50 ЛЕТ ИСТОРИИ – ТРАДИЦИИ, ПРОВЕРЕННЫЕ ВРЕМЕНЕМ

Первая конференция «Плаксинские чтения» состоялась в 1977 году в г.Екатеринбурге как дань памяти и уважения к научному наследию член-корреспондента АН СССР Плаксина Игоря Николаевича.

Конференция стала авторитетной площадкой для обсуждения актуальных проблем обогащения полезных ископаемых, металлургии и переработки минерального сырья.

В разное время в конференции участвовали ведущие ученые из России, стран СНГ, Европы, Азии и Америки.

Материалы конференции публикуются и индексируются в наукометрических базах данных.

Многие идеи, прозвучавшие на чтениях, легли в основу новых технологий и научных направлений в горно-металлургической отрасли.

ОРГАНИЗАТОРЫ КОНФЕРЕНЦИИ

Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых

Российская Академия Наук

ИПКОН РАН

Хабаровский федеральный исследовательский центр ДВО РАН

СПОНСОРЫ КОНФЕРЕНЦИИ

АМУР МИНЕРАЛС

СПИРИТ

ПОЛЮС

МИРБЛАГМЕТ

1993

ПОЛИМЕТАЛЛ

БАКОР
ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИННОВАЦИИ ДЛЯ УСТОЙЧИВОГО РАЗВИТИЯ

ИНСТИТУТ ТОМС
www.tomsmineral.ru

ОХОТСКАЯ ГК

АРТЕЛЬ СТАРАТЕЛЕЙ ВОСТОК

Материалы международной конференции
«Плаксинские чтения – 2026»



МЕЖДУНАРОДНАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ

«ПЛАКСИНСКИЕ ЧТЕНИЯ – 2026»

50 ЛЕТ
1977–2026

Материалы международной конференции

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ



21–25 сентября 2026 г.
г. Хабаровск



Отделение наук о Земле Российской академии наук

Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
Хабаровский федеральный исследовательский центр
Дальневосточного отделения Российской академии наук

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки
«Институт проблем комплексного освоения недр
имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук»

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

(Плаксинские чтения – 2026)
г. Хабаровск, 21–25 сентября 2026 г.

МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ

INNOVATIVE PROCESSES OF INTEGRATED AND DEEP PROCESSING OF NATURAL AND NON-TRADITIONAL MINERAL RAW MATERIALS

(Plaksinsky readings – 2026)
Khabarovsk, 21–25 September 2026

PROCEEDINGS OF INTERNATIONAL CONFERENCE

Хабаровск
2026

УДК 549.2(062)
ББК Ж3я54
И 665

Научный редактор:

академик РАН *Чантурия В.А.*

Составитель:

канд. техн. наук, доц. *Чекушина Т.В.*

И 665 Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2026), г. Хабаровск, 21–25 сентября 2026 г. : материалы Международной конференции. – Хабаровск : Изд-во ДВГУПС, 2026. – 520 с. : ил.
ISBN 978-5-262-01038-7

В материалах сборника представлены современные процессы комплексной и глубокой переработки стратегического минерального сырья. Тематические направления охватывают практически весь спектр актуальных вопросов, начиная с изучения минеральной составляющей, процессов рудоподготовки, физико-химических методов обогащения, гидрометаллургических методов переработки труднообогатимого сырья и заканчивая утилизацией отходов горного производства.

Предназначены специалистам горно-металлургического комплекса, студентам, магистрантам, аспирантам, обучающимся по направлениям горного дела и металлургии.

УДК 549.2(062)
ББК Ж3я54

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

© Коллектив авторов, 2026
© Отделение наук о Земле РАН, 2026
© Научный совет РАН по проблемам обогащения полезных ископаемых, 2026
© ХФИЦ ДВО РАН, 2026
© ИПКОН РАН, 2026

ISBN 978-5-262-01038-7

Пленарные лекции

МИНЕРАЛОГО-ГЕОХИМИЧЕСКАЯ ТРАНСФОРМАЦИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ СКАРНОВЫХ И ЖИЛЬНЫХ РУД: ПОТЕНЦИАЛ ИХ ВТОРИЧНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ

Тарасенко И.А.[1], Белов А.В.[1], Зиньков А.В.[2]

[1] ФГБУН Дальневосточный геологический институт ДВО РАН,
г. Владивосток, Российская Федерация,
[2] ФГАОУ ВО «Дальневосточный федеральный университет»,
г. Владивосток, Российская Федерация

Проводится сравнительный анализ геохимических и минералогических характеристик хвостов обогащения двух крупнейших предприятий Дальнегорского горнопромышленного района (Приморский край, Россия): Краснореченской и Центральной обогатительных фабрик. Авторы обосновывают тезис о том, что хвосты данных предприятий представляют собой принципиально разные по своей природе техногенные системы, эволюция которых детерминирована литологическим составом исходного сырья.

Хвосты обогащения Краснореченской и Центральной обогатительных фабрик (КОФ и ЦОФ) Дальнегорского горнопромышленного района (Приморский край, Россия) представляют собой контрастные природно-техногенные системы, различающиеся по составу исходных руд, буферной емкости среды и типу вторичного минералообразования.

Для месторождений Краснореченского рудного узла, перерабатывавшихся на КОФ, характерно преобладание силикатных пород (жильные руды), тогда как для месторождений Дальнегорского и Черемухового рудных узлов, перерабатывавшихся на ЦОФ, типичны карбонатные образования (скарновые руды) [1].

Минеральный состав хвостов КОФ включает кварц, хлорит, полевые шпаты, турмалин, а также арсенопирит, пирит, пирротин, галенит, сфалерит, касситерит и сульфосоли Ag-Sb-Pb. Для ЦОФ характерны геденбергит, ильваит, гранат, волластонит, диопсид, кварц, карбонаты, хлорит, галенит, сфалерит, пирит, пирротин и халькопирит [1]. Такая исходная минералогическая неоднородность определяет различия в механизмах гипергенной трансформации, составах поровых растворов и экологических рисков.

Цель работы – показать, что в хвостах жильных и скарновых руд формируются различные типы геохимической эволюции, требующие дифференцированного подхода как к экологической оценке, так и к вторичной переработке. В основу тезисов положены результаты минералого-геохимических исследований хвостохранилищ КОФ и ЦОФ, включающие анализ лежалых хвостов, вторичных минеральных

новообразований и техногенных вод, а также результаты физико-химического моделирования систем «вода-порода» [1–4]. Показано, что для районов горнорудного техногенеза характерна трансформация природных вод по схеме HCO_3-Ca→SO4-Ca; в Дальнегорском районе формируются как слабощелочные воды, так и сильнокислые растворы с pH до 2.33, в которых возрастает роль простых катионных форм и сульфатных комплексов металлов [3, 4].

Для КОФ установлено, что наиболее агрессивные процессы протекают в пределах старого хвостохранилища, характеризующегося кислой обстановкой с pH 1.86–2.00. В этих условиях гипергенез сопровождается интенсивным окислением сульфидов, гидролизом и формированием кислых высокоминерализованных растворов, равновесных с алуногеном, фиброферритом, гипсом и монтмориллонитом. Для старых хвостов КОФ характерны англезит, церуссит, лимонит, плюмбоярозит, смитсонит, пиролюзит и другие вторичные фазы. Именно здесь наиболее высок риск кислотного дренажа и выноса Pb, Zn, Cd, Cu, As и Sb в поверхностные воды. При этом окисленная фаза серы в старых хвостохранилищах преобладает над сульфидной, что отражает глубокую степень гипергенной переработки отходов. В отличие от этого, новое хвостохранилище КОФ характеризуется щелочной средой, но сохраняет потенциальную опасность как источник токсичных элементов при изменении водно-воздушного режима [1, 3].

Для ЦОФ ведущую роль играет карбонатное буферирование. Термодинамическое моделирование показало, что растворение галенита и сфалерита в присутствии кальцита протекает интенсивнее за счет деполяризующего действия $CaCO_3$, однако одновременно увеличиваются pH и масса новообразованных вторичных фаз – арагонита, гипса, церуссита, англезита и госларита. Следовательно, карбонатность среды не устраняет миграцию металлов, а перестраивает ее: часть элементов переводится в слаборастворимые вторичные карбонатно-сульфатные и оксигидроксидные формы. Для старого хвостохранилища ЦОФ ранее [2] отмечено обогащение нижних горизонтов Pb, Zn, Ag и Cd, а минеральный состав песков представлен геденбергитом, ильваитом, кальцитом, кварцем, сфалеритом, галенитом, пиритом, халькопиритом и магнетитом. Это позволяет рассматривать окисленные и перераспределенные горизонты как перспективные объекты селективной техногенной переработки [1, 2, 5].

Сопоставление КОФ и ЦОФ показывает, что экологическая опасность хвостов определяется не только суммарным содержанием сульфидов, но и соотношением сульфидных, карбонатных и силикатных фаз, а также направлением вторичного минералообразования.

В силикатных хвостах жильных руд доминирует сценарий кислотного дренажа, ускоренного выщелачивания и формирования легкорастворимых сульфатных фаз. В

карбонатных хвостах скарновых руд преобладают процессы нейтрализации, осаждения вторичных Pb-Zn-содержащих минералов и локального техногенного обогащения отдельных горизонтов. Практически это означает необходимость разных стратегий обращения с отходами. Для старых хвостов КОФ приоритетны изоляция от кислорода и инфильтрации, перехват кислых дренажей и извлечение металлов из наиболее окисленных участков. Для ЦОФ более перспективны минералого-технологическое картирование, выделение зон вторичной концентрации Pb, Zn, Ag и Cd и разработка селективных схем извлечения с учетом высокой доли карбонатного материала.

Таким образом, различия между хвостами КОФ и ЦОФ носят принципиальный характер. Для жильных руд характерна силикатная матрица и более жесткий кислотный сценарий гипергенеза; для скарновых руд – карбонатное буферирование, осаждение вторичных фаз и перераспределение металлов с образованием техногенно обогащенных уровней.

Экологическая оценка и выбор технологий вторичной переработки должны базироваться на детальной минералогической диагностике хвостов, анализе форм нахождения металлов и физико-химическом моделировании эволюции системы «вода–порода».

Список использованных источников

1. Тарасенко И.А. и др. Экологические последствия минералого-геохимических преобразований хвостов обогащения Sn-Ag-Pb-Zn руд (Приморье, Дальнегорский район). Владивосток: ДВГТУ. – 2001. –207 с.
2. Тарасенко И.А. и др. Отходы Краснореченской обогатительной фабрики (Приморский край, Россия): геохимия и минералогия // Вестник Московского университета. Серия «Геология». 2017. – № 2. –С. 35-41.
3. Оводова Е.В. Трансформация природных вод под влиянием процессов минералого-геохимических преобразований в природно-техногенных геологических системах (на примере Кавалеровского и Дальнегорского районов Приморского края): дис. ... канд. геол.-минерал. наук. Владивосток. – 2017. – 271 с.
4. Тарасенко И.А. и др. Трансформация минералого-геохимического состава отходов обогащения и ее влияние на формирование высокоминерализованных вод (Приморский край, Россия) // Тихоокеанская геология. 2017. – Т. 36. – № 2. – С. 106–118.
5. Jamieson H.E. [et al.] Mineralogical characterization of mine waste // Applied Geochemistry. – 2015. – Vol. 57. – P. 85-105.

Mineralogical and geochemical transformation of skarn and vein ore tailings: potential for their recycling

Tarasenko I.A., Belov A.V., Zinkov A.V.

A comparative analysis of the geochemical and mineralogical characteristics of the tailings of the two largest enterprises of the Dalnegorsk mining region (Primorsky Krai, Russia) - the Krasnorechensk and Central processing plants - is carried out. The authors substantiate the thesis that the tailings of these enterprises are fundamentally different in nature technogenic systems, the evolution of which is determined by the lithological composition of the raw materials.

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА С ПОЛУЧЕНИЕМ ЧИСТЫХ СОЕДИНЕНИЙ РЕДКИХ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ*

Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: vladi200@mail.ru*

Теоретически и экспериментально обоснована и апробирована принципиальная схема переработки продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата на основе методов химического осаждения ценных металлов, обеспечивающая получение за одну стадию осаждения циркониевого чернового концентрата с содержанием циркония до 12.7 %, титана – до 3.1% и гафния – до 0.5% при извлечении металлов более 98 % и чистых (99 %) смешанных оксидов редкоземельных элементов (РЗЭ) за две стадии осаждения при извлечении более 98 %.

В Российской Федерации, как и во всем Мире цирконий, гафний, титан и РЗЭ отнесены к стратегическому виду минерального сырья. Резкий рост спроса на редкие и редкоземельные элементы, ограниченность запасов, сложность их добычи и производства обусловливают необходимость вовлечения в переработку комплексных руд сложного вещественного состава [1].

Реализуемый проект по строительству разделительного комплекса РЗЭ на базе ООО «Соликамский магниевый завод» не позволит в полной мере обеспечить внутренний рынок наиболее востребованными РЗЭ тяжелой группы (Dy, Tb и др.) в связи с низким их содержанием в исходном лопаритовом сырье.

В виду огромных запасов, относительно высокой скорости выщелачивания, значительного содержания циркония и РЗЭ иттриевой группы эвдиалитовые руды Ловозерского массива являются одним из возможных источников получения дефицитных металлов. Важно отметить, что эвдиалитовое сырье отличается от лопаритового, монацитового и перовскитового низкой радиоактивностью и является комплексным источником металлов (РЗЭ, Zr, Hf, Ti, Nb, Ta и др.), жизненно важных для современных и будущих технологий [1, 2].

В настоящее время в мире известно 140 месторождений эвдиалита, из которых 37 характеризуются повышенным содержанием РЗЭ. К 9-и наиболее перспективным месторождениям, находящимся на стадии геологоразведки, можно отнести следующие: Ловозеро (Россия), Ilimaussaq и Tanbreez (Гренландия), Strange Lake, Thor Lake (Nechalacho) u Mont Saint-Hilaire (Канада), Norra Kärr (Швеция), а также

* **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-00223, https://rscf.ru/project/26-17-00223/**

нефелиновый комплекс Pashim-Banga (Индия) и месторождение Pajarito (штат Нью-Мексико, США). Содержание РЗЭ в рудах этих месторождений составляет от 1 % до 3 %, при высокой (до 50 % от суммы РЗЭ) доле тяжелых РЗЭ [3].

Для переработки таких эвдиалитовых концентратов наиболее перспективны гидрометаллургические методы, основанные на кислотном разложении эвдиалита и последующем извлечении редких и РЗЭ из продуктивных растворов. Их основной недостаток – значительный расход реагентов, способствующий возрастанию стоимости переработки и объемов жидких солевых отходов.

Несмотря на достижения в области переработки эвдиалитовых руд [3], извлечение, разделение и получение чистых и высокочистых индивидуальных редких и редкоземельных элементов, и их соединений из продуктивных растворов выщелачивания является весьма сложным и востребованным направлением. При этом до настоящего времени ни одна из предложенных технологий переработки эвдиалитовых руд, в т.ч. из наиболее исследованных гренландского (Tanbreez) и шведского (Norra Kärr) месторождений, не нашла практического применения.

Продуктивные растворы кислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата характеризуются высокой минерализацией и концентрацией попутных элементов (Zr, Ti, Th, U, Nb, Ta, Fe, Cr, Si, Al и др.), при идентичных свойствах РЗЭ, что затрудняет их селективное извлечение и последующее разделение.

Залог рентабельности переработки эвдиалитовых руд – комплексное извлечение всех ценных элементов с организацией процессов регенерации реагентов.

В настоящее время основными процессами извлечения редких и редкоземельных элементов и удаления вредных примесей из продуктивных растворов выщелачивания редкоземельного минерального сырья являются: селективное осаждение, жидкостная экстракция, ионной обмен, сорбция или адсорбция.

Указанные методы нацелены на селективность по отношению к извлечению РЗЭ, либо на селективность по отношению к удалению определенных примесей [4]. Важно отметить, что на первых стадиях коллективного извлечения РЗЭ или примесных элементов из многокомпонентных высокоминерализованных продуктивных растворов наиболее перспективны и эффективны методы химического осаждения, изучению которых посвящено значительное количество научных исследований [5-8]

Цель работы – совершенствование схемы селективного извлечения РЗЭ из продуктивных растворов азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата методом химического осаждения, включая исследование влияния типа, расхода и очередности подачи реагентов.

Ранее в ИПКОН РАН была разработана принципиальная технологическая схема переработки эвдиалитовых концентратов на основе азотнокислотного выщелачивания с последующим извлечением ценных металлов из продуктивных растворов [1].

Однако у схемы имеются следующие недостатки:

– высокий расход кислоты;
– не извлекаются Hf, Ti, Mn, Nb и др. элементы;
– высокое содержание примесей в концентрате РЗЭ (Ca, Al, Fe, Si и др. до 24 % и более) и низкое содержание Zr (менее 5%) в циркониевом продукте (черновой концентрат), получаемом на первой стадии химического осаждения карбонатом кальция, что не позволяет получить особо чистый Zr продукт (фосфат циркония) за одну стадию переработки чернового концентрата.

В данной работе приведены результаты исследований по совершенствованию схемы селективного извлечения РЗЭ из продуктивных растворов азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата [1], характеризующихся сложным солевым составом (низкая концентрация РЗМ и высокая концентрация Si, Fe, Al, Ti, Mn и др.), методом химического осаждения, включая исследование влияния на качественно-количественные показатели процесса переработки продуктивных растворов (расход и вид реагентов).

Элементный состав исследуемого продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата приведен в таблице 1.

Распределение РЗЭ в продуктивном растворе выщелачивания эвдиалитового концентрата представлено в таблице 2.

Таблица 1 – Концентрация элементов в продуктивном растворе (после выделения из него образующегося силикагеля)

Элемент	Na	Mg	Al	K	Ca	Ti	Cr	Ni	Sr
Концентрация, мг/л	3046	16	653	142	1210	295	18	66	453
Элемент	Mn	Fe	Zr	Ba	Hf	Nb	Th	U	ΣРЗЭ
Концентрация, мг/л	632	590	1237	41	47	2.5	1.7	1.1	781.4

Таблица 2 – Распределение РЗЭ в исследуемом продуктивном растворе (ПР)

Элемент	Sc	Y	La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu
Концентрация, мг/л	0.52	182.0	108.0	230.0	28.0	118.0	21.0	6.7
% отн. в ПР	0.1	23.3	13.8	29.4	3.6	15.1	2.7	0.9
Элемент	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu
Концентрация, мг/л	22.0	4.2	24.0	5.1	15.0	2.1	13.0	1.8
% отн. в ПР	2.82	0.54	3.07	0.65	1.92	0.27	1.66	0.23

В данной работе для селективного извлечения из продуктивного раствора ценных металлов с учетом результатов термодинамического моделирования (Visual MINTEQ 4.0) предложена схема, включающая 4 стадии химического осаждения (рисунок 1).

Первая стадия нейтрализации азотнокислого продуктивного раствора до pH с коллективным извлечением в осадок Zr, Ti, Hf, Fe и Al (черновой Zr-концентрат).

