит от концентрации металла в растворе и вида сорбционно активного материала. Наиболее перспективным материалом для применения в качестве сорбента-минерала для очистки загрязненных водных объектов является термоактивированный мелкодисперсный лизардит.

---

## **SORPTION INVESTIGATION OF SERPENTINE MATERIALS WITH RESPECT TO COPPER AND NICKEL**

*Mosendz I.A., Kremenetskaya I.P., Ivanova T.K., Novikov A.I.*

Serpentine minerals are abundant and cheap material successfully used for decades as an adsorbent for removing heavy metals from aqueous solutions. This investigation confirmed that both natural and modified forms of serpentine minerals have excellent feasibility in removing different aquatic metal pollutants.

---

## **ЦЕНТРОБЕЖНАЯ ДВУХСТУПЕНЧАТАЯ КОНУСНАЯ МЕЛЬНИЦА\***

*Осинов Д.А., Филиппов В.Е.*

ФГБУН Федеральный исследовательский центр «Якутский научный центр Сибирского отделения Российской академии наук» Институт горного дела Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения Российской академии наук, Российская Федерация, *e-mail: brelick@list.ru*

*Представлены результаты экспериментальных работ на принципиально новой лабораторной модели конусной мельницы ударного действия для измельчения золотосодержащих руд с дополнительной функцией изометризации золота с использованием свинцовых маркеров.*

На основе результатов исследований по выявлению условий образования изометризации частиц золота в процессе измельчения золотосодержащей кусковой руды в центробежных и шаровых мельницах [1], была разработана центробежная двухступенчатая

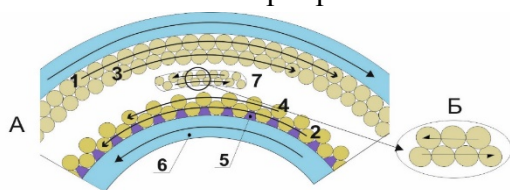
---

\* Лабораторные исследования проводились на оборудовании ЦКП ФИЦ ЯНЦ СО РАН (грант №13.ЦКП.21.0016).

конусная мельница с двухзональной рабочей камерой [2]. Первая верхняя часть рабочей камеры мельницы состоит из двух противоположно вращающихся рабочих органов конусообразной формы, где в полости меж конусного пространства образовывается рабочая зона дезинтеграция частиц. Рабочие органы выполнены в конусной форме с большим углом наклона, внешний конус выполнен с углом наклона  $85^{\circ}$ , а внутренний конус с углом наклона  $80^{\circ}$ . Вторая часть мельницы является зоной доизмельчения и изометризации с активационным плечом, где интенсивная изометризация ковких частиц компонентов руды (золота) происходит перекачиванием вдоль поверхности в нижней части внешнего ротора. В соответствии с изложенным выше принципом работы мельницы, была разработана техническая документация и изготовлена лабораторная модель, с максимальной производительности до 30 кг/ч.

Экспериментальные исследования на опытном образце мельницы проводились в лабораторных условиях, с исходной крупностью породы -5 мм, с использованием в качестве имитаторов частиц золота частицы свинца – маркеры, разной конфигурации и параметров. Степень измельчения в принятых значениях дебита (производительности) составляет: 15 кг/ч – 3,2; 20 кг/ч - 3,8. Наибольшая степень измельчения достигается при производительности 30 кг/ч - 5,3 т.е. при максимальной загруженности лабораторной установки.

В режиме подачи материала более 60% от максимально возможной загрузки (30 кг/ч) обломки руды постепенно переполняют рабочую полость мельницы. При этом образуется два основных слоя материала 1 и 2 перемещающиеся круговым движением в противоположном направлении (рисунок 1) вследствие противоположного вращения внешнего и нижнего рабочих органов. Слой 1 зафиксирован центробежной силой к внешней стенке рабочей полости мельницы и, в соответствии с этим, движется по ходу вращения верхнего ротора. Частицы, примыкающие к внутренней стенке 6 рабочей полости, движутся по ходу вращения нижнего ротора, то есть в обратную сторону, относительно слоя «прикрепленного» к стенке верхнего ротора ребрами и силой трения.