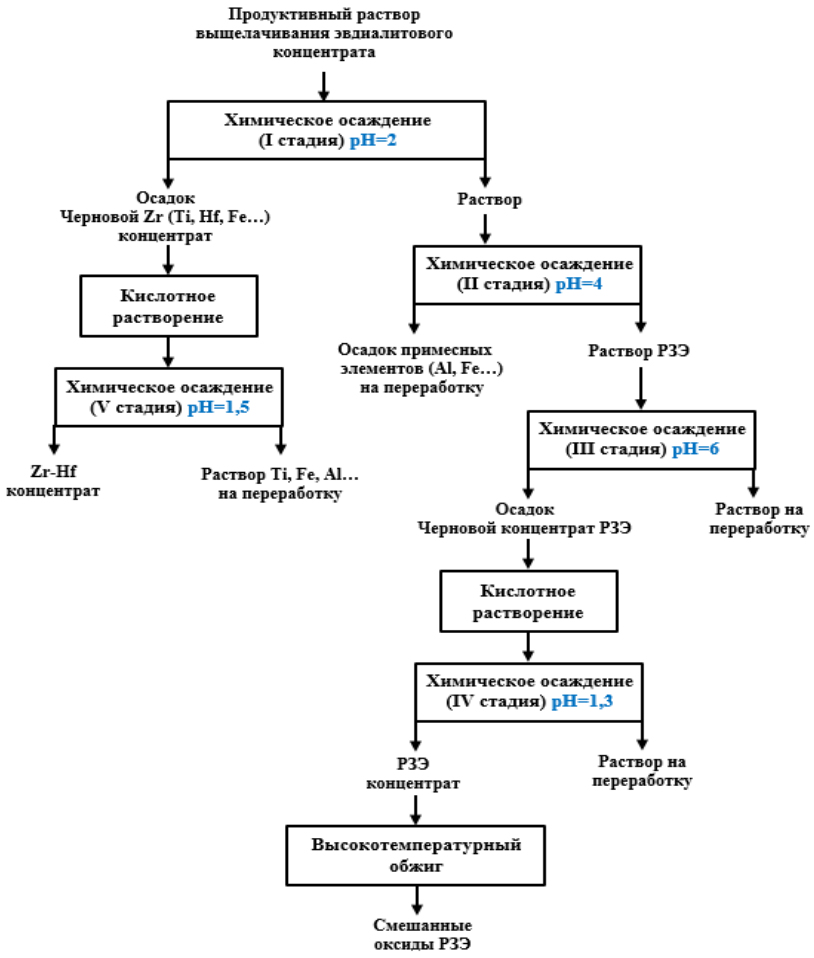


Рисунок 1 - Принципиальная схема переработки продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата с получением чистых соединений редких и редкоземельных металлов

Перечистка полученного чернового Zr-концентрата, включающая его растворение в растворе азотной кислоты с pH 1,5 с последующим осаждением (на пятой стадии) в виде фосфатов Zr и Hf за счет использования солей фосфорной кислоты в качестве реагента-осадителя.

Вторая стадия нейтрализация продуктивного раствора до pH 4 с выделением в осадок не извлеченных в предыдущей стадии соединений алюминия, железа и кальция (Al продукт).

Третья стадия нейтрализации продуктивного раствора до pH 6 с получением чернового концентрата РЗЭ.

Перечистка полученного чернового концентрата РЗЭ, включающая его растворение в растворе кислоты (pH 2) с последующим осаждением (на четвертой стадии) в виде оксалатов металлов за счет применения щавелевой кислоты в качестве реагента-осадителя. Высокотемпературный обжиг оксалатов РЗЭ обеспечивал получение смешанных оксидов РЗЭ.

В результате исследований по определению показателей извлечения Zr, Ti и Hf на первой стадии осаждения в зависимости от типа используемого щелочного реагента ($CaCO_3$, $(NH_4)_2CO_3$, NaOH, CaO и др.) и pH продуктивного раствора установлено, что наиболее эффективное осаждение Zr, Ti и Hf из продуктивного раствора, обеспечивающее максимальное их извлечение (Zr – 98,6 %, Ti – 99,3 %, Hf – 98,1 %) и содержание (Zr – до 12,7 %, титана – до 3,0 %, Hf – до 0,48 %), достигается повышением значения величины pH раствора до 2 с использованием в качестве щелочного реагента карбоната кальция. Однако в случае применения карбоната кальция наблюдаются максимальные до 47 % потери РЗЭ при продолжительности процесса 24 часа. Повышение температуры процесса осаждения до 80 ºС обеспечивает снижение потерь РЗЭ до 30 %, при увеличении извлечения алюминия в Zr-продукт с 63,3 до 94,1 %.

Минимальные (18 %) потери РЗЭ при осаждении Zr наблюдаются при использовании в качестве щелочного реагента карбоната аммония. При этом извлечение Zr в осадок составляет 93,6%, Ti – 96,3%, Hf – 94,72% при содержании Zr – до 8 %, титана – до 2 %, Hf – до 0,31 %). Однако выпадение осадка начинается только от pH = 3. В случае использования для осаждения Zr продукта гидроксида натрия (pH 2) наблюдаются минимальные извлечения ценных компонентов в осадок: Zr – 82,8 %, Ti – 91,1 %, Hf – 86,5 % при содержаниях Zr – до 9 %, титана – до 2,4 %, Hf – до 0,36 %.

Важно отметить, что U и Th из продуктивного раствора извлекаются в Zr продукт в зависимости от условий осаждения на 52,2–95,5 % и 78,5–97,1 %, соответственно. При этом содержание Th и U в получаемых продуктах (с учетом ошибки определения) находилось в диапазонах 0,007 % – 0,017 % и 0,005 % – 0,012 %, соответственно.

Микрофотографии поверхности получаемого чернового Zr концентрата и энергодисперсионный спектр (в) отдельной частицы осадка представлены на рисунке 2. Макрофотографии получаемых черновых Zr концентратов представлены на рисунке 3. В следствие относительно низкой концентрации циркония в получаемом на первой стадии химического осаждения черновом концентрате предложена его последующая переработка, включающая следующие операции:

– растворение осадка в растворе азотной кислоты при соотношении 2 : 1;
– агитация Zr-содержащего раствора с фосфорнокислым кальцием для получения и осаждения фосфатов циркония и гафния;
– центрифугирование и промывка осадка;
– фильтрация и сушка.

В результате взаимодействия Zr-содержащего нитратного раствора с фосфорнокислым кальцием (около 115 % от стехиометрического расхода для полного осаждения Zr и Hf) по реакции 1 в осадок выпадает водонасыщенный фосфат циркония.

$$3Zr(NO_3)_4 + 2Ca(H_2PO_4)_2 \cdot H_2O + H_2O \rightarrow Zr_3(PO_4)_4 \cdot 2H_2O + 6Ca(NO_3)_2 \qquad (1)$$

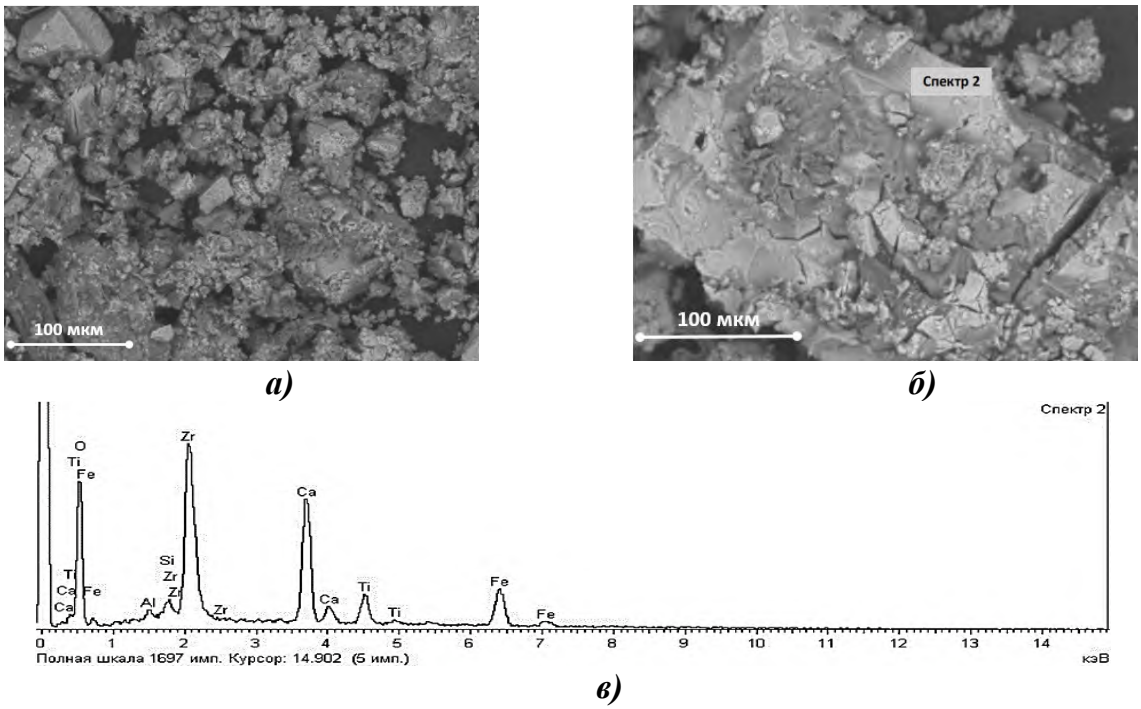


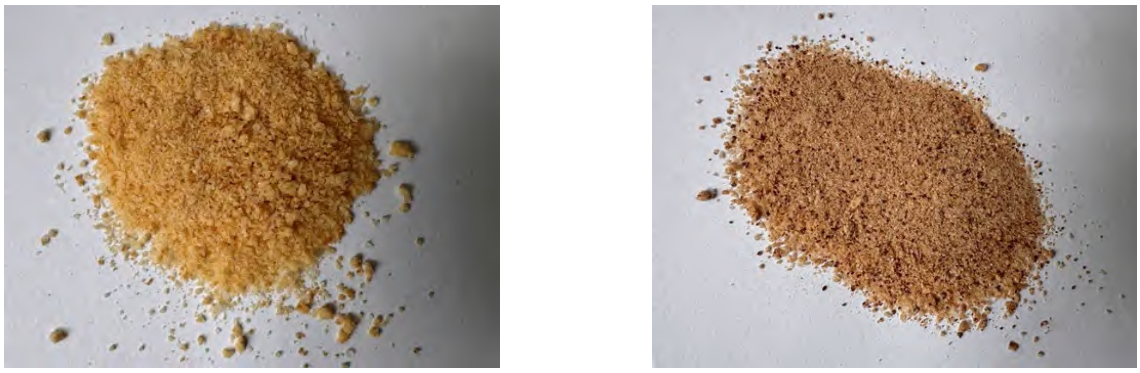
Рисунок 2 - Микрофотографии (а, б) поверхности получаемого чернового Zr концентрата и энергодисперсионный спектр (в) отдельной частицы осадка



Рисунок 3 - Макрофотографии получаемых черновых Zr концентратов на первой стадии химического осаждения с использованием карбоната аммония (а) и едкого натра (б)

Последующая нейтрализация продуктивного раствора до pH 4 на второй стадии химического осаждения обеспечивает выпадение в осадок не извлеченных в предыдущей (первой) стадии соединений железа и алюминия (Al продукт) (рисунок 4).

После второй стадии осаждения примесных элементов максимальное суммарное извлечение Al из продуктивного раствора составило 92,6 %. При этом важно отметить, что извлечение железа на первой стадии составляет от 87,1 % до 97,9 %, алюминия – от 26,1 % до 63,3 %. Таким образом, вторая стадия обеспечивает доочистку продуктивного раствора от основных примесных элементов (в большей степени от Al) перед третьей стадией получения чернового концентрата редкоземельных элементов.



а) ***б)***

Рисунок 4 - Макрофотографии получаемых продуктов (осадки примесных элементов) на второй стадии химического осаждения с использованием карбоната аммония (а) и едкого натра (б)

Экспериментально установлено, что карбонат аммония при использовании в качестве реагента на третьей стадии химического осаждения РЗЭ (нейтрализация продуктивного раствора до pH 6) в сравнении с карбонатами кальция и натрия, едким натром обеспечивает максимальное (более 98,5%) извлечение РЗЭ и их содержание (до 28 %) в получаемом черновом концентрате РЗЭ (рисунок 5), представленным карбонатами и гидроксидами РЗЭ.

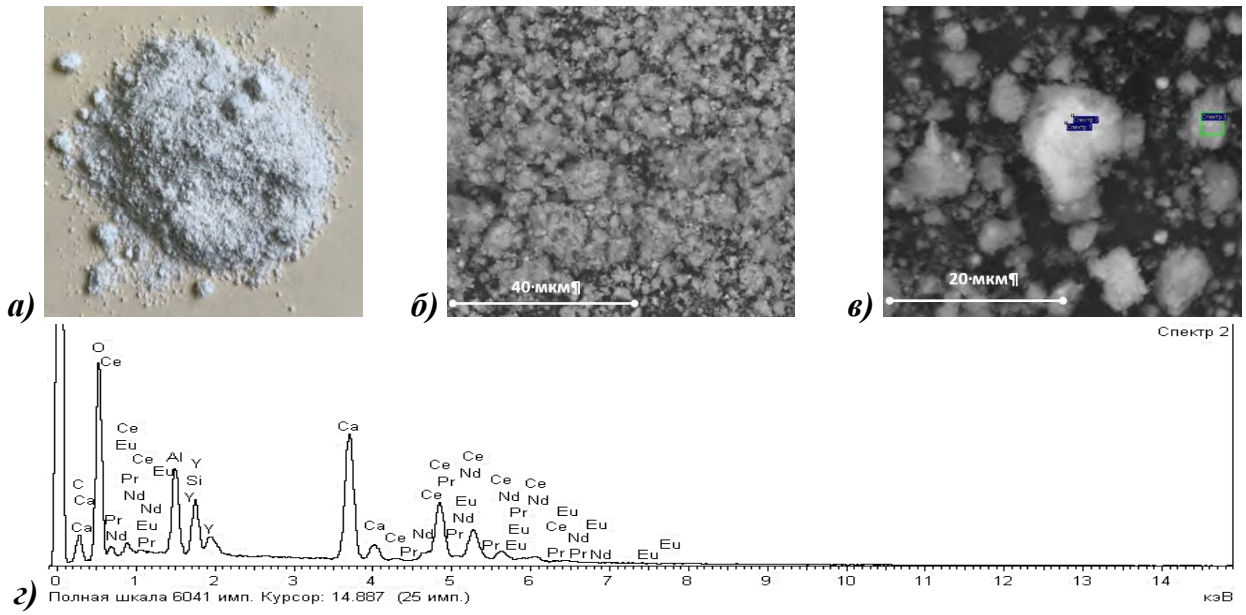


Рисунок 5 - Макро- (а) и микрофотографии (б, в) поверхности получаемого чернового РЗЭ концентрата и энергодисперсионный спектр (г) отдельной частицы осадка

Перечистка полученного чернового концентрата РЗЭ, включающая его растворение в растворе кислоты (pH 2) с последующим осаждением (на четвертой стадии) в виде оксалатов металлов за счет применения щавелевой кислоты в качестве реагента-осадителя.

Исследованиями по извлечению РЗЭ на четвертой стадии осаждения в зависимости от расхода щавелевой кислоты и pH раствора установлено, что повышение расхода щавелевой кислоты с 1 до 5 г на 1 г осадка (содержание РЗЭ ~28 %) обеспечивает прирост извлечения оксалатов РЗЭ в осадок с 98,4 % до 99,0 %. При этом повышение расхода щавелевой кислоты более 3 г на 1 г осадка РЗЭ также как и увеличение pH свыше 1,3 нецелесообразно из-за существенного увеличения извлечения кальция, алюминия и железа в конечный концентрат РЗЭ.

Высокотемпературный обжиг оксалатов РЗЭ обеспечивает повышение качества концентрата (около 99 % оксидов РЗЭ) за счет преобразования оксалатов в смешанные оксиды РЗЭ (рисунок 6). Содержание (масс.) элементов в таком получаемом РЗЭ концентрате составляет, %: La – 9; Ce – 22.1; Pr – 3,8; Nd – 11,7; Sm – 3,4; Eu – 0,8; Y – 18,1; Gd – 3,0; Dy – 3,9; Ho – 1,0; Er – 2,9; Yb – 2,2; Tm –0,5; Ca – 1,0; O – 16,0.

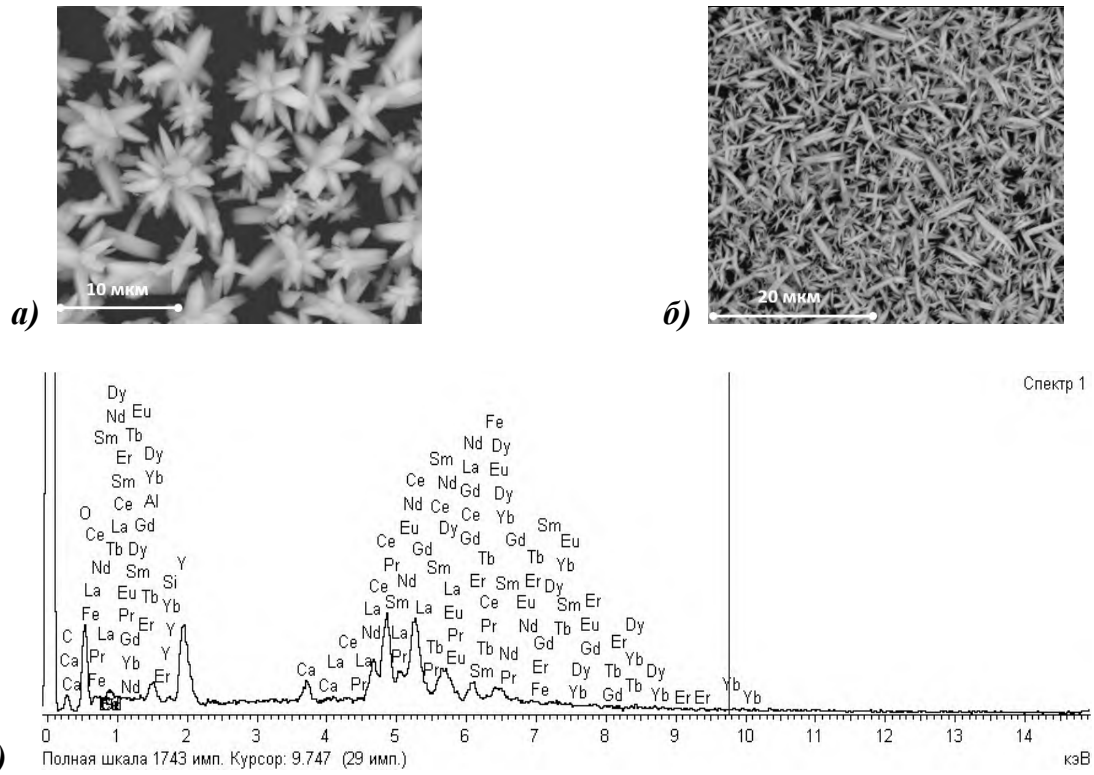


Рисунок 6 - Микрофотографии (а, б) поверхности получаемых смешанных оксидов РЗЭ (концентрат) и их энергодисперсионный спектр (в)

Таким образом, в результате комплекса экспериментальных исследований показана эффективность разработанной схемы переработки растворов азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата с использованием метода химического осаждения (5 стадий) с получением чистых Zr-Ti-Hf и РЗЭ концентратов при извлечении более 96%, а также растворов и продуктов, последующая переработка которых в дальнейшем обеспечит получение соединений Ti, Al и Mn.