*Рисунок 1 - Два противоположных слоя  
материала на верхней зоне рабочей полости*

Каждый из основных слоев имеет примыкающие к ним слои 3 и 4, которые вовлечены в движение по направлению движения «крайних» слоев 1 и 2. Между этими рассмотренными слоями существует зона 7, где за счет плотного контакта разнонаправлено движущихся на большой скорости частиц геоматериала образуется зона разрушения.

В условиях формирования потоков измельчаемого материала в рабочей камере измельчения, происходит соответствующее измельчение и соответствующая деформация ковких составляющих (маркеров золота). В нижней части рабочей камеры частицы прижимаются к внешней стенке и свинцовые маркеры подвергаются соударению с потоком мелкообломочного материала. В результате свинцовые маркеры приобретают формы близкие к сферическим (рисунок 2 А3). Частицы маркеров в зависимости от загруженности рабочей полости установки претерпевают разные виды деформации. Методом бинокулярного изучения были выявлены следующие виды деформаций



свинцовых маркеров. Наиболее крупные частицы (от 2 до 3 мм), при режиме подачи материала более 60 % от максимально возможной загрузки, в большинстве случаев приобретают вид плотных сфероидов.

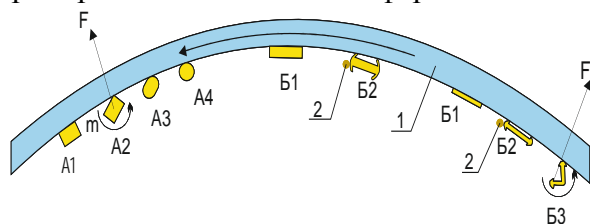


Рисунок 2 - Схема последовательности формирования различных видов деформации маркеров в нижней части рабочей камеры конусной мельницы

Характерно, 30 % свинцовых маркеров сохранили более или менее свою изначальную форму, 55 % частиц превратились в тороиды с перегородкой внутри, 15 % приобрели сфероидную форму. Большая часть частиц имеет на своих краях признаки расковки и приобрели вид тороидов. При этом частицы комковатой формы со сглаженными сторонами и сбитыми вершинами легко перекачивается под воздействием потока и приобретает вид близкий к сфероиду А и А4. Если маркер (Б1) имеет форму утолщенной пластины, в процессе помола получает удары по краям, движущимся под воздействием образующего воздушного потока с мелкообломочным материалом 2. Края пластины расковываются, и пластина Б1 преобразуется в вид тороида, отображенного на рисунке 2 (4-Б2). С точки зрения технологии последующего извлечения золота важно изменение гидравлической крупности частиц после обработки.

Экспериментальные работы по изучению трансформации свойств раскрытых и свободных ковких частиц в конусной мельнице показали, что на процесс повышения гидравлической крупности пластинчатых частиц существенную роль играют интенсивные столкновения маркера с измельченным материалом в нижней зоне рабочей камеры мельницы. Наибольшая степень увеличения толщины частиц наблюдается при максимальной загрузке мельницы (до 30 кг/ч), что приводит к существенному повышению их извлекаемости гравитационными методами обогащения за счёт повышения их гидравлической крупности от 1,5 раза. Для испытанных специальных маркеров пластинчатой формы размером 0,5x2x3мм с усредненной массой 26 мг исходная скорость погружения частиц (гидравлическая крупность) составляет 19 см/с. После обработки на мельнице полученные частицы тороидной формы сохраняют исходную массу, но в зависимости от толщины тора гидравлическая крупность варьируется от 28-32 см/с.

#### Список использованных источников

1. Матвеев А.И., Осипов Д.А., Яковлев Б.В. Моделирование динамики формы плоского тела из ковкого металла при изотропной бомбардировке частицами песка //Математические заметки СВФУ. – Изд-во Научно-исследовательский институт математики Северо-Восточного университета им. М.К. Аммосова. – Т. 24. – №1. – 2017. – С. 99-108.
2. Патент 209676. Центробежный конусный истиратель с зоной изометризации ковких частиц / В.Е. Филиппов, Д. М. Гаврильев, И. Ф. Лебедев и др. //БИ №8, 18.03.2022.