Список использованных источников

1. Chanturia V.A. [et al.] Integrated Processing Technology for Eudialyte Concentrate. J Min Sci., 2024. – Vol. 60. – PP. 841-853.
2. Ma Y. [et al.] Hydrometallurgical Treatment of an Eudialyte Concentrate for Preparation of Rare Earth Carbonate, Johnson Matthey Technology Review. – 2019. – Vol. 63(1), – P. 2-13.
3. Курков А.В. и др. Эвдиалит: краткий обзор исследований технологий переработки за рубежом // Разведка и охрана недр. – 2025. – №4. – С.44-54.
4. Эрлих Г.В. и др. Сорбция в химии редкоземельных элементов //Журнал общей химии, 2017. – Т. 87. – № 6. – С. 1001-1027.
5. Zhang W. [et al.] Effects of contaminant metal ions on precipitation recovery of rare earth elements using oxalic acid //Journal of Rare Earths. – 2022. – Vol.40(3). – PP.4 82-90.
6. Qi D. Chemical Separation Method. Hydrometallurgy of Rare Earths, –2018 – P. 671-741.
7. Judge W.D. [et al.] Recent progress in impurity removal during rare earth element processing: A review // Hydrometallurgy 196 (2020) 105435.
8. Yuhe Ran [et al.] A novel process for precipitation of rare earths using carboxylic acid compounds // Journal of Rare Earths 44 (2026) 311-321.

Leaching to produce pure compounds of rare and rare-earth metals

Chanturiya V.A., Minenko V.G., Samusev A.L.

A basic scheme for processing productive solutions of eudialyte concentrate leaching based on methods of chemical deposition of valuable metals has been theoretically and experimentally substantiated and tested, providing a product with a zirconium content of up to 12.7%, titanium – up to 3.1% and hafnium – up to 0.5% with the extraction of more than 98% in one stage of precipitation and pure (99%) mixed REM oxides when extracting more than 98% in two stages of precipitation.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ РЕШЕНИЯ В РУДОПОДГОТОВКЕ И ФЛОТАЦИИ: ОТ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССОВ К ЦИФРОВЫМ ТЕХНОЛОГИЯМ*

Александрова Т.Н.

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

В статье рассмотрены перспективные решения в рудоподготовке, основанные на принципах селективного и интенсифицирующего разрушения, позволяющих снизить энергозатраты и потери ценного компонента. Обоснована необходимость интеграции методов цифровизации – нейросетевого моделирования и квантово-химических расчётов – для оптимизации реагентных режимов и управления процессами флотации.

В рамках современных вызовов перед перерабатывающей отраслью, связанных с сокращением числа месторождений с высоким содержанием ценного компонента и сложными минералого-технологическими особенностями руд, традиционные схемы и

* **Работа выполнена при поддержке Российского научного Фонда (проект № 26-17-00226)**

решения обогатительной отрасли теряют свою эффективность. Данный факт обуславливает потребность во внедрении на обогатительные переделы принципиально новых решений, в области аппаратурного оформления, топологий схем, режимных параметров работы оборудования, а также реализации дополнительных физико-химических воздействий на стадии основных обогатительных переделов и рудоподготовки.

Рудоподготовительные переделы обладают весьма сильным потенциалом понижения капитальных затрат на энергопотребление за счет внедрения технологий селективного и интенсифицирующего разрушения.

Принципы селективного разрушения основаны на контрастности прочностных свойств рудных и породных минералов, позволяя за счет комбинаций операций сокращения крупности и классификации выводить из цикла раскрытые сростки ценных минералов, не допуская их переизмельчения и трат энергии на дробление и измельчение минералов пустой породы.

Интенсифицирующие воздействия на стадии рудоподготовки обеспечивают изменение контрастности прочностных свойств за счет преобразования физико-химических свойств контактов минералов в сростках.

Комбинация подобных решений, например, добавление поверхностно-активных веществ на стадии мокрого самоизмельчения, весьма перспективна как с позиции сокращения энергозатрат так и с позиции сокращения потерь ценного компонента с отвальными хвостами.

Улучшение степени раскрытия сростков также положительно влияет на эффективность последующих обогатительных переделов в особенности флотации и открывает принципиально новые возможности. Селективная раскрываемость на стадии рудоподготовки создает серьезные предпосылки расширения конвенционального диапазона флотируемых частиц.

Реализация операций обогащения тонких классов крупности сырья с применением машины с высокой удельной интенсивностью аэрации, обеспечивающих высокую вероятность селективного столкновения и закрепления частиц на воздушных пузырьках при наименьшем времени пребывания в камере аппарата.

Комплексный подход к расширению этих границ включает три принципиальные категории решений (рисунок).

Первая — реализация скоростной флотации перед основными операциями после стадии грубого измельчения, позволяющей выводить раскрытые сростки в голове процесса. Данная категория предполагает применение флотационных аппаратов с флюидизационной постелью, совмещающих разделение по смачиваемости и по плотности, что обеспечивает эффективное извлечение крупных сростков, инерция и масса которых препятствуют их извлечению в стандартных флотомашинах.



Рисунок - Принципиальные подходы к расширению конвенционального диапазона крупности флотируемых минеральных частиц [составлено авторами]

Вторая категория – многостадиальная контрольная флотация хвостов с увеличенным временем пребывания пульпы для извлечения сростков с низкой удельной скоростью флотации.

Третья – перечистные операции с минимальным временем пребывания материала в камере.

Задачи второй и третьей категорий решаются с применением пневматических машин эжекторного и колонного типа, обеспечивающих гибкое регулирование времени пребывания пульпы и условий аэрации.

Дополнением к данному подходу служит технология флотации с носителем, при которой тонкие минеральные частицы флотируются совместно со специально вводимой гидрофобной крупной частицей.

Все эти решения могут достигнуть своего максимального потенциала только при условиях реализации эффективного реагентного режима и высокой чувствительности контроля режимных параметров работы оборудования.

Такие решения базируются на имплементации методов цифровизации при разработке новых и совершенствовании действующих технологий флотационного

обогащения.

На данный момент стремительно развивается направление экспериментально-теоретических исследований межфазных характеристик флотационных фаз с совместным применением методов нейросетевого моделирования как для создания контуров управления процессов, так и для обоснования механизмов сепарации с учетом изменяющихся условий в новых машинах и конфигурациях топологий.

Примером является определения значений параметров аэрации, при которых достигается требуемое соотношение крупности воздушного пузырька и минеральной частицы, а также установления эффективности действия реагентных режимов для определенных руд с применением методов определения функции флотируемости и квантово-химического моделирования действия реагентов.

Таким образом, современные решения в области совершенствования повышения эффективности обогащения минерального сырья лежат в применении совокупности методов интенсификации рудоподготовки с решениями в области повышения эффективности флотации за границами конвенционального диапазона крупности флотируемых частиц.

Обоснование таких технологических комплексов должно быть реализовано с применением методов цифровизации на различных стадиях разработки.

Список использованных источников

1. Aleksandrova T.N. [et al.] Investigation of interfacial characteristics as a key aspect of the justification of the reagent regime for coal flotation. *Minerals.* – 2025. - *15*(1). 76.
2. Aleksandrova T. [et al.] Justification of complex physical–chemical criteria for flotation processing efficiency in waste recycling using paper de-inking as an example. *AppliedChem.* – 2025. - №*5*(3), 20.
3. Александрова Т.Н., Чантурия В.А. и др. Оценка эффективности физико-химических воздействий на процессы разрушения железорудного минерального сырья // Горный журнал. – 2025. – № 11. – С. 21-27.
4. Александрова Т.Н. и др. Нейронные сети в задачах флотации минерального сырья: схема выбора архитектуры по типу данных и постановке задачи // Успехи современного естествознания. – 2026. – № 2. – С. 77-83.
5. Александрова Т.Н. и др. Влияние энергетического воздействия на прочностные характеристики золотосодержащей руды // Обогащение руд. – 2025. – № 3. – С. 3-8.

Promising solutions in comminution and flotation: from process intensification to digital technologies

Aleksandrova T.N.

This paper presents advanced solutions in comminution based on selective and intensified breakage principles, aimed at reducing energy consumption and minimizing valuable mineral losses. The necessity of integrating digital methods — including neural network modelling and quantum-chemical simulation of reagent action — for optimizing reagent regimes and flotation process control is substantiated.

ИННОВАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ МОНИТОРИНГА И УПРАВЛЕНИЯ ЭНЕРГОЁМКОСТЬЮ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ*

Дмитрак Ю.В.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация,
e-mail: dmitrak@yandex.ru

Получены новые научные знания о значениях кинематических и динамических параметров отдельных мелющих тел по всему объёму помольной камеры вибрационной мельницы. Установлены распределения мгновенных скоростей, амплитуд колебаний и энергии шаров при различных частотах колебания помольной камеры. Представлены результаты применения методики прогнозирования удельного электропотребления с использованием гибридного подхода на золотоизвлекательной фабрике.

В настоящее время в развитых странах на механические способы обогащения полезных ископаемых тратится 5-8% всей производимой электроэнергии. 80% от этой величины составляют энергозатраты на измельчение. Это связано с огромными объёмами горных пород, подвергающимися различным стадиям измельчения.

На современных горно-обогатительных комбинатах в основном используются мельницы больших типоразмеров. Масса мелющих тел в таких машинах соизмерима, а иногда и превосходит массу остальных частей мельницы. На движение мелющих тел тратится 95 % всей подводимой к мельнице энергии. Динамика мелющих тел в наибольшей степени определяет величину энергопотребления мельницей. В связи с этим точное измерение и задание строго определенных величин динамических параметров мелющих тел позволяет вести процесс в оптимальном с точки зрения энергоемкости режиме и позволяет в наибольшей степени снизить себестоимость готовой продукции. Однако определение истинных значений динамических характеристик мелющих тел связано с большими сложностями в связи с замкнутостью объема помольной камеры и невозможностью измерения параметров с помощью проводов.

На рисунке 1 представлена схема взаимодействия частиц в вибрационной мельнице, а на рисунке 2 – полученное на основании теоретических исследований распределение мгновенных скоростей шаров при различных частотах колебания помольной камеры. Обращает на себя внимание появление возможности точного описания размеров малоподвижного ядра, находящегося в центре помольной камеры.

***Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 25-67-00009, https://rscf.ru/project/25-67-00009/**

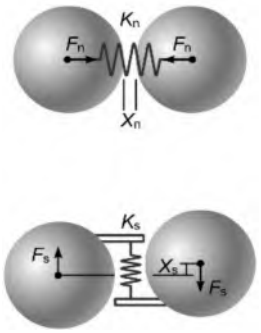


Рисунок 1 - Схема взаимодействия частиц в вибрационной мельнице

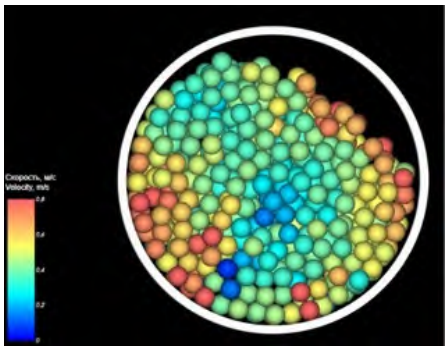


Рисунок 2 - Распределение мгновенных скоростей шаров при различных частотах колебания помольной камеры

Достигнутыми результатами исследований явилось получение новых научных знаний о значениях кинематических и динамических параметров отдельных мелющих тел по всему объёму помольной камеры, что позволило нам впервые сформировать динамический портрет мелющей загрузки вибрационной мельницы, определяющий энергоёмкость процесса измельчения горных пород. В частности, на рисунках 3 и 4 представлены распределения амплитуды колебаний шаров и мгновенных скоростей шаров при различных частотах колебания помольной камеры.

Практической составляющей наших исследований является изучение электропотребления при реализации процесса рудоподготовки – наиболее энергоёмкого процесса добычи и обогащения полезных ископаемых.

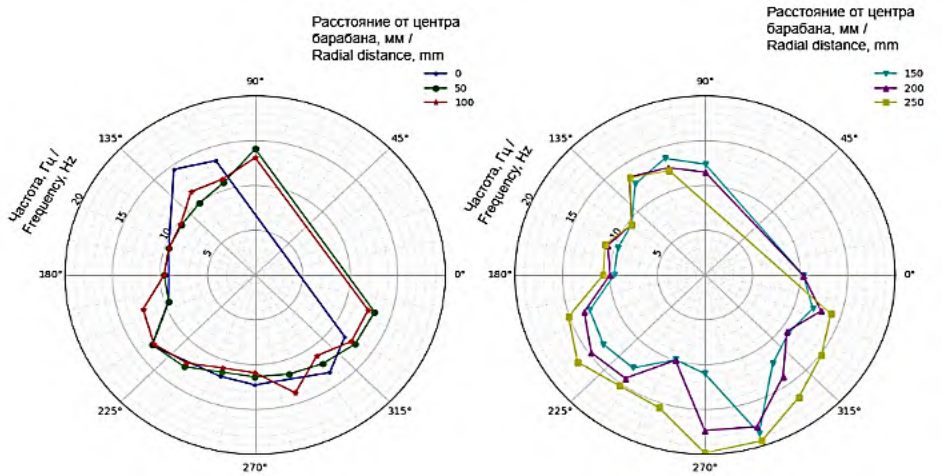


Рисунок 3 - Распределение амплитуды колебаний шаров

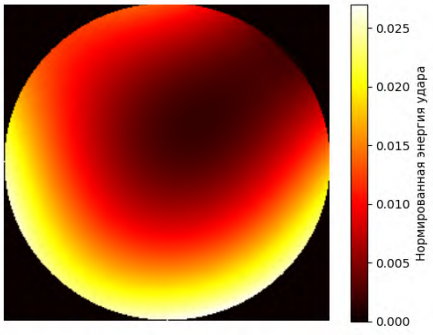


Рисунок 4 - Распределение энергии шаров

Для прогнозирования расхода электроэнергии и удельного электропотребления на золотоизвлекательной фабрике (ЗИФ) шахты «Центральная» ПАО «ЮГК» разработана соответствующая методика, основанная на анализе графиков зависимостей производительности и энергоёмкости промышленной барабанной мельницы от времени по кварталам за весь исследуемый период времени.

Основными объектами исследований были две мельницы: основная мельница мокрого полусамоизмельчения МПСИ 7000х5200 с мощностью двигателя 4 МВт (таких мельниц на фабрике установлено 6 штук) и мельница доизмельчения МШЦ 4000×6000 с мощностью двигателя 2 МВт (таких мельниц установлено 4 штуки).

Разработанная методика анализа электропотребления в процессе эксплуатации промышленной барабанной мельницы МПСИ 7000х5200 на основе методов декомпозиции временных рядов на аддитивные составляющие разложения с использованием локально подобранных регрессионных моделей позволяет выявлять основные закономерности почасовых значений объемов производства и электропотреблением отдельных структурных подразделений и предприятием в целом.

Применение методики в составе гибридной модели для краткосрочного прогнозирования электропотребления позволило уменьшить погрешность прогноза электропотребления как технологического оборудования, так и предприятия в целом (примерно на 20 %) и обосновать возможность снижения потребления электроэнергии от 5 %.

Применение на золотоизвлекательной фабрике разработанной методики прогнозирования удельного электропотребления с использованием гибридного подхода позволило определить величину удельного расхода электроэнергии, которая колеблется в пределах: 0,67÷2,84 кВт·ч/т. Для более детального анализа нагрузок каждого подразделения с помощью гибридного подхода были построены графики активной и реактивной мощности для всех сезонов года. (рисунок 5).

Анализ представленных графиков мощностей и удельного электропотребления на основе применяемой гибридной методики позволяет утверждать, что вопросы прогнозирования поквартального электропотребления и определение доверительного интервала прогноза являются весьма актуальными.

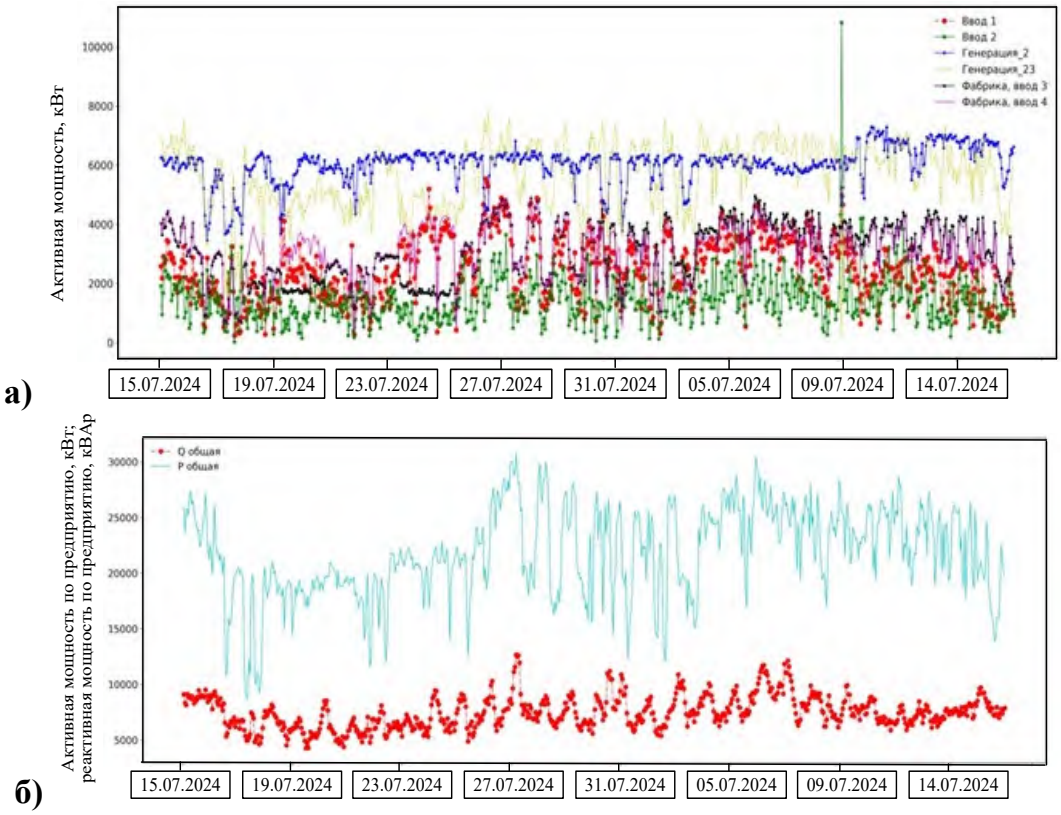


Рисунок 5 – Результаты внедрения методики прогнозирования удельного электропотребления на ЗИФ:
а) – изменение активной мощности; б) – изменение реактивной мощности

Вследствие значительного потребления мельницами электроэнергии прогноз позволяет более точно распределить годовой лимит электроэнергии по отдельным кварталам, упорядочить графики потребления электроэнергии, обеспечить планомерную работу наиболее крупных подразделений.

В результате исследований разработана и реализована автоматическая система управления угловой скоростью вращения помольной камеры с помощью тиристорного преобразователя частоты для обеспечения ведения процесса измельчения с минимальной энергоёмкостью.

Innovative methods for monitoring and control of energy consumption in minerals fine grinding processes

Dmitrak Y.V.

New scientific knowledge has been obtained regarding the kinematic and dynamic parameters of individual grinding media throughout the entire volume of the grinding chamber of a vibration mill. Distributions of instantaneous velocities, vibration amplitudes, and energy of grinding balls at different oscillation frequencies of the grinding chamber have been established. The results of applying a methodology for predicting specific energy consumption using a hybrid approach at a gold processing plant are presented.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ РЕАГЕНТЫ ИЗБИРАТЕЛЬНОГО ДЕЙСТВИЯ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СТРАТЕГИЧЕСКИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ РУД*

Матвеева Т.Н.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В.Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация*, e-mail: tmatveyeva@mail.ru*

Целью данной работы явился анализ современного состояния исследований по флотационным методам извлечения Sn, Sb, Au-содержащих минералов из комплексных руд в комбинированных схемах переработки минерального сырья и перспективные реагенты направленного действия на основе термочувствительных полимеров, гидроксаматов, амидов дитиоугольных кислот.