---

## CENTRIFUGAL DOUBLE STAGE CONE MILL

*Osipov D.A., Filippov V.E.*

The results of experimental work on a fundamentally new laboratory model of a cone impact mill for grinding gold ores with an additional function of gold isometrization using lead markers are presented.

---

**СОДЕРЖАНИЕ**

<b>ПЛЕНАРНЫЕ ЛЕКЦИИ</b>	<b>3</b>
<i>Горячев Н.А.</i> Ресурсы минерального сырья Дальнего Востока России: оценка современного состояния и перспектив их освоения	3
<i>Исмагилов Р.И., Чантурия Е.Л., Шелепов Е.В., Шехирев Д.В., Хромов В.В., Гридасов И.Н., Юшина Т.И., Голеньков Д.Н., Рахимов Х.К.</i> Инновационная технология переработки магнетитовых концентратов для производства DRI-окатышей на АО "Михайловский ГОК имени А.В.Варичева"	5
<i>Рассказов И.Ю.</i> Перспективные технологии освоения и переработки минерального сырья в Дальневосточном регионе	14
<i>Чантурия В.А., Двойченкова Г.П.</i> Инновационные процессы сепарации алмазосодержащего сырья природного и техногенного происхождения	16
<i>Ожогова Е.Г., Котова О.Б.</i> Технологическая минералогия: современные вызовы комплексной оценки твердых полезных ископаемых	29
<i>Белов А.В., Фаткулин А.А., Петров В.Л., Гасанбалаев Г.Д., Андреев А.В.</i> Состояние и перспективы развития кадрового потенциала минерально-сырьевой отрасли Дальневосточного федерального округа России	34
<i>Александрова Т.Н.</i> Селективная дезинтеграция и сепарация руд цветных и благородных металлов	44
<i>Курков А.В., Ануфриева С.И., Рогожин А.А.</i> Создание технологий комплексной переработки руд редких металлов на основе флотационного разделения сложных минеральных комплексов	49
<i>Матвеева Т.Н.</i> Обоснование механизма физико-химического воздействия хелатообразующих реагентов на низкоразмерные минеральные комплексы цветных и благородных металлов	57
<i>Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н.</i> Технологическая трансформация как ключевой драйвер развития сферы переработки техногенного сырья	63
<i>Маслобоев В.А., Макаров Д.В., Ключникова Е.М.</i> Опыт международного сотрудничества на пути экологизации горно-обогатительных предприятий	69
<b>Секция "СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ В ПРОЦЕССАХ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ"</b>	<b>74</b>
<i>Андреев А.В., Белов А.В.</i> Экспортный потенциал минерально-сырьевой базы Дальневосточного Федерального Округа	74
<i>Мезенин А.О., Пайков А.А.</i> Перспективы импортозамещения в горно-перерабатывающей отрасли	78
<i>Горячев А.А., Макаров Д.В., Светлов А.В.</i> Способы переработки медно-никелевого сырья природного и техногенного происхождения в условиях Арктики	82
<i>Чантурия В.А., Рязанцева М.В.</i> Исследование возможности выделения циркония и редкоземельных элементов с использованием полистирольных сорбентов	86
<i>Булатов К.В., Газалеева Г.И., Шихов Н.В., Шигаева В.Н., Бузунова Т.А., Назаренко Л.Н.</i> Особенности технологии обогащения титан-циркониевых песков Северного Казахстана с получением чернового концентрата	88

<i>Каплан С.Ф., Долотов А.С., Ковалев В.Н.</i> Автоклавная переработка золотосодержащих концентратов двойной упорности в компании «Полиметалл» – выбор решений	95
<i>Волкова С.В., Мамонов С.В., Хисамова А.С.</i> Технологические особенности и пути повышения показателей обогащения медно-цинковых руд Октябрьского месторождения	98
<i>Коваленко Е.Г., Двойченкова Г.П., Морозов В.В.</i> Выбор и обоснование режимов кондиционирования водно-минеральных систем при обогащении алмазосодержащих кимберлитов	102
<i>Опалев А.С., Новикова И.В., Матвеева Е.Л., Черезов А.А.</i> Магнитно-гравитационная сепарация – опыт повышения качества железорудных концентратов на предприятиях России и стран СНГ	105
<i>Лыков В.В.</i> Безреагентная технология удаления твердых солевых отложений в трубопроводах сложной конфигурации	109
<i>Воронова О.В., Киенко Л.А.</i> Изучение возможности извлечения флюорита из тонких фракций техногенного сырья Ярославской горнорудной компании	112
<i>Калюжная Р.В.</i> Результаты технологических исследований по применению магнитно-гравитационной сепарации в технологии получения высококачественных магнетитовых концентратов с содержанием $Fe_{общ}$ не менее 70%	115
<i>Гурман М.А.</i> Технологические особенности и перспективы комплексной переработки первичной золото-медно-порфировой руды (Малмыжское месторождение уч. Свобода)	119
<i>Соложенкин П.М., Кузнецова И.Н.</i> Технология переработки золотосурьмяных концентратов с целью получения триоксида сурьмы и СЗСС	121
<b>Секция "ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ, РУДОПОДГОТОВКА, ТОНКОЕ И СВЕРХТОНКОЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ"</b>	125
<i>Щипцов В.В., Бубнова Т.П., Никифоров А.Г., Фролов П.В.</i> Комплексная минералогическая оценка промышленных минералов Хизоваарского рудного поля Арктической зоны Республики Карелия	125
<i>Дмитрак Ю.В., Атрушкевич В.А., Адамова Л.С.</i> Основные направления в моделировании движения мелющей загрузки в мельницах различных типов	128
<i>Маляров П.В., Сысоев Н.И., Долгов А.М.</i> К дезинтеграции руд при проектировании секций рудоподготовки	138
<i>Литвинова Н.М., Лаврик Н.А., Кирильчук М.С., Богомяков Р.В., Степанова В.Ф.</i> Использование процесса механоактивации при обогащении минерального сырья	142
<i>Круглов А.В., Дмитракова У.В., Чылбак-оол Е.Д., Юшина Т.И.</i> Влияние вещественного состава обезвоживаемого сырья при подборе фильтровального оборудования	145
<i>Паливода А.А., Опалев А.С.</i> Изучение влияния коэффициента смягчения на процесс измельчения рудного сырья с использованием программного комплекса Rocky Dem	148
<i>Лаврик А.В., Лаврик Н.А.</i> Углеродистые образования в метасоматических породах золото-медно-порфирового месторождения Малмыж	152
<i>Мушкетов А.Ан., Шигаева В.Н.</i> Использование высокоградиентных магнитных сепараций для разделения ильменитсодержащего техногенного сырья на технологические сорта с целью повышения эффективности обогащения	155
<i>Иванова Т.К., Ивашевская С.Н., Ильина В.П., Кременецкая И.П.</i> Фазовые превращения	159