Снижение качества первичных руд и техногенного минерального сырья, сложный вещественный состав и низкая контрастность технологических свойств разделяемых минералов обуславливают необходимость поиска новых технологических решений для эффективного извлечения ценных металлов из рудных объектов. Одним из инновационных решений является создание реагентов направленного действия, способных избирательно воздействовать на минералы целевых металлов. Актуальность решения указанной научно-практической проблемы обусловлена необходимостью создания отечественной продукции малотоннажной химии, в том числе для производств полного цикла на основе отечественной минерально-сырьевой базы стратегических видов минерального сырья.

Исследования, выполняемые в ИПКОН РАН по исследованию и разработке новых реагентов направленного действия для повышения извлечения металлов из труднообогатимых руд и хвостов обогащения, направлены на получение и применение принципиально новых научных знаний о механизме избирательного действия реагентов на физико-химические свойства минералов благородных и редких металлов в комбинированных схемах переработки минерального сырья сложного вещественного состава. Решение обозначенной проблемы исследования является актуальной научной задачей, а при росте биржевых цен на олово, сурьму, золото и другие редкие и благородные металлы весьма перспективной и экономически обоснованной. Согласно Указу Президента Российской Федерации от 28 февраля 2024 г. № 145 «О Стратегии научно-технологического развития Российской Федерации» данное направление является приоритетным для поддержания устойчивой деятельности горнодобывающей отрасли России.

Применение комплекса современных аналитических, физических и физико-химических методов изучения микроструктуры и свойств минералов и реагентов на

* **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда №26-17-00090, https://rscf.ru/project/26-17-00090/**

микро- и наномасштабном уровне позволяет установить количественные зависимости технологических показателей от состава и концентрации новых реагентов и разрабатывать рациональные реагентные режимы для повышения извлечения целевых металлов из комплексных труднообогатимых руд.

Минеральное сырье, содержащее Sn, Sb и Au, входит в перечень основных видов стратегического минерального сырья (распоряжение Правительства РФ от 30.08.2022 г. №2473-р). Важность решения научной проблемы повышения извлечения Sn, Sb и Au из комплексных руд сложного вещественного состава в комбинированных схемах переработки стратегического минерального сырья обоснована важнейшими приоритетами государственной политики России – импортонезависимостью и созданием производств полного цикла на основе отечественной минерально-сырьевой базы стратегических видов минерального сырья.

Цель исследования – анализ современного состояния исследований по флотационным методам извлечения Sn, Sb, Au-содержащих минералов из комплексных руд в комбинированных схемах переработки минерального сырья и перспективных реагентов направленного действия на основе термочувствительных полимеров, гидроксаматов, амидов дитиоугольных кислот.

Снижение качества первичных руд и техногенного минерального сырья, сложный вещественный состав и низкая контрастность технологических свойств разделяемых минеральных компонентов приводят к падению уровня извлечения стратегических металлов традиционными методами переработки (50-80%) и высоким безвозвратным потерям ценных металлов с отходами обогащения. Создание новых эффективных технологий с более глубоким извлечением Sn, Sb, Au из руд сложного вещественного состава на базе фундаментальных научных исследований нового поколения реагентов избирательного воздействия на минералы стратегических металлов позволит сократить их потери на действующих горнодобывающих комбинатах, а также расширить сырьевую базу и ускорить разработку новых месторождений, запасы которых пока остаются в категории забалансовых. Воспроизведение минерально-сырьевой базы дефицитных видов стратегического минерального сырья, к которым относится олово, сурьма и золото позволит обеспечить независимость и конкурентоспособность государства. В условиях наблюдаемого роста биржевых цен на олово, сурьму, золото и другие редкие и благородные металлы решение данной научной проблемы весьма перспективно и экономически обосновано.

Олово – металл высоких технологий. Благодаря использованию олова в припоях практически во всех электрических устройствах его определили как металл, на который с наибольшей вероятностью повлияют новые технологии, такие как электромобили, продвинутая робототехника, возобновляемые источники энергии и компьютеры. Тенденция к росту в полупроводниковом цикле в сочетании с

применением технологий искусственного интеллекта и ростом производства электромобилей может увеличить глобальное потребление олова до 375 000 тонн. Крупнейшими производителями олова являются Китай, Малайзия, Индонезия, Перу, Таиланд, Боливия и Мьянма. Россия, по данным Геологической службы США, находится на 13 месте в мире по производству олова и произвела в 2023 г. 2700 т этого металла. Ведущая российская компания отрасли ПАО «Русолово» в прошлом году подписала с Минпромторгом и правительством Хабаровского края соглашение о строительстве Амурского металлургического комбината мощностью 5500 тонн металлического олова в год. Сырьевой базой для производства будут служить месторождения российского Дальнего Востока.

Сурьма известна, прежде всего, своими огнезащитными свойствами. Кроме того, сплавы сурьмы используются в свинцово-кислотных батареях. Жидкометаллические аккумуляторы для сетевого хранения возобновляемой энергии ветра и солнца основная причина будущего увеличения спроса в мире на этот важнейший металл. В природе сурьма главным образом встречается в виде сульфида – антимонита, также известного как стибнит. Существуют как собственно сурьмяные месторождения, так и золотосурьмяные, серебро-сурьмяные, сурьмяно-ртутные, многокомпонентные сульфидные месторождения. По данным геологической службы США (USGS), мировые запасы (reserves) сурьмы превышают 2 млн т. Почти треть из них (640 тыс. т) находится в Китае, где расположено крупнейшее в мире месторождение сурьмы Сикуаншань (Xikuangshan в провинции Хунань). На втором месте находится Россия (350 тыс. т по данным USGS) с крупными золотосурьмяными месторождениями Сарылах и Сентачан в Республике Саха (Якутия), собственно сурьмяным Солокачинским месторождением в Амурской области, золоторудным Олимпиадинским месторождением в Красноярском крае, где сурьма является попутным компонентом. Горнодобывающий дивизион Росатома развивает проект «Сурьма», который предполагает создание производства металлической сурьмы и ее соединений.

Таким образом, российская сырьевая база характеризуется разнородностью сырья (сурьмяные месторождения с попутным золотом, золотые месторождения с попутной сурьмой, серебряно-сурьмяное месторождение и проч.) и нестабильностью объемов производства, отличающихся в разы год от года.

В такой ситуации решение технологической задачи – получение стабильных по качеству готовых продуктов при потенциально разнородном сырье с различным содержанием золота, сурьмы и примесей является востребованной задачей. При этом золото — постоянный спутник сурьмянистых руд, в большинстве случаев определяют как примесь. Новые подходы по эффективному использованию природных ресурсов требуют введения технологий с более глубоким извлечением сурьмы и золота.

Наиболее перспективными направлениями физического обогащения Sn, Sb, Au-содержащего сырья являются флотация, магнитная сепарация и гравитационное обогащение.

Гравитационное обогащение сохраняет своё значение в качестве эффективного и экономичного способа предварительной концентрации. Применение флотационных технологий позволило принципиально расширить круг перерабатываемого сырья и повысить комплексность его использования. Применительно к золотосурьмяным рудам ключевым достижением стала разработка схем раздельной флотации антимонита и золотосодержащих сульфидов, основанных на избирательном применении реагентов-депрессоров и собирателей.

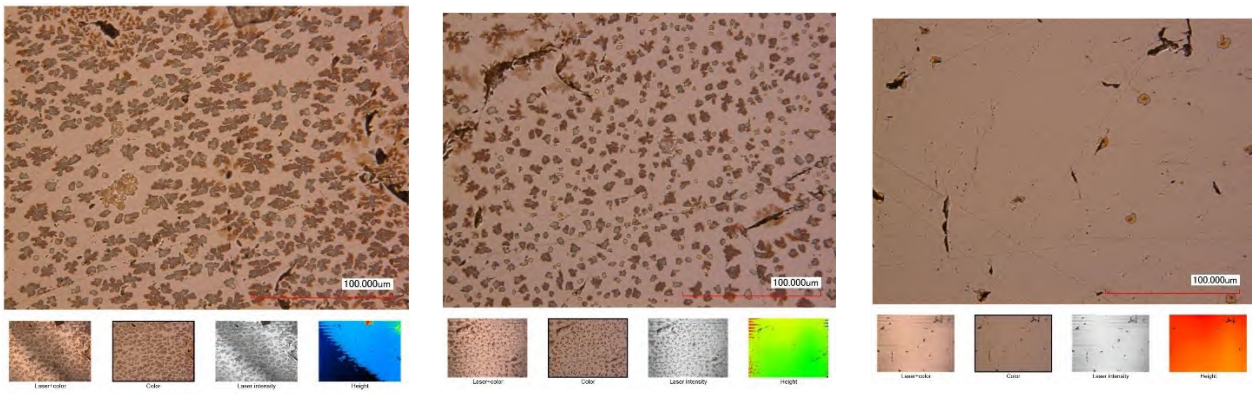
Создание новых технологий снижения потерь металлов с тонкими классами, использования новых флотационных реагентов позволит повысить экономическую эффективность добычи Sn, Sb, Au из бедных руд и хвостов обогащения [1, 2].

Современный этап развития технологий обогащения золотосурьмяных руд характеризуется направленным синтезом и применением селективных реагентов — собирателей, депрессоров и регуляторов среды, обеспечивающих избирательное воздействие на конкретные минеральные фазы. Ключевой проблемой остаётся разделение антимонита и золотосодержащих сульфидов, прежде всего арсенопирита и пирита, в условиях их совместного присутствия в руде [3, 4].

Имеющийся задел в исследовании реагентов для флотации целевых минералов из комплексных руд, созданный в ИПКОН РАН, показал, что создание новых реагентов возможно на базе фундаментальных знаний об избирательном закреплении на активных участках минералов с образованием устойчивых поверхностных соединений, обладающих гидрофобными свойствами в случае собирателей, или гидрофильными свойствами в случае модификаторов и депрессоров.

Пример визуализации и идентификация адсорбированных фаз реагентов-собирателей на аншлифах индивидуальных минералов из комплексной Au-Sn руды приведен на рисунке.

Реагенты Флотент HAP-1 и COL-5 относятся к классу гидроксаматов и предоставлены компанией ООО «Флотент Кемикалс Рус». Как видно из рисунка, формы органической фазы реагента на минеральных зернах пирита и арсенопирита различаются формой отпечатков и общим количеством адсорбированных фрагментов реагента HAP-1 при общей значительной площади покрытия, в то время как реагент COL-5 закрепляется на арсенопирите отдельными редкими едва заметными каплями при равнозначной концентрации обоих реагентов в растворе, контактирующем с минералами. Установленные различия свидетельствуют о неоднозначном характере и количестве адсорбции, которая может повлиять на эффективность разделения указанных минералов при селективной флотации.



Пирит + Флотент HAP-1 Арсенопирит + HAP-1 Арсенопирит + COL-5

Рисунок – Вид адсорбированных фаз реагентов Флотент HAP-1 и COL-5 на пирите и арсенопирите (лазерный микроскопом Keyence VK-9700)

Методологический подход включает также изучение морфологии и физико-химических свойств Sn, Sb, Au-содержащих минералов, входящих в состав оловянных и золотосурьмяных руд, в исходном состоянии и после воздействия реагентов методами оптической и сканирующей аналитической электронной микроскопии, а также изучение состава адсорбированных фаз реагентов методами экстракционной УФ- ИК-, Raman-спектроскопии.

Благодарности: Автор выражает благодарность канд. техн. наук В.В. Гетман, канд. техн. наук А.Ю. Каркешкиной, канд. геол.-минер. наук В.А. Минаеву и Н.К. Громовой за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. Соложенкин П.М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады Академии наук. – 2016. – Т. 466. – № 5. — С. 559.
2. Игнаткина В.А. и др. Флотируемость трудноокисляемых сульфидов молибдена и сурьмы в контролируемых окислительно-восстановительных условиях // ФТПРПИ. – 2023. – № 1. – С. 145-160.
3. Матвеева Т.Н. и др. Исследование влияния таннина на адсорбцию комбинированного собирателя и флотацию стибнита и арсенопирита из комплексных руд // ФТПРПИ. – 2017. – № 6. – С. 155–162.
4. Segura-Salazar J., Brito-Parada P. R. Stibnite froth flotation: A critical review // Minerals Engineering. – 2021. – Vol. 163. – P. 106713.

Perspective selective reagents for the extraction of strategic metals from complex ores

Matveeva T.N.

The aim of this work was to analyze the current state of research on flotation methods for extracting Sn, Sb, and Au-containing minerals from complex ores in combined mineral processing schemes and promising targeted reagents based on heat-sensitive polymers, hydroxamates, and dithiocarbonic acid amides.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД: ПРОБЛЕМЫ И ИХ РЕШЕНИЯ

Ануфриева С.И., Иванова М.В., Пермякова Н.А., Рогожин А.А.

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского» (ВИМС), Москва, Российская Федерация, *e-mail: anufrieva@vims-geo.ru; ivanova.mv@vims-geo.ru; permyakova@vims-geo.ru; rogojin@vims-geo.ru*

Представлены основные принципы построения технологий обогащения титансодержащих руд России. Показано влияние вещественного состава руды на выбор метода обогащения и его аппаратурного оформления.

Титан входит в перечень основных видов стратегического минерального сырья, утверждённый распоряжением Правительства Российской Федерации от 30.08.2022 №2473-р. Распоряжением Правительства Российской Федерации № 939-р от 16.04.2024 он внесён в перечень дефицитных видов твёрдых полезных ископаемых. В соответствии со Стратегией развития минерально-сырьевой базы до 2050 года, утверждённой распоряжением Правительства Российской Федерации от 11.07.2024 № 1838-р, по степени обеспеченности потребностей национальной экономики и необходимого экспорта запасами минерального сырья (с учётом геологических перспектив наращивания минерально-сырьевой базы) титан относится к третьей группе полезных ископаемых, куда входят импортозависимые дефицитные виды, внутреннее потребление которых в существенной степени обеспечивается импортом.

Россия располагает одной из крупнейших в мире сырьевых баз титана – на ее долю приходится 15% мировых запасов. По данным Государственного баланса запасов РФ по состоянию на 01.01.2024 г. балансовые запасы титана составили 580,7 млн т в пересчете на TiO_2 (кат. $A+B+C_1$, кат. C_2). Они заключены в 16 коренных (почти 97 % запасов) и 15 россыпных месторождениях. Ещё 4 коренных и 2 россыпных месторождения содержат только забалансовые запасы. Забалансовые запасы в целом по стране составили 124,1 млн т TiO_2.

Руды титаномагнетитовых месторождений комплексные (наряду с железом возможно получение ванадиевой продукции, титана, меди, скандия, золота, металлов платиновой группы, никеля, кобальта, цинка): содержание и соотношение железа, титана и ванадия в них варьирует в широких пределах – от существенно титаномагнетитовых с ильменитом и магнетитом до существенно ильменитовых с магнетитом и титаномагнетитом. Ванадий на 90% связан с титаномагнетитом.

Низкое содержание железа в руде, тонкая вкрапленность титаномагнетита, магнетита и ильменита, а также сложный характер срастаний рудных минералов обуславливают в целом трудную обогатимость руд.

Главные минералы комплексных месторождений титана представлены титаномагнетитом, ильменитом, рутилом, реже перовскитом и магнетитом. Соотношение двух минералов – титаномагнетита и ильменита в руде может варьировать в широких пределах.

В связи с существенным влиянием содержания ильменита в исходной руде на возможность выделения его в самостоятельный концентрат титансодержащие руды классифицируются по соотношению в них ильменитовой и титаномагнетитовой составляющих [7–8; 11; 13; 15; 18] на:

собственно ильменитовые руды, где титаномагнетит не имеет промышленного значения, товарной продукцией является ильменитовый, и в ряде случаев – апатитовый концентраты. К этому типу месторождений относится Ариадненское на Дальнем Востоке;

существенно ильменитовые руды с подчиненным количеством титаномагнетита. Месторождения этих руд содержат 7–14 % TiO_2 и 15-30 % $Fe_{общ}$. На 70–80 % диоксид титана в них связан с ильменитом и на 20–30 % – с титаномагнетитом. К этому технологическому типу титановых руд относятся руды месторождений Гремяха-Вырмес на Кольском полуострове, Медведевское на Урале, Кручининское в Забайкалье, Большой Сейим и Куранахское в Амурской области;

ильменит–титаномагнетитовые руды, в которых ильменит содержится в подчиненном количестве, а титан на 70 % связан с титаномагнетитом. Для руд этой группы месторождений характерно более низкое содержание титана и более высокие – железа: TiO_2 – 5–7 %, $Fe_{общ}$ – 15–35 %. К этой группе месторождений относятся Копанское на Урале, Харловское на Алтае, Чинейское в Читинской области и др.;

существенно титаномагнетитовые руды с низким (1–3 %) содержанием ильменита. К этому типу относятся руды месторождений Уральского региона (Гусевогорское, Качканарское, Первоуральское, Волковское, Суроямское и др.), месторождений Карелии (Пудожгорское и Койкарское, Подлысанское) и Мало-Тагульского месторождения в Восточной Сибири. Для них характерны низкие содержания железа (15–30 % $Fe_{общ}$) и титана (1–7 % TiO_2);

титаномагнетитовые руды щелочных основных массивов. К ним в России относятся хибинские месторождения апатита и перовскита (Юкспорском, Кукисвумчоррском и др.).

В ФГБУ «ВИМС» на протяжении многих лет проводились исследования по разработке и внедрению технологий обогащения комплексных титаномагнетитовых и титансодержащих руд таких месторождений как Куранахское, Гусевогорское, Собственно-Качканарское, Чинейское (участок Магнитный), Пудожгорское рудопроявление, Куроптевская площадь.

Принципы построения схем обогащения титаномагнетитовых руд

В основе принципиального выбора способов обогащения комплексных коренных титансодержащих руд с последующей разработкой схем их обогащения лежат технологические свойства рудных и нерудных минералов, а именно их контрастность. К основным технологическим свойствам минералов руд относятся удельная магнитная восприимчивость, удельная плотность и гидрофобность поверхности минералов.

Коренные руды магматогенного типа представлены ильменит-магнетитовыми и ильменит-гематитовыми, титаномагнетитовыми, ильменитовыми и перовскитовыми разновидностями. Первые четыре из них имеют важное промышленное значение, перовскитовые являются перспективным (нетрадиционным) видом титанового сырья.

Применение на стадии предварительного обогащения руд крупнокусковых методов (рентгенорадиометрическая, магнитная сепарации) позволяет решить задачу выделения отвальных крупнокусковых хвостов (щебень) и значительно снизить затраты на последующее измельчение.

Рентгенорадиометрическое обогащение (РРС) относится к сухим процессам переработки твердых полезных ископаемых, отличается от традиционных методов обогащения экологической чистотой и низкой себестоимостью обогащения руд при относительно малых капитальных затратах, и проводится в широком диапазоне крупности кускового материала от 5 до 350 мм.

Для руд, содержащих сильномагнитные минералы (магнетит, титаномагнетит), на стадии крупнокусковой сухой магнитной сепарации (СМС) применяют сепараторы на постоянных магнитах Nd–Fe–B.

Магнитные методы являются основными для обогащения титаномагнетитовых руд. Основные трудности магнитного обогащения связаны с постоянным уменьшением крупности материала, поступающего на мокрую магнитную сепарацию, что, в свою очередь, вызвано условиями раскрытия при обогащении весьма тонковкрапленных руд. Для частиц крупностью менее 20 микрон (взвешенных в пульпе и шламах), магнитная восприимчивость и соответственно магнитная сила обычно в два–три раза ниже, чем у крупных.

Постоянный рост производительности оборудования ведет к резкому увеличению скоростей движения пульп и диссипативных сил в рабочем пространстве магнитных сепараторов. При этом становится необходимым резко увеличить магнитные силы, что повышает себестоимость сепарации и, в конечном счете, определяет экономический передел ее применения. Эффективность магнитной сепарации определяется качеством разделения компонентов, составляющих руду. Для получения высококачественного концентрата методом магнитной сепарации необходимо обеспечить наилучшие условия разделения минералов: создать максимальные величины противоположно

направленных разделяющих сил – магнитного притяжения и центробежной; снизить влияние магнитной флокуляции.

Особенности процесса магнитной сепарации обуславливают необходимость подготовки руды перед магнитным разделением, которая в зависимости от характеристик руды (гранулометрический состав, магнитные свойства) включает в себя различные операции: дробления, измельчения, грохочения, обесшламливания и т.д. [13, 18]. Следует отметить, что для эффективного обогащения тонковкрапленных руд необходимы сепараторы с увеличенной поверхностью зоны магнитного распределения, повышенными напряжённостью и градиентом магнитного поля. Эти условия создаются в сепараторах с высокой интенсивностью магнитного поля типа Slon и ЭРЛ [10].

Для предотвращения магнитной флокуляции и повышения эффективности разделения магнетита и титаномагнетита от ильменита и вмещающей породы перед каждой стадией мокрой магнитной сепарации (при крупности менее 0,5 мм) необходимо проводить размагничивание (дефлокуляцию) материала пульпы, либо подавать жидкое стекло (при концентрации 160 мг/дм^3) в процесс измельчения.

Титаномагнетитовые и титаногематитовые руды как правило содержат тонкодисперсные и эмульсионные включения титановых минералов, в основном ильменита, в магнетите или гематите, поэтому при магнитном обогащении получают коллективный железотитановый (титаномагнетитовый) концентрат. Немагнитная же фракция направляется на дообогащение с целью выделения ильменитового или рутилового концентрата [2–3; 12–13].

Дообогащение проводится по двум направлениям:

– с применением гравитационных и/или электрических методов;
– с применением флотационных методов для извлечения ильменита и рутила из наиболее тонких фракций (менее 0,2(0,1) мм), которые позволяют достаточно существенно снизить потери полезных минералов с хвостами.

В процессе первичного гравитационного обогащения широкое применение получили усовершенствованные гидроциклоны, многоярусные конические и многосекционные винтовые сепараторы, в меньшей степени концентрационные столы и другое гравитационное оборудование. Однако, в тяжелую фракцию коллективного гравитационного концентрата наряду с титановыми минералами попадают другие тяжелые минералы, например, магнетит, циркон, гранаты, пироксены и другие. Это предопределяет выбор метода доводки коллективных концентратов, который будет основан на различии минералов по прочим физическим свойствам: магнитных, электрических или флотационных свойств поверхностей [9]. В таблице 1 приведены основные физические свойства минералов, как правило, слагающих коллективный гравитационный концентрат.

Таблица 1 – Основные физические свойства минералов, слагающих коллективный гравитационный концентрат

Минерал	Удельный вес, г/см^3	Магнитная восприимчивость	Проводимость
Ильменит	4,6–4,8	Высокая	Высокая
Псевдорутил	4,2	Высокая	Высокая
Рутил	4,2	Нет	Высокая
Лейкоксен	3,5–4,2	Слабая	Высокая
Титанит (сфен)	3,5	Слабая	Слабая
Лопарит	4,6–4,8	Нет	Высокая
Магнетит	5,2	Очень высокая	Очень высокая
Гематит	5,3	Умеренная	Умеренная
Хромит	4,5–4,8	Высокая	Умеренная
Циркон	4,7	Нет	Нет
Монацит	4,6–5,4	Умеренная	Нет
Гранат	3,5–4,3	Умеренная	Слабая
Кианит	3,6	Нет	Нет
Ставролит	3,7	Слабая	Нет

Преобладание ильменита в коллективном концентрате технологически предопределяет процесс доводки методом магнитной сепарации с применением пластинчатых и роликовых магнитных сепараторов мокрого и сухого действия с получением ильменитового концентрата [10]. Наличие в этом концентрате таких минералов как лейкоксен, рутил, циркон, гранат, эпидот, определяет метод доводки электростатической сепарацией с использованием барабанного или коронного-электростатического сепаратора с получением лейкоксенового, рутил-лейкоксенового и циркониевого и других попутных (гранатового, эпидотового) концентратов.

Электрическая сепарация позволяет разделять частицы, отличающиеся величиной заряда или различной скоростью изменения заряда, и применяется для обогащения зернистых сыпучих материалов крупностью от 5 (3) до 0,1 до мм (при этом желательна его классификация на узкие классы крупности), обогащение которых другими методами малоэффективно либо экономически нецелесообразно. Электрические методы, как правило, используются в сочетании с другими – магнитными, гравитационными, флотационными.

Общеизвестно, что электропроводность одного и того же минерала (например, лейкоксена) может изменяться в зависимости от содержания примесей и состояния поверхности, в частности электропроводность в значительной степени зависит от наличия на поверхности минерала окисных пленок (в т. ч. наличия в составе минерала поливалентных металлов железа), шламов и влаги, то необходимо проводить предварительную подготовку сырья к процессу, которая заключается в классификации и обеспыливании (удалении тонкого класса крупности менее 0,071 мм), регулировании

влажности исходного материала и среды, очистки поверхностей разделяемых минералов от плёнок и операции целенаправленного селективного изменения свойств разделяемых минералов. Для селективного разделения необходимо, чтобы материал, поступающий на электрические сепараторы, имел оптимальную влажность (не более 0,3 %). При сепарации сухого, но холодного материала при повышенной влажности воздуха влага адсорбируется на поверхности минералов и нарушает процесс сепарации. В этом случае достаточно нагреть материал до 90–150 ºС, чтобы защитить минералы от адсорбции влаги из воздуха. Регулированием температуры нагрева исходного питания перед электросепарацией можно изменять как внутреннее и внешнее сопротивление минералов, так и их электрическую проводимость, которая в свою очередь зависит от ожелезненности минеральных зерен [15].

Наличие в руде или получаемых промежуточных (черновых) концентратах таких минералов как тонковкрапленный ильменит и рутил, псевдорутил, сфен, апатит, нефелин, слюды (биотит, фенгит и др.), глаукофан предопределяет применение флотационного метода доводки с получением самостоятельных концентратов – ильменитового, рутилового, сфенового, апатитового, нефелинового, слюдяного.

Обобщение научно-технической литературы по *флотации* титансодержащих минералов позволил выделить следующие особенности [3-4, 12, 14, 16-17]:

- при наличие тонких шламов селективность флотации снижается;
- флотация минералов титана успешно осуществляется жирнокислотными собирателями в слабокислой среде;
- при флотации часто применяется предварительная кислотная обработка, которая активирует минералы титана;
- в кислой среде поверхность минералов титана более подготовлена к взаимодействию с анионами собирателей (олеиновая кислота, легкое нефтяное масло, керосин, собирателями для рутила могут служить сульфурированные производные углеводородов), при этом форма собирателя играет решающую роль;
- флотация минералов титана олеатом натрия осуществляется в нейтральной (pH=6,5–7,5), слабощелочной среде (pH=7,8), а флотация алкилсульфатом натрия хорошо происходит только в кислой среде (pH=4,2–5,3).

Применение флотации в цикле доводки позволяет повысить извлечение TiO_2 в ильменитовый концентрат на 10–15% по сравнению с применением электросепарации, при этом существенно уменьшить капитальные затраты, связанные с процессом сушки перед электросепарацией.

В таблице 2 приведены сводные технологические показатели обогащения титаномагнетитовых руд некоторых месторождений (рудопроявлений, площадей). На рисунке показана принципиальная блок-схема обогащения титаномагнетитовых руд.

Таблица 2 – Сводные технологические показатели обогащения титаномагнетитовых руд некоторых месторождений (рудопроявлений, площадей)

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %			Схема обогащения
		$Fe_{общ}$	TiO_2	V_2O_5	$Fe_{общ}$	TiO_2	V_2O_5	
Гусевогорское месторождение								
Титаномагнетитовый концентрат	18,90	64,9	3,05	0,66	70,97	45,53	88,37	Магнитная
Хвосты обогащения	81,10	6,11	0,64	0,02	29,03	54,47	11,63	
Исходная проба	100,0	17,11	1,25	0,14	100,0	100,0	100,0	
Собственно-Качканарское месторождение								
Титаномагнетитовый концентрат	18,71	63,90	3,91	0,64	70,58	55,90	83,08	Магнитная
Хвосты обогащения	81,29	6,13	0,71	0,03	29,42	44,10	16,92	
Исходная проба	100,0	16,94	1,31	0,14	100,0	100,0	100,0	
Чинейское месторождение (участок Магнитный)								
Титаномагнетитовый концентрат	25,86	58,78	10,14	1,2	67,53	47,07	82,88	Магнитная с электростатической доводкой ильменитового концентрата
Ильменитовый концентрат	3,67	35	48,1	0,21	5,71	31,68	2,06	
Хвосты обогащения	70,47	8,55	1,68	0,08	26,77	21,25	15,06	
Исходная руда	100,0	21,76	3,90	0,37	100,0	100,0	100,0	
Куранахское месторождение								
Титаномагнетитовый концентрат	45,00	62,5	8,0	1,15	70,3	28,8	86,3	Магнитно-гравитационная с электростатической доводкой ильменитового концентрата
Ильменитовый концентрат	14,00	35,5	50,0	0,02	12,4	56,1	0,5	
Хвосты обогащения	41,00	16,8	4,6	0,20	17,2	15,1	13,3	
Исходная руда	100,0	40,0	12,5	0,60	100,0	100,0	100,0	
Пудожгорское рудопроявление								
Титаномагнетитовый концентрат	33,22	57,2	14,6	1,30	59,75	58,3	78,5	Магнитная
Хвосты обогащения	66,78	19,17	5,15	0,18	40,25	41,5	21,5	
Исходная руда	100,0	31,8	8,3	0,55	100,0	100,0	100,0	
Куроптевская площадь								
Титаномагнетитовый концентрат	27,81	65,05	2,01	0,55	67,28	9,89	76,50	Магнитная с электростатической доводкой ильменитового концентрата
Ильменитовый концентрат	8,84	29,52	46,20	0,03	9,70	72,28	1,33	
Хвосты обогащения	63,35	9,77	1,59	0,07	23,02	17,83	22,18	
Исходная руда	100,0	26,89	5,65	0,20	100,0	100,0	100,0	

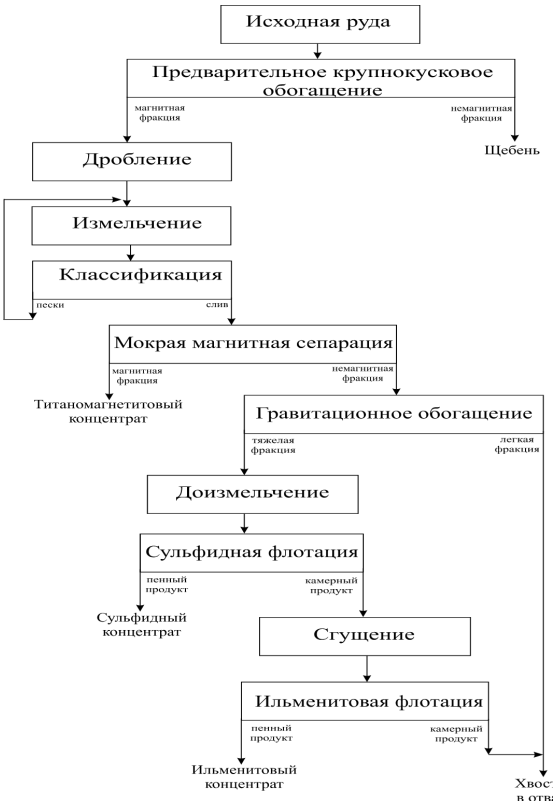


Рисунок - Принципиальная блок-схема магнитно-гравитационно-флотационного обогащения титаномагнетитовых руд

В перечне современных технологических решений, посвященных совершенствованию технологии обогащения титаномагнетитовых руд, выделим:

– предварительное крупнокусковое обогащение сырья сухой магнитной рудоразборкой;

– применение сухой магнитной сепарации;

– оптимизацию процессов рудоподготовки и измельчения;

– замену гидроциклонов на тонкое грохочение с использованием высокочастотных грохотов фирмы Derrick;

– современные способы повышения качества железных концентратов за счет применения модернизированных магнитных сепараторов на постоянных магнитах на основе Nd-Fe-B;

– возможность селективного выделения электросепарацией ильменитового концентрата.

Получаемые в цикле обогащения титаномагнетитовые концентраты являются сырьевым источником получения продукции различного назначения: природнолегированного порошка железа для порошковой металлургии, стального продукта, оксида ванадия, пигментного диоксида титана и др. Прикладные и научные основы комплексного использования титаномагнетитов разработаны школой

академиков И.П. Бардина (ЦНИИЧермет им. И.П. Бардина), Э.В. Байкова (ИМЕТ РАН), Э.В. Брицке (Институт прикладной минералогии и металлургии, позже ВИМС), а также Государственным научным центром РФ ОАО «Уральский институт металлов» (АО "УИМ").

Выбор методов переработки титаномагнетитовых концентратов определяется прежде всего содержанием в них ванадия, титана и железа. Основным технологическим направлением в области переработки титаномагнетитовых концентратов является *пирометаллургия.* Основу пирометаллургической технологии переработки титаномагнетитовых концентратов составляют процессов восстановления и шлакообразования. Сегодня в промышленных масштабах на трех объектах Свердловской области (месторождения Гусевогорское, Собственно-Качканарское, Первоуральское) реализована *коксодоменная технология* для переработки титаномагнетитовых концентратов с низким содержанием титана (до 4% TiO2) для получения ванадиевой и железосодержащей продукции.

В целом технология рентабельна, но многоступенчата и сопряжена с большими потерями ванадия (~50%), а получаемый при доменной плавке шлак характеризуется невысоким содержанием титана TiO2 (~10%), что делает нецелесообразным получение из него титансодержащей продукции.

Технически и коммерчески успешным методом прямого восстановления низкотитанистых титаномагнетитовых концентратов с 1930-х по 1970-е годы являлся процесс Круппа–Ренна, реализуемый на металлургических предприятиях Чехословакии, Германии и Японии. Однако, в начале 1970-х годах из-за низкой производительности и ограниченной применимости рудного материала к данному процесса была прекращена промышленная реализация технологии несмотря на низкий расход кокса и применение вращающихся обжиговых печей взамен доменных.

Основная проблема в металлургии титана связана с переработкой высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов (содержание TiO2 более 4 %) ввиду наличия технологических трудностей в процессе доменной плавки: сложность разделением металлической и шлаковой фаз, рост тугоплавкости шлаков с одновременной нестабильностью (вязкость, плавкость, электропроводность). Проблема переработки столь специфического титансодержащего сырья может быть решена как за счет модернизации доменных печей и применения альтернативного печного/обжигового оборудования, так и за счет вариативности состава шихтового материала и применения бескоксовых технологий.

Актуальными для переработки высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов являются различные варианты *бескоксовых технологий* [19, 21], предусматривающие применение различных восстановителей (энергетические угли, природный газ и др.) и электропечей различного конструкционного исполнения.

При одностадиальной или двустадиальной плавке титаномагнетитового концентрата в электропечи содержание титана в образующихся шлаках в отличие от доменного процесса не оказывает неблагоприятного влияния на ее работу. Чем более высокотитанистые концентраты, тем выше содержание титана в шлаках и тем экономически выгоднее извлечение из них титана. Ванадий при плавке переходит в чугун, откуда может быть легко извлечен по классическим схемам. Однако прямая электроплавка – процесс дорогостоящий и электроемкий и экономически целесообразно его применение только для ильменитовых концентратов. Бескоксовые технологии успешно реализуются за рубежом для получения железо-ванадиевой продукции, титановая шлаковая фракция не перерабатывается. Российскими промышленными мощностями данная технология не освоена.

Для снижения вязкости шлаковой титансодержащей фазы российскими учеными были апробированы *различные варианты шихтовых систем в доменном процессе* [6]. Введением в шихтовой материал щелочных соединений (флюсы, каменные соли и др.) была снижена вязкость шлаков и повышены показатели извлечения ванадия в чугун. Однако не решена проблема комплексной переработки титаномагнетитов: из-за невысокого содержания титана в шлаках (не более 30 % TiO_2) его переработка технологически не оправдана.

Вариантом комбинированных технологий переработки высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов являются пиро- и гидрометаллургические схемы [1, 20]. окислительный обжиг концентрата с щелочными добавками и водным выщелачиванием спека, восстановительная плавка концентрата с переработкой ванадиевого чугуна гидрометаллургическими методами, окомкование и металлизация концентрата с последующей электроплавкой и автоклавным выщелачиванием титанованадиевого шлака.

В целом, вектор развития технологий переработки высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов следует связывать с комбинированием пирометаллургических процессов на основе электротермии с гидрометаллургической доводкой полупродуктов плавки до товарного качества титановой продукции.

Необходимо отметить, что фактором, сдерживающим освоение месторождений титаномагнетитовых руд, является:

– отсутствие в стране промышленной технологии переработки высокотитанистых титаномагнетитовых концентратов комплексного состава, получаемых из руд этих месторождений вместе с ильменитовым (титановым) концентратом;

– освоение месторождений затрудняется сложным вещественным составом руд и их комплексностью, осложняющими процесс переработки, т.к. возникает необходимость решения вопроса тонкого селективного измельчения, грохочения, применения современных конструкций электросепараторов, новых флотационных

реагентов, при этом не все извлекаемые из извлекаемые из руды продукты находят своих потребителей, что отрицательно сказывается на рентабельности проектов.

Проблема освоения месторождений титаномагнетитовых руд, а также разработка современных технологий обогащения с получением кондиционных ильменитовых концентратов становится в настоящее время все более актуальной.