при обжиге антигорита Пентинсуо	
<i>Ростовцев В.И., Кондратьев С.А.</i> Особенности и специфика рудоподготовки и переработки техногенного минерального сырья	162
<i>Чикишева Т.А., Емельянова К.К., Комарова А.Г., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С.</i> Перспективы получения высококачественного железорудного концентрата на Стойленском ГОКе: минералого-технологическая оценка продуктов обогащения	165
<i>Николаева Н.В., Каллаев И.Т.</i> Исследование прочностных параметров минерального сырья для обоснования селективности разрушения	168
<i>Красавцева Е.А., Сандимиров С.С., Макаров Д.В., Елизарова И.Р., Кудрявцева Л.П., Малышева М.Б., Бернадская Д.С., Черепанов А.А.</i> Тяжелые металлы и редкоземельные элементы в донных отложениях оз. Ловозеро (Мурманская область)	171
<i>Герасимова Л.Г., Николаев А.И., Щукина Е.С.</i> Использование механоактивации в технологии получения функциональных материалов из титанита	173
<i>Никитин Р.М., Лукичев С.В., Опалев А.С., Бирюков В.В.</i> Имитационное моделирование дезинтеграции минералов	177
<i>Ульянова Е.В., Малинникова О.Н., Пашичев Б.Н.</i> Структурные особенности углей и их связь со свойствами угольного пласта	180
<i>Козин В.З., Комлев А.С., Ступакова Е.В.</i> Распределение массовой доли ценного компонента в точечных пробах	184
<b>Секция "ФЛОТАЦИЯ, ГРАВИТАЦИЯ, МАГНИТНАЯ И ЭЛЕКТРОМАГНИТНАЯ СЕПАРАЦИЯ"</b>	<b>188</b>
<i>Кондратьев С.А.</i> Современные представления и развитие теории флотации в обогащении руд цветных металлов и угля	188
<i>Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б., Гладышева О.И.</i> Исследование воздействия производных дитиокарбаматов на золотосодержащие минералы при флотации труднообогатимых руд	191
<i>Александрова Т.Н., Кузнецов В.В.</i> Установление особенностей флотируемости тонковкрапленных золотосодержащих сульфидных руд с применением вероятностно-кинетического подхода	195
<i>Титков С.Н., Афонина Е.И., Конобеевских А.В., Алиферова С.Н.</i> Собиратели для флотационного обесшламливания руд	198
<i>Чантурия В.А., Бунин И.Ж., Рязанцева М.В.</i> Использование диэлектрического барьерного разряда для повышения эффективности флотационного разделения пирита и арсенопирита	201
<i>Бурдакова Е.А., Брагин В.И., Усманова Н.Ф., Кинякин А.И.</i> Исследование сочетаний реагентов собирателей в коллективном цикле медно-никелевой флотации	205
<i>Тимофеев А.С., Двойченкова Г.П., Никитина Ю.Н.</i> Экспериментальное обоснование возможности снижения объема черновых концентратов тяжелосредней сепарации алмазосодержащего сырья на основе данных фракционного и минералогического анализов	209
<i>Игнаткина В.А., Каюмов А.А., Ергешева Н.Д.</i> К механизму действия собирателей разной ионогенности при флотационном разделении сульфидов в контролируемых окислительно-восстановительных условиях	210
<i>Бабушкина А.Л., Коваленко Е.Г., Чуть-Ды В.А., Баландина Т.Ю., Шишлов О.Ф.,</i>	<b>212</b>