Благодарности: *авторы выражают особую благодарность Ожогиной Е.Г. – доктору геолого-минералогических наук за ценные научные советы и рекомендации, за оказанную помощь в подготовке и систематизации материала статьи; Броницкой Е.С., занимавшаяся изучением технологических свойств и разработкой комбинированных схем обогащения железо- и титансодержащих труднообогатимых руд. Результаты ее исследований были использованы в ГКЗ при утверждении запасов по железу и титану. Огромным вкладом и практической реализацией ее разработок явилось продолжение развития геологоразведочных работ на железо и титан, что в свою очередь способствовало расширению минерально-сырьевой базы РФ.*

Список использованных источников

1. Агамирова А.С. и др. О комплексной переработке титаномагнетитов с высоким содержанием диоксида титана // Труды КНЦ РАН. Серия: Технические науки. –2022. – Т. 13. – № 1. – С. 13-16.
2. Ануфриева С.И. и др. Опыт и перспективы применения современных технологий переработки бедных труднообогатимых руд //Разведка и охрана недр. 2011. №5. С. 70-75.
3. Андронов Г.П. и др. Разделение титансодержащих минералов магнитной сепарацией // Вестник Мурманского гос. технического университета, Т. 22 – №1, 2019. – С. 109–119.
4. Белобородов В.И. и др. Флотационное обогащение комплексных титановых и циркониевых руд // Кольский научный центр РАН, Апатиты, 1994. – 155 с.
5. Блинов В.А., Короленко Н.В. Минеральное сырье. Титан //Справочник. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1998. – 49 с.
6. Брицке Э.В. и др. Проблема плавки высокотитанистых шихт в доменных печах // Разведка и охрана недр. – 2024. – № 6. – С. 61-63.
7. Быховский Л.З. и др. Титаномагнетитовые руды – новый взгляд на промышленное использование //Минеральные ресурсы России экономика и управление, 2003. – №3. – С. 6–14.
8. Быховский Л.З. и др. Пришел черед комплексных руд. Титаномагнетиты – перспективное сырье нового века. // Металлы Евразии, 2005. – №3. – С. 28–32.
9. Быховский Л.З. и др. О проекте освоения Бешпагирского комплексного редкометально-титанового месторождения // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2010. – №2 – С. 68-75
10. Гришаев Г.С. и др. Современное аппаратурное оформление для обогащения руд черных металлов //13 Международная научно-практическая конференция «Оборудование для обогащения рудных и нерудных материалов. Технологии обогащения» Новосибирск, 2017.
11. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов российской федерации в 2023 году», М., Роснедра, 2024. – С. 391-417.
12. Дегодя Е.Ю. и др. Разработка технологии получения кондиционного ильменитового концентрата при обогащении титаномагнетитовых руд // Бюллетень «Черная металлургия» – 2019. – Т 75 – №5. – С. 572–576.
13. Иванова М.В и др. Минералогические особенности титаномагнетитовых руд Чинейского

месторождения, влияющие на их обогатимость // Технологическая минералогия природных и техногенных месторождений. Сб. статей IX семинара по технологической минералогии. Петрозаводск: Карельский научный центр РАН, 2015. – С. 57-61.
14. Каменева Ю.С. и др. Изучение обогатимости лопаритовых шламов методом флотации // ГИАБ. 2017. – № 5. – С. 292–298.
15. Кыджы М.В. и др. Оценка возможности получения ильменитового концентрата из руд Пудожгорского месторождения //XII семинара «Минералого-технологическая оценка новых видов минерального сырья», Петрозаводск, КарНЦ РАН. 2019. – С. 16-17.
16. Митрофанова Г.В. и др. Флотационное выделение титанитового концентрата из апатит-нефелин-титанитовых руд аномальных зон Хибинских месторождений // Записки Горного института, 2022. –Т. 256 – №5. – С. 560–566.
17. Максимова В.В. и др. Исследование состава и свойств хвостов обогащения лопаритовых руд текущего производства //Записки Горного института. 2022.– Т. 256 – №5 – С. 642-650.
18. Пирогов Б.И. и др. Особенности вещественного состава титаномагнетитовых руд магматического генезиса, определяющие их обогатимость // Разведка и охрана недр. 2013. – №2. – С. 47-52.
19. Резниченко В.А. и др. Титаномагнетиты. Месторождения, металлургия, химическая технология. – М.: Наука, 1996,. 213 с.
20. Садыхов, Г.Б. Фундаментальные проблемы и перспективы использования титанового сырья в России // Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. – 2020. – Т. 63. – № 3-4. – С. 178-194.
21. Смирнов Л.А. и др. Металлургическая переработка ванадийсодержащих титаномагнетитов. – Челябинск.: Металлургия, 1990. 256 с.
22. Хохуля М.С. и др. Новые технологические решения подготовки и переработки перовскита // Труды Кольского научного центра РАН, 2018. – С. 196–200.

Modern technologies of beneficiation and processing of titanomagnetite ores: problems and their solutions

Anufrieva S.I., Ivanova M.V., Permyakova N.A., Rogozhin A.A.

The basic principles of constructing technologies for enriching titanium-containing ores in Russia was shown. The influence of the material composition of the ore on the choice of the enrichment method and its equipment design was shown.

ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЕ МЕТОДЫ СЕПАРАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В ЦЕНТРОБЕЖНЫХ КОНЦЕНТРАТОРАХ

Сенченко А.Е.

ООО Научно-исследовательский и проектный институт «Технологии обогащения минерального сырья» (Институт ТОМС), г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: Senchenko@tomsmineral.ru

Рассмотрены актуальные технологические вопросы применения центробежных концентраторов на обогатительных фабриках. Предложены новые методы повышения эффективности сепарации золотосодержащего сырья.

В практике обогащения руд широкое распространение получили аппараты центробежного типа, в которых разделение минеральных частиц происходит в поле действия центробежной силы, в десятки и сотни раз превышающей силу тяжести. Это центробежные концентраторы, центробежные отсадочные машины, обогатительные центрифуги др. Сочетание в этих аппаратах силы тяжести и центробежной силы позволило существенно снизить предел крупности разделяемых минералов, повысить эффективность работы и улучшить показатели обогащения.

На мировых фабриках наибольшее распространение получили центробежные концентраторы с периодической и с непрерывной разгрузкой концентрата (Knelson, Falcon). Их используют при обогащении золотосодержащих руд россыпных и коренных месторождений, текущих и лежалых хвостов обогатительных фабрик [1]. Данные аппараты часто устанавливают в отделениях гравитационного обогащения фабрик, перерабатывающих руды цветных металлов, для извлечения попутного золота. На сегодняшний день применение центробежных концентраторов в цикле измельчения стало своего рода промышленным стандартом для большинства современных золотоизвлекательных фабрик.

Несмотря на широкое распространение центробежных концентраторов, ряд технологических вопросов является актуальным и требует рассмотрения:

– импортозамещение и производство в РФ концентраторов высокой производительности (для крупных действующих ЗИФ и новых проектов);

– лабораторное тестирование и интерпретация результатов (тесты GRG);

– моделирование различных схем в циклах измельчения и корректный расчет промышленного уровня извлечения;

– повышение показателей обогащения и усовершенствование конструкции центробежных концентраторов.

На сегодняшний день задача по импортозамещению успешно решена российскими инженерами (компании «СТП», «Гравитек», «Итомак»).

Проведены испытания новых отечественных центробежных концентраторов (аналогов Knelson) на различных предприятиях в РФ, промышленные аппараты активно приобретаются горными компаниями и эксплуатируются. Выпускается практически весь типоразмерный ряд концентраторов, включая концентраторы с диаметром конуса от 30 до 70 дюймов (762–1778 мм) и пропускной производительностью до 1000 тонн в час.

Для крупных обогатительных фабрик (месторождения Олимпиадинское, Наталкинское, Павлик и др.) наличие данных концентраторов на рынке России позволяет поддерживать и расширять действующее производство, а также реализовывать новые масштабные проекты (месторождение Сухой Лог и др.).

Стандартом при исследованиях золотых руд является тест GRG (Gravity

Recoverable Gold), разработанный профессором Андре Лаплантом [2]. Большинство лабораторий в мире выполняют этот тест при исследовании золотых руд.

Результаты данного стадиального теста (3 стадии последовательного измельчения и обогащения) позволяют установить максимальный теоретический предел извлечения золота гравитационным методом. При этом уровень гравитационно извлекаемого золота (GRG) в тесте достигается при достаточно высоком выходе концентрата (~1-1,5 %), который значительно отличается от промышленного выхода (0,05–0,2 %). Фактически данный лабораторный уровень выхода концентрата недостижим в промышленных условиях на центробежных концентраторах с периодической разгрузкой. В связи с этим результаты теста GRG нельзя применять в качестве прямого показателя извлечения золота при расчете схем.

Основная цель теста GRG – оценка гравитационных свойств руды и получение исходных данных для специализированных моделей (AMIRA). Промышленное извлечение обычно составляет определенную долю от уровня GRG (условно 40–80 %) и зависит от используемой схемы обогащения, точки установки концентратора в цикле измельчения, доли обогащаемого потока, производительности по питанию и других характеристик.

В исследовательской практике применяется расширенный тест E-GRG, разработанный компанией Knelson Concentrators, который предусматривает дополнительную оценку уровня извлечения золота по классам крупности.

Результаты данного теста применяются для последующего моделирования в программном комплексе KC Mod Pro и позволяют рассчитать промышленный уровень извлечения золота в зависимости от точки установки центробежного концентратора в схеме и характеристик питания. Тест E-GRG также показывает максимальное теоретическое извлечение золота гравитацией при достаточно высоком выходе концентрата.

Таким образом, результаты тестов GRG и E-GRG нельзя применять в качестве прямого показателя извлечения золота в технологических регламентах, ТЭО, проектах. Требуется выполнение специализированных расчетов и моделирование в программных комплексах.

Существует несколько основных вариантов установки центробежных концентраторов в схемах фабрик (циклах измельчения):

– на разгрузке мельницы (30–100% потока);

– на части песков гидроциклонов (обычно 20–30 % потока);

– на сливе гидроциклонов (100 % потока).

По мнению экспертов свойства каждой руды индивидуальны, тем не менее одним из наиболее рациональных вариантов является установка концентратора на продукте разгрузки мельницы [3, 4].

Институт ТОМС в своей практике применяет ряд специализированных лабораторных методик и укрупненных тестов, позволяющих имитировать циркуляционную нагрузку, долю потока и получать технологические показатели при выходе концентрата близком к промышленному. Также выполняются расчеты различных вариантов схем в разработанном российском программном комплексе «ТОМС-Про» (аналог AMIRA, KC Mod Pro).

Отметим, что конструктивно сложные центробежные сепараторы пока не находят достаточно широкого применения в промышленности. Это касается и центробежных отсадочных машин (Kelsey, ЦОМ), и концентраторов с непрерывной разгрузкой концентратов (KC-CVD), а также различных аппаратов с вибрацией, изменяемой геометрией поверхности, переменной скоростью вращения и т.п. Тем не менее данные направления являются перспективными и научно-практические работы продолжаются.

Учитывая, что наибольшее распространение на фабриках получили центробежные концентраторы с периодической разгрузкой концентрата, повышение показателей обогащения в таких аппаратах является важной практической задачей.

Автором предложена новая математическая модель, описывающая траектории движения минеральных частиц на всех этапах перемещения внутри центробежного сепаратора, начиная от выхода из питающего патрубка и заканчивая распределением в минеральной постели кольцевой ячейки конуса сепаратора. Модель позволила теоретически обосновать возможность и целесообразность нового комбинированного способа подачи флюидизационной воды через наружную стенку рабочего конуса центробежного сепаратора [5, 6].

Теоретические исследования позволили сделать следующие выводы. Твердая фаза при движении в пульпе по внутренней поверхности конуса сепаратора перераспределяется по крупности и весу. Крупные тяжелые фракции заполняют всё пространство около стенки, препятствуя проникновению мелкой фракции (концентрата) в ячейки. Сама ячейка в первую очередь также заполняется крупной фракцией, которую затем приходится разрыхлять подачей флюидизационной воды через отверстия в стенке ячейки, чтобы дать возможность попасть туда тонким тяжелым частицам ценного компонента. Оставшаяся часть минеральных зерен не попадает в ячейки и уносится вместе с потоком пульпы в хвосты (рисунки 1 и 2).

На фотографиях (рисунок 3) видно, что при традиционном режиме подачи флюидизационной воды частицы магнетита и пирита образовали на поверхности минеральной постели слой толщиной от 3 до 6 мм.

Подавляющее количество тяжелых минералов сосредоточено в этом приповерхностном слое, толщина которого составляет 10–20 % от глубины ячейки. Только самые мелкие частицы магнетита в небольшом количестве проникли в глубину минеральной постели (примерно на 2/3 толщины постели).

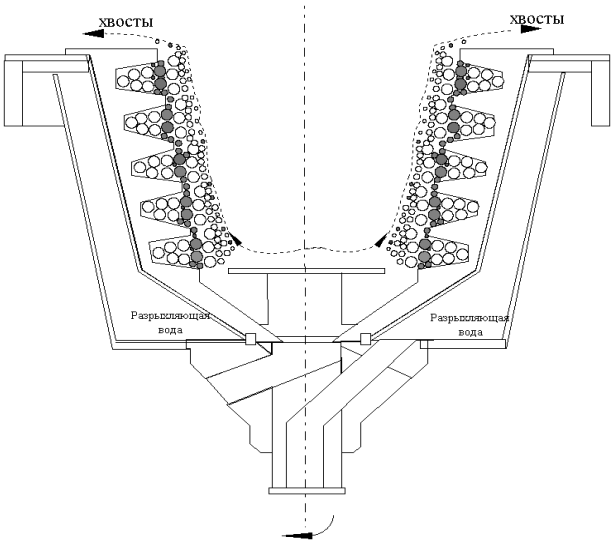


Рисунок 1 - Схема расслоения минеральных частиц в рабочем конусе центробежного сепаратора

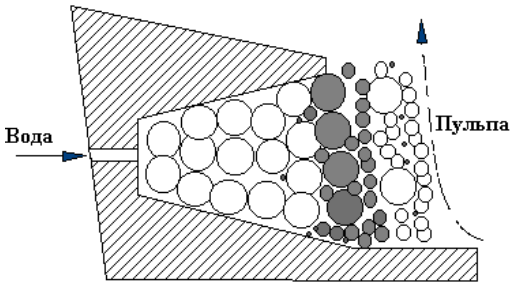


Рисунок 2 - Распределение минеральных частиц в кольцевой ячейке рабочего конуса



Без пульсаций воды (вид сверху ячейки) С пульсациями (вид сверху ячейки)

Рисунок 3 - Формирование концентрата в рабочем конусе центробежного сепаратора (темный материал – тяжелые минералы, светлый материал – легкие минералы)

Добавление пульсирующего потока воды к постоянному флюидизационному потоку изменило вид распределения зерен тяжелых минералов по объему минеральной постели в кольцевой ячейке: магнетит заполнил практически весь объем, проникнув почти до внешней стенки рабочего конуса. Наиболее глубокое проникновение

произошло в зоне расположения отверстий для подачи флюидизационной воды.

Применение комбинированного способа подачи флюидизационной воды увеличивает продолжительность цикла работы сепаратора за счет расширения зоны накопления и удержания зерен ценных компонентов. Активно работающая часть минеральной постели при этом увеличивается с 10–20 % до 70–80 % ее объема. В совокупности это приводит к сокращению выхода гравитационного концентрата и увеличению содержания в нем ценного компонента.

Криогенная обработка азотом и последующая глубокая заморозка материала в ячейках сепаратора позволили визуально оценить изменение процесса сепарации в концентраторе, а видеосъёмка в инфракрасном свете зон сепарации в ячейке подтвердила ранее выявленные эффекты.

Выполненные теоретические и экспериментальные исследования показали, что новый способ разрыхления минеральной постели, заключающийся в комбинации пульсирующего и постоянного потоков флюидизационной воды, повышает эффективность разделения минеральных частиц и позволяет улучшить показатели обогащения руд. Положительное влияние нового способа регулирования работы центробежной сепарации на содержание и извлечение ценного компонента доказано на примере переработки золотосодержащей руды и лежалых хвостов месторождения Бадран. Этот способ может быть использован как для вновь разрабатываемых сепараторов, так и для модернизации уже работающих аппаратов (Knelson и аналоги). С этих позиций выполненная работа является своевременной, важной и актуальной.

Список использованных источников

1. Knelson B. V. The Knelson concentrator metamorphosis from crude beginning to sophisticated world-wide acceptance // Mineral engineering journal, 1992. – P. 93.
2. Laplante A.R. A Standardized Test to Determine Gravity Recoverable // Mc.gill University. – Monreal, 2000.
3. Fullam M. [et al.] Best practices in gravity circuit design and operation // Physical Separation 24, Cape Town, 2024.
4. Grewal I. [et al.] Gravity recovery of gold from within grinding circuits. - P. Eng.
5. Сенченко А.Е. и др. Центробежная сепарация с пульсирующим давлением флюидизационной воды и воздуха // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2023): материалы Международной конференции – М.: Изд-во Спутник, 2023. – С. 326–329.
6. Сенченко, А. Е. Обоснование комбинированного способа подачи воды в центробежный концентратор // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2024. – Т. 30. – № 4. – С. 80–88.

Highly effective methods for separating gold-bearing feed in centrifugal concentrators

Senchenko A.Ye.

Current process issues related to the use of centrifugal concentrators at processing plants are discussed. New effective methods for separating gold-bearing raw materials are proposed.

НАУЧНО-МЕТОДИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ КРИТЕРИЕВ ОЦЕНКИ ОБОГАТИМОСТИ ГЛИНИСТЫХ ПОРОД*

Котова О.Б.[1], Ожогина Е.Г.[2]

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

[2] ФГБУ "Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского", Москва Российская Федерация, *e-mail: ojogina@vims-geo.ru*

Изложено научно-методическое обоснование минералогических критериев обогатимости глинистых пород для оценки их качества и прогноза дальнейшего использования.

Практический интерес к неметаллическим полезным ископаемым постоянно растет в связи с интенсивным развитием ведущих отраслей народного хозяйства (строительной, сельскохозяйственной, пищевой, фармацевтической, косметической и др.) в которых они используются как индивидуально, так и в различных сочетаниях (комбинациях). Особое место занимает глинистое сырье, области применения которого весьма разнообразны. Глинистые породы, пелитовые породы, сформированные более чем на 50 % минеральными зернами и агрегатами размером менее 1 мкм и состоящие более чем на 50 % из глинистых минералов, представлены аргиллитами, глинами и глинистыми сланцами. Именно эти породы представляют практический интерес, поэтому очень важно оценить их качество и прогнозировать тактику дальнейшего использование.

Области применения глинистых пород обуславливают особенности их оценки, что в полной мере определяет востребованность минералогических методов анализа, позволяющих в совокупности с аналитическими данными, получить полноценную информацию о полезном ископаемом, необходимую и достаточную для принятия решений. В этой ситуации возникает потребность в гибких минералогических критериях, имеющих надежное научное обоснование и методическое сопровождение.

Сегодня большинство российских предприятий, занимающихся производством керамических изделий (кирпичей, плитки, огнеупоров и пр.), используют в качестве сырья местные источники. Глинистые породы таких объектов весьма разнообразны по составу, не всегда пригодны для утилизации в природном виде, требуют обогащения. Все это непосредственно сказывается на качестве конечных продуктов – готовых изделий. В этом случае главным минералогическим критерием оценки будет минеральный состав горной породы. При этом значение будут иметь не только породообразующие минералы и их количественное соотношение, но и минералы,

* **Работа выполнена в рамках тем Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН.**

присутствующие в подчиненном и даже в незначительном количестве. Достоверная информация о минеральном составе исходного сырья позволяет прогнозировать фазовый состав керамического изделия, в частности кирпича. Конкретные минералы (кварц, полевой шпат, гидроксиды железа, карбонаты, гипс и пр.) отвечают за его физико-механические показатели (цвет, водопоглащение, морозостойкость, кислотостойкость, огнеупорность и т.д.). Также стоит отметить, что именно минеральный и химический составы исходной горной породы могут способствовать управлению процессами фазообразования и определять необходимые добавки в шихту.

Основным минералогическим критерием оценки пригодности глауконитсодержащих песков, прежде всего, в сельском хозяйстве является морфоструктурный критерий. В первую очередь это гранулярный состав песков, определяющий их технологические свойства и потерю полезных минералов на разных стадиях переработки. Экспериментально установлено, чем больше глауконита сосредоточено в тонких классах, тем выше будет вероятность его потерь при обогащении. Важное значение имеют и морфометрические характеристики глауконита, отвечающие за форму выделения минерала (глобулярную, удлиненную, неправильную и пр.), наличие признаков вторичных изменений, например, коррозионных структур. Выявлено, что измененные зерна преимущественно неправильной формы, имеют обычно переменный состав и отличаются меньшим содержанием железа. В данном случае следует учитывать и текстурный рисунок, связанный, в том числе, с присутствием пор, их размером, характером локализации и пр., который имеет принципиальное значение при оценке сорбционных свойств песков [1]. Сочетание морфоструктурных признаков и минерального состава глауконитсодержащих песков, выявленных и изученных комплексом методов минералогического анализа, позволяют получить максимально полную и объективную информацию, которая может быть использована при оценке их обогатимости.

Интерес к глинистым породам с точки зрения их практической значимости постоянно растет. В «Стратегии развития минерально-сырьевой базы Российской Федерации до 2050 года», утверждённой распоряжением Правительства РФ от 11 июля 2024 года №1838-р, глины **р**ассматриваются как комплексное минеральное сырье, значимое для промышленности России. Глинистые породы достаточно часто являются вмещающими породами руд железа, марганца, алюминия, редких и благородных металлов, следовательно, влияют на процессы переработки этих руд. Отдельно следует отметить, что слоистые алюмосиликаты в различных сочетаниях (ассоциациях) присутствуют непосредственно в рудах и относятся к категории рудообразующих минералов. В этом случае необходимо иметь достоверную информацию об их минералогических особенностях (минеральном составе, содержании минералов, форме выделения глинистых минералов и агрегатов, характере взаимоотношения с

полезными минералами, иногда о реальных составе и строении).

На Европейском Северо-Востоке России основные ресурсы глинистого сырья связаны с тиманскими бокситами. Минеральный состав бокситовой руды и ее особенности обсуждались нами ранее. Показано, что среднетиманские бокситы содержат повышенное содержание РЗЭ, ниобия, фосфора, стронция [2]. При переработке бокситов по схеме Байера такие металлы как Nb, Cr, Sc, РЗЭ и другие уходят в отходы, утилизация которых является крупной проблемой. Показано, что девонский профиль выветривания содержит франколит, крандаллит, сванбергит, диаспор и бертьерин.

В данном случае бокситы могут представлять промышленный интерес как источник металлов, так и каолинитового сырья, которое в том числе может использоваться для получения ценных минералов и функциональных материалов для индустрии. Каолинитовое сырье (бесщелочной тип алюмосиликатного сырья) может рассматриваться в качестве источника получения не только Al_2O_3, но и синтетических цеолитов – сорбентов, обладающих высокой адсорбционной способностью, ионным обменом и каталитической активностью благодаря своей пористой структуре. Высокая дисперсность каолинитовой глины создаёт предпосылки для направленного синтеза цеолитов с заданными характеристиками, т.е. систему –Al–Si–O–Me– можно рассматриваться как прототип катализируемой матрицы для выявления механизма регулирования адсорбции нуклидов (Me) и их минеральных фаз в гетерогенных комплексах – кристаллических алюмосиликатов с уникальной микропористой структурой. Исследования, направленные на разработку эффективных и экономически выгодных методов получения цеолитов из каолинитовых глин способствуют расширению области применения цеолитовых материалов и развитию минерально-сырьевой базы алюмосиликатного сырья. Главной минеральной фазой в каолине является каолинит (более 98 %), также присутствуют диаспор (AlOOH) и рутил, весовое отношение Al_2O_3/SiO_2 составляет 0.852, что очень близко к теоретическому значению для каолинита. Железо, входящее в состав каолина, не формирует самостоятельных фаз и является изоморфной примесью в каолините. Концентрации в исходном каолине примесных элементов – железа и титана – не превышают лимитированных для индустрии значений.

При термической активации каолинита происходит удаление гидроксильных групп, алюмокислородный октаэдрический слой практически полностью трансформируется в алюмокислородный тетраэдрический слой образующейся промежуточной рентгеноаморфной фазы – метакаолинита [3]. Одновременно происходит увеличение весового отношения Al_2O_3/SiO_2, что соответствует требованиям синтеза цеолита определенного типа [4].

Сырье с высоким содержанием каолинита (порядка 98 %), и низким содержанием

(~ 2 %) породообразующих минералов, в том числе слоистых алюмосиликатов (иллит, смектит, кварц, полевой шпат, оксиды и гидроксиды железа и титана) определяет его перспективность при производстве огнеупоров и тугоплавких материалов с заданными физико-механическими свойствами. Экспериментальное исследование фазовых трансформаций каолинита при термической обработке в интервале температур 670-1470 К показало возможность синтеза муллитового нанокомпозита. Муллитовая фаза фиксируется при температуре 1470 К с появлением кристобалита. Образование кристобалита происходит из-за избытка несвязанного кремнезема (в муллите Al/Si = 3, тогда, как в исходном каолините Al/Si = 2).

Для сравнения концентрация слоистых алюмосиликатов в глинистой фракции нижнетриасовых глин южной части Республики Коми: смектит 43-97 %, слюда 7-36 %, хлорит 2-29 %, каолинит до 57 %. Высокое содержание смектита предполагает возможность использования нижнетриасовых глин в буровом деле и/или в **п**роизводстве строительных материалов (кирпич и керамзитовый гравий). Экспериментально установлена возможность повышения качества этих изделий путём введения в сырьё правильно подобранных добавок в нужном количестве [5].

В заключении следует отметить, что минералогические особенности глинистых пород (минеральный, морфоструктурный составы, в том числе высокой дисперсности, реальный состав минералов и их кристаллохимические особенности) могут рассматриваться в качестве минералогических критериев, позволяющие не только определять перспективы использования этого вида сырья в народном хозяйстве страны в целом, но и решать конкретные задачи, в том числе, связанные с обогащением (при необходимости) или получением новых материалов и/или минералов, востребованных сегодня промышленностью. При этом, выявленные и используемые минералогические оценочные критерии обязательно должны быть методически и метрологически обоснованными.

Список использованных источников

1. Левченко Е.Н., Тигунов Л.П. Глауконит России: состояние, перспективы освоения и развития минерально-сырьевой базы // Минеральное сырье. Сер. геолого-экономическая. № 32. М.: ВИМС. 2011. 65с.
2. Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Размыслов И.Н. Нетрадиционные формы нахождения критических металлов в комплексных рудах и пути развития методов их идентификации // Обогащение руд, 4, 2025, с. 37-43.
3. Kotova O.B. [et al.] Mullite production: phase transformations of kaolinite, thermodynamics of the process // Journal of Mining Institute. 2022. V. 254. P. 129-135.
4. Понарядов А.В. и др. Каолинитовые глины как перспективное сырье для получения цеолитовых материалов // Вестник геонаук. 2025. 11 (371). С. 42-46.
5. Хлыбов В.В. Глины, глинистые минералы южного региона Республики Коми и их прикладное значение. Екатеринбург: УрО РАН, 2003.

Scientific and methodological justification of mineralogical criteria for assessing the beneficiency of clay rocks

Kotova O.B., Ozhogina E.G.

The scientific and methodological substantiation of mineralogical criteria for the enrichment of clay rocks for assessing their quality and predicting further use is presented.

ОСНОВЫ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКИ СБАЛАНСИРОВАННЫХ ГЕОТЕХНОЛОГИЙ СОВМЕСТНОГО ОСВОЕНИЯ РУДНЫХ И УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Гончар Н.В.

АО «Русская медная компания», г. Екатеринбург, Российская Федерация
e-mail: Gonchar_Nataliya@rcc-group.ru

В условиях истощения богатых рудных месторождений и ужесточения экологических требований традиционная линейная модель недропользования «добыча → отходы → складирование» утрачивает экологическую устойчивость. Этим обосновывается необходимость перехода к экологически сбалансированным геотехнологиям, в том числе при совместном освоении рудных и угольных месторождений, основанным на принципе динамического равенства или превосходства компенсационного эффекта над антропогенной нагрузкой. Предложен методологический аппарат многокритериальной количественной оценки экологической безопасности, интегрирующий природные, технологические и социально-экономические факторы на всех стадиях жизненного цикла. Практическая верификация методики выполнена на примере создания объединенной горнотехнической системы «Томинский ГОК – Коркинский разрез», где хвосты обогащения медных руд используются для ликвидации угольного разреза.

Современный этап развития минерально-сырьевого комплекса характеризуется структурной трансформацией, обусловленной постепенным истощением легкодоступных запасов полезных ископаемых и усложнением минерально-сырьевой базы. Для обеспечения экономической эффективности недропользователи вынуждены многократно увеличивать объёмы добычи и переработки горной массы, что сопровождается неизбежным возрастанием нагрузки на окружающую среду.

Особенно остро эта проблема стоит в медной горнодобывающей промышленности, где происходит переход от разработки богатых медно-колчеданных месторождений к освоению бедных медно-порфировых руд, что приводит к кратному увеличению образования вскрышных пород и хвостов обогащения.

Также в угольной промышленности, в свою очередь, масштабная открытая добыча формирует гигантские выработанные пространства, которые после отработки становятся источниками эндогенных пожаров, оползневых деформаций и загрязнения гидрогеологической среды.

Традиционная модель «добыча → отходы → складирование» для каждого из этих типов сырья в отдельности создает кумулятивный негативный эффект. В связи с этим формируется объективная необходимость перехода к принципиально новой парадигме – **экологически сбалансированному совместному освоению рудных и угольных месторождений**. Такой подход позволяет рассматривать отходы одного производства (например, хвосты обогащения медных руд) не как негативный фактор, а как ценный техногенный георесурс для компенсации экологического ущерба другого производства (например, для закладки выработанного пространства угольного разреза).

Фундаментом предлагаемого подхода выступает переосмысление традиционного понимания горнотехнической системы. Экологически сбалансированная горнотехническая система (ЭС ГТС) совместного освоения включает не только природные элементы (участки недр), но и техногенные объекты, возникающие в результате строительства и эксплуатации предприятий, рассматриваемые во взаимодействии с геологическими элементами, почвами, водными источниками, атмосферой, биотой и социумом.

Ключевым парадигматическим сдвигом является переход от восприятия техногенных образований исключительно как источника негативного воздействия к их рассмотрению как ресурсной базы для обеспечения циркулярного функционирования. Интеграция техногенных георесурсов в традиционные технологические схемы позволяет реализовать комбинированные открыто-закрытые горнотехнические схемы, обеспечивающие значительное снижение антропогенной нагрузки.

Основными принципами экологически сбалансированного освоения недр являются:

– целевая направленность – все меры подчинены задаче обеспечения, сохранения или восстановления экологического баланса на каждой стадии жизненного цикла освоения месторождения;

– комплексность – экологический баланс при освоении месторождения обеспечивается при интеграции природных, технологических и социально-экономических факторов;

– замкнутость использования георесурсов – на каждом этапе жизненного цикла предусматривается максимальное вовлечение техногенных георесурсов в производственный цикл и минимизация отходов через их многократное циркулярное использование;

– опережающее восстановление – компенсация негативного воздействия происходит не после завершения работ, а в процессе освоения месторождения.

Функционирование ЭС ГТС невозможно без внедрения сквозной методологии управления жизненным циклом проекта. В отличие от традиционной парадигмы, предлагаемая методология реализует циклический процессно-управляющий контур:

«проектирование (прогнозирование) → реализация и эксплуатация → контроль и анализ → корректирующие действия».

Для выбора наиболее оптимальных проектных решений предлагается использовать оценку экологической сбалансированности, включающую два этапа.

Этап 1 – оценка экологической безопасности. На данном этапе возможные варианты реализации проекта оцениваются по параметру экологической безопасности (Пэб). Выбирается вариант, обеспечивающий максимальную экологическую безопасность освоения месторождений твердых полезных ископаемых (Пэб → max).

Этап 2 – оценка достижение экологического баланса. Выбранный на первом этапе вариант разработки месторождения анализируется на достаточность компенсационных мероприятий, чтобы обеспечить динамическое равенство или превосходство компенсационных мероприятий (Пк) над антропогенной нагрузкой (Пн) и реализуемость принципа экологической сбалансированности Пк ≥ Пн, где:

– Пн (антропогенная нагрузка) - совокупность всех воздействий от промышленного предприятия (загрязнение атмосферного воздуха и акустическое воздействие, деградацию почв и земельных ресурсов, нарушение геологической среды и геодинамические процессы, образование отходов, техногенные пожары, воздействие на растительный и животный мир и т.д.);

– Пк (компенсационный эффект) - формируется за счёт природоохранных мероприятий (пылеподавление, газоочистка, организация замкнутого водооборота, рекультивация, восстановление почвенного покрова, среды обитания животных, мониторинг), использования техногенных георесурсов (закладка выработанного пространства, утилизация вскрыши), а также социально-экономических мероприятий (создание рабочих мест, налоговые отчисления, финансирование региональной инфраструктуры, поддержка устойчивого развития территорий).

Методика расчёта комплексного показателя обеспечения экологической безопасности (Пэб) интегрирует три группы факторов: природные, технологические и социально-экономические.

Расчёт комплексного показателя обеспечения экологической безопасности (Пэб) осуществляется по формуле:

$$П_{эб} = \left(К_{пр} * П_{пр} + К_{тх} * П_{тх} + К_{сэ} * П_{сэ}\right) \rightarrow max,$$

где: $К_{ПР}$, $К_{ТХ}$, $К_{СЭ}$ – весовые коэффициенты природных, технологических и социально-экономических факторов;

$П_{ПР}$ – показатель учета природных факторов

$$П_{пр} = \sum_{i=1}^{n} ПР_i \rightarrow \boldsymbol{max}$$

$П_{ТХ}$ – показатель учета технологических параметров и характеристик

$$П_{тх} = \sum_{i=1}^{k} ТХ_i \rightarrow \boldsymbol{max}$$

$П_{СЭ}$ – показатель учета социально-экономических параметров

$$П_{сэ} = \sum_{i=1}^{m} СЭ_i \rightarrow \boldsymbol{max}$$

$ПР_i$, $ТХ_i$, $СЭ_i$ – частные показатели внутри группы факторов (природных, технологических и социально-экономических);

n, k, m – количество факторов (природных, технологических и социально-экономических).

Оценка по каждой группе факторов проводится по шкале от 1 до 3 баллов, где 1 соответствует высокому риску/нагрузке или устаревшим решениям, а 3 – минимальному воздействию, хорошей защищённости или применению наилучших доступных технологий (НДТ) с замкнутыми циклами.

Факторы по каждой группе определяется для каждого конкретного проекта и могут, включать, например:

– природные факторы, отражающие степень естественной защищённости объектов окружающей среды (Ппр): атмосферный воздух, поверхностные и подземные воды, земельные ресурсы и почвы, растительный и животный мир, горно-геологические условия.

– технологические факторы (Птх): способ отработки и параметры горных выработок, параметры буровзрывных работ, характеристики горнотранспортной техники, технология переработки и обогащения полезного ископаемого, природоохранные и ресурсосберегающие мероприятия, характеристики образующихся отходов и степень их вовлечения в технологический цикл.

– социально-экономические факторы (Псэ): удаленность от населённых пунктов, плотность населения территории реализации проекта, наличие мест традиционного проживания и ведения хозяйственной деятельности коренных малочисленных народов, продуктивность сельского и лесного хозяйства, необходимость изъятия территории, социальная напряжённость и активность населения, развитие энергетической и транспортной инфраструктуры территории.

Предложенный алгоритм обеспечивает трансформацию разрозненных экспертных оценок в формализованный количественный инструмент, позволяющий сравнивать альтернативы на единой шкале и обосновывать выбор решений, соответствующих стратегии устойчивого развития.

Практическая проверка разработанной методики выполнена при обосновании

проектных решений ликвидации угольного разреза «Коркинский» (Челябинская область) с использованием ресурсов Томинского месторождения медных руд.

Разрез, эксплуатировавшийся с 1934 по 2017 гг., достиг глубины 493 м и объёма выработанного пространства 1,3 млрд м³. После прекращения добычи объект представлял источник серьёзных проблем: эндогенные пожары, оползневые деформации, угрожающие застройке г. Коркино и пос. Роза, сброс карьерных вод в р. Чумляк. В 14-ти км от разреза расположено Томинское месторождение медных руд, отрабатываемое открытым способом с переработкой руды методом флотации. Первоначальными проектными решениями планировалась традиционная схема размещения хвостов обогащения в новом хвостохранилище. Однако в связи с социальной напряженностью вокруг строительства Томинского ГОКа специалистами Уральского государственного горного университета был проведен экологический аудит. Экспертами были выданы рекомендации рассмотреть альтернативные варианты складирования обезвоженных хвостов, в том числе с их транспортированием и закладкой в выработанные пространства, например, для ликвидации Коркинского разреза.

Специалисты Санкт-Петербургского горного университета провели комплексный анализ технических решений, подтвердив их техническую реализуемость и экологическую безопасность. По методике оценки экологической сбалансированности было проведено сравнение четырех альтернативных вариантов ликвидации разреза:

– заполнение вскрышными породами – переэкскавация и перемещение пород из отвала;

– сухая консервация - сохранение водоотлива, непрерывные противопожарные и противооползневые мероприятия;

– естественное затопление - прекращение водоотлива, формирование водоёма за счёт подземных вод и осадков;

– ликвидация закладочным материалом, приготовленным на основе хвостов обогащения медных руд Томинского месторождения.

По результатам расчета показателя экологической безопасности (Пэб) вариант использования закладочного материала из хвостов Томинского месторождения признан приоритетным. Он обеспечивает экологический синергетический эффект:

Исключается строительство нового хвостохранилища и связанное с ним изъятие земель. Ликвидируются эндогенные пожары и повышается устойчивость бортов угольного разреза за счет перекрытия доступа кислорода и создания геохимически стабильной среды. Исключается сброс сточных вод в водные объекты, реализуется принцип замкнутого водооборота.

Кроме этого, оценка выбранного варианта по критерию экологической сбалансированности, подтвердила выполнение условия $Пк \geq Пн$.

По итогам работы было принято решение о создании объединенной горнотехнической системы «Томинский ГОК – Коркинский разрез».

Полученные данные свидетельствуют о том, что интеграция процессов ликвидации угольного разреза и переработки рудного сырья позволяет не просто минимизировать ущерб, а сформировать новую, устойчивую природно-техническую геосистему.

Таким образом, концепция экологически сбалансированного освоения месторождений полезных ископаемых базируется на опережающем внедрении экологосберегающих и компенсационных решений. Главным условием является динамическое равенство или превосходство совокупного компенсационного эффекта над антропогенной нагрузкой.

При проектировании таких систем критически важно выполнять комплексное моделирование на проектно-строительной стадии и отдавать приоритет использованию техногенных георесурсов (хвостов обогащения, вскрышных пород), например, использование хвостов обогащения для ликвидации выработанных пространств. Выбор проектных вариантов должен осуществляться последовательной оценкой показателя экологической безопасности и критерия экологической сбалансированности.

Практическая реализация подхода на примере объединенной системы «Томинский ГОК – Коркинский разрез» подтвердила высокую эффективность методики. Данный вариант позволяет обеспечить экологический баланс и создать условия для долгосрочной экологической реабилитации территории.

Разработанные методики, критерии и инженерные решения могут быть тиражированы для месторождений различных видов полезных ископаемых, обеспечивая методологический фундамент перехода к стратегии природоохранного функционирования недропользования и устойчивого развития горнопромышленных регионов.

Geotechnologies for the Joint Development of Ore and Coal Deposits

Gonchar N.V.