<i>Дождиков С.А., Трошин Д.П., Ивченко Д.Г.</i> Совершенствование реагентного режима для алмазосодержащих руд при обогащении методом пенной сепарации на фабриках АК «АЛРОСА» (ПАО)	
<i>Тюкин А.П.</i> Газодинамическая сепарация зернистых материалов ламинарным потоком разреженного газа	216
<i>Лебедев И.Ф.</i> Обогащение свинцовых руд методом пневматической сепарации	219
<i>Цыпин Е.Ф., Ефремова Т.А., Овчинникова Т.Ю.</i> Технологические особенности предварительного обогащения руд с использованием рентгенорадиометрической сепарации	224
<i>Морозов В.В., Чантурия Е.Л., Тимофеев А.С., Лезова С.П.</i> Повышение эффективности люминофорсодержащей композиции на основе сульфида цинка с применением реагентов-гидрофобизаторов	228
<i>Ковальчук О.Е.</i> Оценка и сравнение цветовых характеристик минералов с использованием различных источников излучения на примере алмаза	232
<i>Юшина Т.И., Нгуен Ван Чонг, Думов А.М., Нгуен Тху Тхюи</i> Разработка технологии обогащения кварц-серицитовой руды методами селективного измельчения и флотации	234
<i>Подкаменный Ю.А., Двойченкова Г.П., Самусев А.Л., Кожевников Г.А.</i> Экспериментальные исследования спектрально-кинетических характеристик компонентов люминофорсодержащих реагентов-модификаторов	239
<i>Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.</i> Проблемы интенсификации флотационного извлечения промышленно ценных минералов из поликомпонентных руд и хвостов обогащения с использованием хелатообразующих реагентов	242
<i>Буров В.Е., Пойлов В.З.</i> Сонохимическая активация собирателя и вспенивателя, применяемых для сильвиновой флотации	246
<i>Афанасова А.В., Лушина Е.А.</i> Влияние ионов в составе оборотной воды на эффективность флотации медно-никелевых руд	248
<i>Коваленко К.А., Кондратьев С.А., Мошкин Н.П.</i> Влияние турбулентности во флотомашине на крупность извлекаемых частиц	251
<i>Цицилина Д.М., Кондратьев С.А.</i> Собирательные свойства физически сорбируемых предельных карбоновых кислот	255
<i>Гаврилова Т.Г.</i> Активация сульфидной флотации осадками ксантогенатов тяжелых металлов	258
<i>Михеев Г.В., Богйдаев С.А.</i> Испытания нового реагента-собирателя окислов сурьмы на примере сурьмяной руды месторождения «Жипхоша»	261
<i>Елисеева Р.А., Юшина Т.И., Никитин А.Ю.</i> Повышение эффективности флотации апатит-нефелиновых руд на основе применения флотационных машин колонного типа	263
<i>Лесникова Л.С., Дациев М.С., Глибовец М.В., Сисина А.Н.</i> Сравнение режимов обработки коллективного медно-никелевого концентрата перед его селективным разделением	266
<i>Емельянова К.К., Турецкая Н.Ю., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Чикишева Т.А.</i> Перспективы применения винтовой сепарации на Абагурской обогатительно-агломерационной фабрике с целью получения качественных концентратов после	269

первой стадии измельчения	
<i>Емельянова К.К., Турецкая Н.Ю., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Чикишева Т.А., Соловеевко Н.П.</i> Получение высококачественного железосодержащего концентрата на Южном горно-обогатительном комбинате	272
<i>Топычканова Е.И., Дементьева Н.А.</i> Депрессоры углерода при флотации упорных золотосодержащих руд	274
<i>Чантурия В.А., Матвеева Т.Н., Лихачева С.В., Демышева А.В.</i> Исследования медьжелезозолотосодержащей руды на обогатимость	278
<i>Копылова А.Е., Прохоров К.В.</i> Исследование возможности извлечения ценных компонентов из окисленных медно-порфировых руд методом электрофлотации	283
<i>Прохоров К.В.</i> Исследование специальных методов подготовки пульпы в процессе флотации	286
<i>Уразова Ю.В., Тиунов М.Ю., Чикин А.Ю.</i> Совершенствование флотационного обогащения вольфрамовых руд	289
<i>Ганбат Сандам, Лодой Дэлгэрбат, Морозов В.В.</i> Модель-ориентированное управление процессами флотации медно-молибденовых руд	290
<i>Коновалов И.А., Кондратьев С.А.</i> Исследование флотоактивности продуктов взаимодействия ионов железа с ксантогенатом в разных областях рН	294
<b>Секция "КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ"</b>	297
<i>Рассказова А.В.</i> Активационное выщелачивание первичных меднопорфировых руд	297
<i>Каркешикина А.Ю., Гетман В.В.</i> Исследование возможности образования комплексного соединения рения с реагентом дитиопирилметан в условиях флотации ренийсодержащих руд	300
<i>Холикулов Д.Б., Хайдаралиев Х.Р., Рузикулов К.М.</i> Возможности повышения качества вельц-оксида цинкового производства	302
<i>Хайдаралиев Х.Р., Холикулов Д.Б.</i> Изучение возможности извлечения металлов из цинковых кеков цинкового производства	305
<i>Антропова И.Г., Меринов А.А.</i> Применение сульфидирующего обжига при переработке окисленной свинцово-цинковой руды	308
<i>Мусаев В.В., Чинова Н.Б., Ключников А.М., Шакиров Д.А., Братыгин Е.В., Дмитриева Е.Г.</i> Комплексная переработка пиритных хвостов совместно с окисленными никелевыми рудами	310
<i>Конарева Т.Г.</i> Доизвлечение дисперсного золота из кеков цианирования Дарасунского рудника активированными растворами	313
<i>Катышева С.В., Богйдаев С.А., Коблов А.Ю., Евдокимов А.В.</i> Оценка возможности эффективной повторной переработки долголетних отвалов ЗИФ	316
<i>Соколов А.Ю., Касиков А.Г.</i> Применение жидкостной экстракции для извлечения железа из растворов гидрометаллургической переработки медно-никелевого сырья	319
<i>Юшина Т.И., Нгуен Тху Тхюи, Думов А.М., Нгуен Ван Чонг</i> Исследование возможности комплексной переработки кварц-полевошпатовых руд месторождения Куанг Нам	322
<i>Ковалевич Л.Н.</i> Исследование процесса выщелачивания меди из шлака в сернокислых растворах	327
<i>Шипнигов А.А., Епифоров А.В., Собенников Р.М.</i> Исследование динамики	329

выщелачивания золота и урана серноокислыми тиоцианатными растворами	
<i>Собенников Р.М., Епифоров А.В., Шипнигов А.А.</i> Селективное извлечение золота и урана из комплексных серноокислых растворов	332
<i>Шевченко А.С., Морозов Ю.П., Вальцева А.И.</i> Электрохимическая хлоринация в технологиях комплексной переработки хвостов флотационного обогащения	335
<i>Соложенкин П.М., Кушаков Ш.Т., Кузнецова И.Н.</i> Технология извлечения сурьмы, золота при выщелачивании концентрата и электролиза раствора	339
<i>Каймонов М.В.</i> Разработка рекомендаций по обеспечению оптимального теплового режима при кучном выщелачивании золота в условиях криолитозоны	341
<i>Мязин В.П., Петухова И.И., Соколова Е.С., Лапоног В.В.</i> Инновационные технологические разработки повышения эффективности выщелачивания ценных компонентов из техногенного сырья, поражённого древесными отходами	344
<i>Булаев А.Г., Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Панюшкина А.Е., Меламуд В.С.</i> Химическое выщелачивание медно-никелевых и медно-цинковых шлаков биораствором сульфата трехвалентного железа	347
<i>Медков М.А., Крысенко Г.Ф., Эпов Д.Г., Дмитриева Е.Э.</i> Комплексная переработка минерального сырья с использованием гидрофторида и сульфата аммония	350
<i>Георгиевский А.Ф., Бугина В.М.</i> Комплексный метод обогащения титан-циркон-фосфатных руд Унечанского месторождения Брянской области	354
<i>Малюков В.П., Воробьев К.А.</i> Моделирование строительства горизонтальных резервуаров в массиве каменной соли	355
<b>Секция "ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЦЕССОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ"</b>	360
<i>Колодежная Е.В., Шадрунова И.В., Гаркави М.С., Горлова О.Е.</i> Потенциал использования золошлаковых отходов для секвестрации углерода	360
<i>Орехова Н.Н., Стефунько М.С.</i> Загрязнение почвенного покрова горно-промышленных регионов	363
<i>Горлова О.Е., Орехова Н.Н., Колодежная Е.В., Колкова М.С.</i> Обоснование параметров шлаков черной и цветной металлургии для селективной центробежно-ударной дезинтеграции	365
<i>Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л., Копорулина Е.В., Кожевников Г.А.</i> Влияние энергетических воздействий на эффективность выщелачивания редкоземельных элементов из золошлаковых отходов	369
<i>Максимова В.В., Красавцева Е.А., Савченко Е.Э., Макаров Д.В., Елизарова И.Р., Кудрявцева Л.П., Малышева М.Б.</i> Особенности нахождения РЗЭ в текущих и лежалых хвостах редкометалльных руд	372
<i>Иванников С.И., Маркин Н.С., Полякова Н.В., Шашина Ю.И., Шлык Д.Х., Земскова Л.А.</i> Исследование возможности извлечения скандия из золошлаковых отходов с использованием нейтронно-активационного анализа	376
<i>Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Сыса П.А.</i> Исследования процессов извлечения ценных компонентов из золы от сжигания каменных углей	379
<i>Ксенофонов Б.С., Якушкин В.П.</i> Очистка шахтных вод с использованием комбинированных флотационных установок	382
<i>Фадеева Н.В., Орехова Н.Н., Колодежная Е.В.</i> Изучение обогатимости графитовой	385

спели флотационным методом	
<b>Семячков А.И.</b> Исследование водного баланса шламонакопителя	<b>389</b>
<b>Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.</b> Исследование сорбционных свойств модифицированного сапонита – техногенного продукта из оборотных вод при переработке алмазосодержащих кимберлитов	<b>392</b>
<b>Сосновский С.А., Сачков В.И.</b> Комплексная переработка техногенного сырья Приморского края с последующим использованием продуктов переработки в водородной энергетике	<b>396</b>
<b>Маркин Н.С., Иванников С.И., Шамрай Е.И., Егорин А.М.</b> Минеральные отходы бывшего новотроицкого рудоуправления (г. Балей, забайкальский край): современное состояние и перспективы использования	<b>400</b>
<b>Размахнин К.К., Хатькова А.Н., Шумилова Л.В.</b> Цеолитсодержащие породы Восточного Забайкалья в технологиях управления горнопромышленными отходами	<b>403</b>
<b>Шумилова Л.В., Хатькова А.Н.</b> Технология переработки хвостов флотационного обогащения с золотосодержащими углистыми включениями на основе экологических принципов наилучших доступных технологий	<b>406</b>
<b>Сучков Д.В.</b> Комплексный подход к переработке техногенного сырья (на примере фосфогипса) как способ утилизации отходов с получением полезной продукции	<b>409</b>
<b>Ярусова С.Б., Гордиенко П.С.</b> Комплексная переработка гипсовых промышленных отходов с получением функциональных материалов	<b>412</b>
<b>Бутакова М.Д., Ульрих Д.В.</b> Комплексное решение проблем утилизации и использования отходов углеобогащения	<b>415</b>
<b>Петрова А.Г., Слуковская М.В., Мосендз И.А., Иванова Т.К., Новиков А.И., Широкая А.А., Кременецкая И.П.</b> Сорбционные и мелиоративные свойства вермикулит-лизардитовых материалов, полученных из отходов добычи флогопита	<b>418</b>
<b>Красавцева Е.А., Иванова Т.К., Мосендз И.А., Максимова В.В., Канарейкина И.П., Паниковский Т.Л., Слуковская М.В.</b> Гидрофизические свойства как лимитирующий фактор самовосстановления техногенных ландшафтов	<b>421</b>
<b>Сажина М.М., Данилов Н.Ф., Пойлов В.З.</b> Переработка отходов производства пентаоксида диванадия из конвертерных шлаков по содовой технологии	<b>424</b>
<b>Мосендз И.А., Кременецкая И.П., Иванова Т.К., Новиков А.И.</b> Изучение сорбционных свойств серпентиновых материалов по отношению к меди и никелю	<b>427</b>
<b>Осинов Д.А., Филиппов В.Е.</b> Центробежная двухступенчатая конусная мельница	<b>430</b>



Научное издание

**СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ КОМПЛЕКСНОЙ  
И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ  
ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ  
(Плаксинские чтения – 2022)**

*Материалы международной конференции*

*Владивосток  
4–7 октября 2022 г.*

Составитель **Чекушина** Татьяна Владимировна

Компьютерная верстка и подготовка оригинал-макета  
*Т.В. Чекушиной*

Подписано в печать 27.09.2022.  
Формат 60×84 / 16. Усл. печ. л. 25,58.  
Тираж 500 экз. (1-й завод 1–80). Заказ 231.

Дальневосточный федеральный университет  
690922, Приморский край, г. Владивосток, о. Русский, п. Аякс, 10.

Отпечатано в Дальневосточном федеральном университете  
690922, Приморский край, г. Владивосток, о. Русский, п. Аякс, 10.  
(Типография Издательства ДВФУ,  
690091, г. Владивосток, ул. Пушкинская, 10)