In the context of the depletion of rich ore deposits and the tightening of environmental requirements, the traditional linear model of subsoil use "mining→waste → storage" is losing its environmental sustainability. This substantiates the need for a transition to environmentally balanced geotechnologies, including the joint development of ore and coal deposits, based on the principle of dynamic equality or superiority of the compensatory effect over the anthropogenic load. A methodological apparatus for multi-criteria quantitative assessment of environmental safety is proposed, integrating natural, technological and socio-economic factors at all stages of the life cycle. Practical verification of the methodology is carried out on the example of the creation of the integrated mining system "Tominsky GOK – Korkinsky open-pit mine", where tailings of copper ore enrichment are used to liquidate a coal mine.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ РИСКИ ПРИ ОСВОЕНИИ ТЕХНОГЕННОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Шадрунова И.В.[1], Зелинская Е.В.[2], Орехова Н.Н.[1]

[1] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: shadrunova_@mail.ru, n_orehova@mail.ru*

[2] ФГБОУ ВО Иркутский национальный исследовательский технический университет, г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: zelinskaelena@mail.ru*

Рассмотрены экологические аспекты использования нетрадиционного и техногенного минерального сырья и отходов. Показано, что наряду с решением задачи уменьшения их объемов за счет вовлечения в промышленное использование могут возникать новые экологические риски вследствие дополнительного воздействия на окружающую среду технологических процессов переработки.

Освоение техногенного и нетрадиционного минерального сырья сопровождается уникальными экологическими рисками, которые принципиально отличаются от рисков, возникающих при добыче и обогащении традиционного минерального сырья. Специалисты сталкиваются с новыми вызовами, стремясь минимизировать ущерб от техногенных отходов или уменьшить воздействие на поверхность при добыче нетрадиционного сырья. Среди этих вызовов – глубокое загрязнение подземных вод, техногенная сейсмичность, образование более тонкодисперсной пыли, появление новых видов отходов и накопление токсичных веществ, которые сложнее локализовать и компенсировать по сравнению с традиционными отходами.

При традиционном обогащении и переработке руд основные риски связаны с хвостохранилищами (кислотный дренаж) и процессами пирометаллургии (выбросы SO_2 и тяжёлых металлов), и, хотя технологии для этих случаев в значительной мере отработаны, объёмы отходов остаются огромными. В случае же нетрадиционного сырья, а также при вовлечении в оборот техногенных отходов, картина становится гораздо более сложной и зачастую непредсказуемой.

Техногенное сырьё — это накопленные опасные отходы, при хранении которых активизируются кислый/щелочной дренаж, пылевые выбросы, миграция тяжёлых металлов и радионуклидов; добавляются и организационные проблемы с бесхозными объектами. Современные технологии переработки (например, на Урале) несовершенны: образуются токсичные хвосты, которые складируются и часто становятся ещё опаснее из-за миграции компонентов. Для извлечения ценных компонентов применяют комбинированные схемы «обогащение – гидрометаллургия» (флотация/гравитация + выщелачивание, экстракция, электролиз). Однако такие комбинации создают специфические риски, не сводимые к сумме рисков отдельных этапов: смешение реагентов → трудноочищаемые стоки; гибридные хвосты с высокой

подвижностью металлов и долговременной кислотогенерацией; утечки экстрагентов в воду и почву; совместное хранение кислот, цианидов, растворителей → токсичные газы и пожары; высокоминерализованные отходы; выбросы летучих металлов (Hg, As) и кислотных газов при термовскрытии; повышенная аварийность; неопределённость ответственности за мониторинг гибридных отходов. Эти риски требуют перехода от отраслевого к интегрированному экологическому регулированию всей технологической цепочки. Многообразие видов техногенного сырья делает задачу многоплановой: каждый вид, снижая устойчивость экосистем, требует новых комплексных и высокоэффективных решений.

Нетрадиционное сырьё — высокоминерализованные пластовые рассолы (попутно вскрываются при добыче нефти и газа) – ценно содержанием лития: в водах Сибирской платформы при минерализации 450–600 г/дм³ содержание Li^+ достигает 500 мг/л. Однако рассолы опасны: высокий уровень солей, примеси нефти, углеводородов, органических кислот, тяжёлых металлов. При аварийных изливах, прорывах, а также при штатной добыче, хранении в рапохранилищах и транспортировке есть риск разлива рассолов (особенно под давлением) на почву, что ведёт к катастрофическому засолению.

Для изучения влияния высокоминерализованных пластовых вод на почвенный покров и почвенные микроорганизмы был проведён комплекс исследований физико-химических свойств почвы, включая оценку состава почвенных растворов в почвенном поглощающем комплексе, кислотно-щелочного и окислительно-восстановительного потенциала, состава и количества доступных растениям питательных веществ. Определение влияния рассолов на микроорганизмы проводилось регидратационным методом, методом определения интенсивности почвенного дыхания и при изучении начальных этапов роста микроорганизмов. На одной из скважин, где осуществляется откачка пластового флюида, были отобраны пробы почвы в радиусе 1 и 2 метров от устья скважины в 10 точках. Результаты анализа показали, что тяжелые металлы превышают допустимые показатели в десятки раз. Суммарный показатель загрязнения по первому и второму радиусу находился в пределах $Zc = 125$ - почвы опасной категории загрязнения. Общесанитарный показатель вредности превышен более чем в 10 раз. Уровень плодородия чрезвычайно низкий. Расчёт суммы токсичных солей в радиусе до 10 м классифицировал почву как среднезасолённую: верхние горизонты содержат легкорастворимые соли, препятствующие развитию растений и микроорганизмов. Установлена миграция солей — их концентрация возрастает от первого радиуса ко второму (вымывание и фильтрация грунта).

Важным нетрадиционным источником служат твёрдые отходы металлургии, содержащие ценные компоненты в промышленных концентрациях, но также и опасные вещества. При переработке бокситов в глинозём по способу Байера токсичные примеси

концентрируются в красном шламе: его радиоактивность втрое выше, чем у руды, pH достигает 13 (каустическая сода), что делает отход едким и коррозионным. Шлам содержит высокие уровни хрома, ванадия, никеля, мышьяка, свинца, кадмия, ртути, сурьмы. Частицы около 1 мкм образуют тонкодисперсную пыль. Фильтрат шлама превышает нормативы по алюминию, хлоридам, фторидам, натрию, сульфатам до 6637 раз, по кадмию и ртути — до 272 раз, вызывая многолетнее отравление почв и вод. Ежегодно производится > 130 млн т глинозёма, на каждую тонну – 1–1,5 т шлама; накоплено > 3,5 млрд т. Переработка красного шлама сложна: высокая щёлочность разрушает оборудование, а методы извлечения металлов с использованием новых реагентов и высоких температур создают риски образования ещё более токсичных вторичных отходов.

Аналогичные проблемы — при получении первичного алюминия. Иркутская область — лидер в России по его производству. Ежегодно в РФ образуется более 40 000 тонн глинозёмсодержащих отходов (смет), непригодных для повторного электролиза из-за высоких концентраций железа и кремния. Без очистки их вовлечение снижает технико-экономические показатели (рост энергопотребления, падение качества металла), поэтому отходы складируют либо добавляют в процесс в минимальных количествах. Сырьё содержит не менее 15 загрязнителей, включая тяжёлые металлы, что ведёт к миграции в почву и снижению её качества. Мониторинг в Иркутской области показал в почвах кадмий, ртуть, марганец, железо, алюминий, мышьяк, никель; концентрации свинца и цинка (I класс опасности), меди, хрома и кобальта (II класс опасности) превышают региональный фон в 2 и более раза. Для одного из заводов разработана технология фотометрического обогащения смета, позволяющая вовлечь его в производство, сократить занимаемые площади, снизить миграцию загрязнителей и сэкономить ресурсы. Однако из-за особенностей техногенного сырья обогащение ведётся сухими методами, что создаёт дополнительный риск — выбросы тонкодисперсной пыли с загрязняющими веществами.

Переработка техногенного сырья осложнена его неоднородностью, тонкодисперсностью, вторичными изменениями при хранении, низкой контрастностью свойств, экономической нецелесообразностью и экологическими рисками. В отличие от первичного сырья (дробление, измельчение, гравитация, флотация, магнитная сепарация), техногенные отходы из-за сложных срастаний и первичного обогащения требуют дополнительных агрессивных гидро- и пирометаллургических процессов с токсичными реагентами и высокими температурами. К классической рудоподготовке добавляют обеспыливание, селективную дезинтеграцию, а основными методами разделения становятся сильнопольная магнитная сепарация и воздушная классификация. Например, на Магнитогорском комбинате при переработке железосодержащих шламов

высокоградиентная сепарация позволяет извлекать железо из тонких хвостов, но требует больших энергозатрат, создаёт электромагнитные поля, а высокая запылённость на участках дробления ведёт к профессиональным заболеваниям.

При переработке техногенного сырья ценные компоненты переводят в жидкую фазу выщелачиванием, цианированием, экстракцией. Комбинированные схемы «обогащение – гидрометаллургия» не устраняют, а усугубляют риски: вторичные отходы часто опаснее исходных. Например, слаборастворимые сульфидные формы металлов превращаются в более подвижные токсичные соединения, а токсичные реагенты остаются в отходах надолго. Хвосты цианирования — смесь породы с химикатами. При доизвлечении благородных металлов применяют интенсификацию: физическая активация (УЗ, магнитно-импульсная обработка) повышает дисперсность пыли, а обжиг требует утилизации токсичных газов (SO_2, As_2O_3).

Конкретные примеры из производственной практики наглядно демонстрируют эту закономерность. Лежалый клинкер вельцевания цинковых кеков (Челябинский цинковый завод, «Электроцинк») содержит до 11 % сульфидов железа (пирит, пирротин, троилит). При длительном хранении в отвалах сульфиды окисляются: на начальной стадии генерируются серная кислота и сульфат железа, запускается кислотообразование. Как показали электронно-микроскопические исследования, богатые медью фазы распределены в шпинелевой или мелилитовой матрице в виде включений размером менее 15 мкм, что предопределяет их потенциальную доступность для кислотного выщелачивания. При извлечении клинкера, дроблении, классификации или мокрой магнитной сепарации происходит резкое подкисление пульпы и массированная мобилизация Cu, Zn, Pb, As. Жидкая фаза имеет низкий pH и высокие концентрации железа, цветных металлов и мышьяка. Ионы железа в щелочной среде образуют гидроксидные плёнки на частицах, что наряду с неселективной активацией поверхности катионами цветных металлов резко снижает контрастность флотации. Для удаления плёнок требуется фторсиликат натрия (II класс опасности), а для компенсации потерь собирателя — повышенный расход ксантогената.

Другой пример — обогащение железографитовой пыли. После обогащения основным загрязнителем остаётся железо в форме магнетита (Fe_3O_4) и гематита (Fe_2O_3). Чтобы получить высокочистый графит, эти оксиды железа необходимо растворить, то есть перевести из твёрдого состояния в жидкую фазу с помощью кислотного выщелачивания. Лучший результат (снижение зольности с 22 % до 11,2–12,45 % для концентрата из пыли доменного цеха и доведение до зольности 2% концентрата, полученного из пыли кислородно-конвертерного цеха) был достигнут при использовании смеси серной и плавиковой кислот. Именно на этом этапе химической очистки возникают ключевые экологические угрозы: плавиковая кислота (HF) — это чрезвычайно коррозионная и чрезвычайно ядовитая кислота второго класса опасности;

из соединений железа могут образовываться труднорастворимые фториды (по реакциям $Fe_2O_3 + 6HF \rightarrow 2FeF_3\downarrow + 3H_2O$), а при взаимодействии HF с силикатами (SiO_2) возможно газовыделение, что создаёт дополнительную нагрузку на системы вентиляции.

Двухстадийная термохимическая хлораммонийная переработка техногенных отвальных сульфидных отходов обогащения предполагает перевод золота в раствор за счёт спекания с NH_4Cl и NH_4NO_3 — при нагреве эти соли разлагаются с выделением Cl_2 и NO_x, что создаёт высокую химическую опасность. Далее используется токсичный органический растворитель дихлорэтан (1,2-дихлорэтан) — канцероген 1-го класса опасности. Однако технология эффективна: при оптимальных условиях (спекание со смесью хлорида и нитрата аммония при 200°C в течение 5 часов, массовое соотношение кек: хлорирующая смесь = (2÷2,5):1) извлечение золота достигает 85,8 %, извлечение серебра на первой стадии (спекание с NH_4Cl) достигает 77,7–78,1 %, железо переходит в раствор также практически полностью.

Таким образом, переработка накопленных отходов и освоение нетрадиционного минерального сырья не только не решают экологические проблемы автоматически, но и способствуют формированию новых, зачастую более серьёзных угроз для окружающей среды. Эффективное решение требует перехода от отраслевого мышления к интегрированному экологическому регулированию, основанному на предварительном детальном изучении вещественного состава каждого конкретного техногенного объекта, разработке комбинированных адаптивных технологий, совершенствовании законодательства и введении экономических стимулов для безопасных методов переработки. Необходимы также долговременный мониторинг гибридных отходов и чёткое распределение ответственности за их состояние. Без учёта специфических рисков на этапах технологических разработок и проектирования производственных объектов неизбежно повторение ситуации, когда «решение» одной проблемы порождает несколько новых, ещё более опасных, а суммарная экологическая нагрузка не снижается, а перераспределяется и даже возрастает.

Environmental risks in the development of man-made and non-traditional mineral resources

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

The environmental aspects of using unconventional and man-made mineral resources and waste are examined. It is shown that, while reducing their volumes through industrial use may lead to new environmental risks, they may also arise due to the additional environmental impact of processing processes.

Секция "Современные технологические решения в процессах переработки минерального сырья"

СРАВНЕНИЕ ДЕТЕРМИНИРОВАННОГО И ЭМПИРИЧЕСКОГО МЕТОДОВ МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Федотов К.В., Кононенко Р.В., Попов М.А.
ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация,
e-mail: *fedotov@istu.edu*, *istu_politeh@mail.ru*, *popovma.kvantum@gmail.com*

Рассмотрены два основных подхода к моделированию процессов обогащения полезных ископаемых. Произведено сравнение детерминированного и эмпирического методов моделирования, выделены их преимущества и недостатки, рассмотрена возможность сочетания двух описанных методов.

Современная переработка минерального сырья характеризуется высокой изменчивостью качества руды, многостадийностью технологических схем, а также высокими требованиями к экономической эффективности производства. Учитывая всё это, математическое моделирование становится актуальным и неотъемлемым инструментом проектирования, оптимизации и управления. На данный момент наибольшее распространение получили два основных подхода к моделированию процессов обогащения полезных ископаемых:

• Детерминированный подход – модель строится на физико-химических уравнениях.

•Эмпирический подход – модель строится на статистической аппроксимации экспериментальных данных.

Выбор между двумя этими подходами, зачастую, является нетривиальной задачей, требующей глубокого погружения в специфику конкретного процесса обогащения. В настоящей работе проведен сравнительный анализ этих двух методов, а также рассмотрена возможность их гибридного применения.

Детерминированные модели строятся на фундаментальных законах сохранения массы, энергии, импульса и кинетики химических реакций. Для процессов обогащения классическими примерами служат: модель сжимающегося ядра (выщелачивание), балансные модели узлов схемы, кинетические уравнения флотации первого порядка. Для таких моделей характерна высокая интерпретируемость значений, возможность экстраполяции за пределы экспериментальных данных, воспроизводимость результатов.

К недостаткам такого подхода можно отнести следующие ограничения [1, 2]:

– необходимость изучения точного механизма протекания процесса, что зачастую трудновыполнимо для многопараметрических процессов обогащения и приводит к упрощению модели;

– большие трудозатраты на составление интегро-дифференциальных уравнений, описывающих процесс;

– высокая чувствительность к погрешности исходных параметров;

– вычислительная сложность и потребность в длительной корректировке при изменении исходных параметров.

С учётом всего этого на промышленных фабриках детерминированные модели чаще служат для концептуального анализа, чем для оперативного прогнозирования.

Эмпирические модели строятся исключительно на результатах измерений — лабораторных или промышленных: это могут быть регрессионные зависимости, нейросетевые аппроксиматоры, ансамблевые методы. Такие модели отличаются простотой их построения, высокой адаптивностью к изменчивости сырья, а также не требуют глубокого погружения в физику рассматриваемого процесса, что делает их идеальным инструментом для оперативного управления обогатительным процессом [3]. В качестве основных недостатков данного подхода, можно выделить следующие ограничения:

– невозможность надежной экстраполяции за область обученности;
– необходимость постоянного переобучения при изменении свойств руды;
– потеря связи с физическим смыслом.

Если сравнивать описанные выше методы моделирования по основным критериям, которые обычно предъявляются к моделям, то получится следующая картина:

– точность в пределах экспериментальных данных - эмпирические модели обычно выигрывают, так как они подстраиваются под ту же самую выборку;

– прогностическая способность за пределами данных - безусловно выше у детерминированных моделей, если физика процесса описана верно. Однако при неполноте знания физики экстраполяция становится опасной для обоих методов.

– вычислительные затраты - для стационарных режимов эмпирические модели работают в реальном времени, в то время как детерминированные расчеты одного режима могут занимать часы;

– чувствительность к неопределенности входных параметров (содержание, гранулометрия, расход реагентов). Эмпирические модели улавливают естественную изменчивость, встроенную в обучающие данные; детерминированные – напротив, выдают однозначный ответ при фиксированных входах и требуют отдельного анализа чувствительности, что резко увеличивает объем вычислений.

Проведенное сравнение показывает, что оба метода в отдельности не являются

универсальным решением для всего спектра задач обогащения.

Детерминированный подход обеспечивает физическую непротиворечивость, но оказывается слишком громоздким для оперативного управления.

Эмпирический подход дает быстрый и точный прогноз в пределах обученности, но теряет надежность при выходе за эти рамки.

Сегодня всё большее внимание исследователей привлекает гибридный подход к моделированию процессов обогащения полезных ископаемых. Такой подход позволяет компенсировать недостатки каждого из методов, используя их сильные стороны: детерминированное ядро отвечает за выполнение законов сохранения и экстраполяцию, а эмпирические блоки дообучаются на промышленных данных, улавливая изменчивость сырья и снижая вычислительную нагрузку. В итоге возникает модель, которая одновременно физически интерпретируема, способна к работе в реальном времени и устойчива к неопределенности входных параметров.

Внедрение гибридных моделей на обогатительных фабриках может обеспечить более высокую точность прогнозирования технологических показателей, снижение чувствительности к изменчивости сырья и уменьшение вычислительных затрат по сравнению с «чистыми» детерминированными подходами, а также повысить надежность прогнозов за пределами области обученности по сравнению с чисто эмпирическими моделями.

Таким образом, дальнейшие исследования в области моделирования процессов обогащения полезных ископаемых целесообразно направлять не на поиск «лучшего» из двух методов, а на разработку и адаптацию гибридных подходов, органично сочетающих физические законы с возможностями машинного обучения и статистического анализа данных.

Список использованных источников

1. Wambeke T. [et al.] An Integrated Approach to Simulate and Validate Orebody Realizations with Complex Trends: A Case Study in Heavy Mineral Sands // Math Geosci - 2016 - №48, C. 767-789
2. Amini S.H. [et al.] Application of linear circuit analysis in the evaluation of mineral processing circuit design under uncertainty // Minerals Engineering - 2017 - № 102. – C. 18-29
3. Никитин Р.М. и др. Адаптивная модель технологической схемы обогащения горно-обогатительного предприятия на основе технологии машинного обучения // Обогащение руд - 2024 - №6.

Comparison of deterministic and empirical methods for modeling mineral enrichment processes

Fedotov K.V., Kononenko R.V., Popov M.A.

Two main approaches to modeling mineral enrichment processes are examined. A comparison of deterministic and empirical modeling methods is provided, their advantages and disadvantages are highlighted, and the possibility of combining the two methods is explored.

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА ОСНОВЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ В СХЕМАХ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Горайчук П.К., Ефремова Т.А., Мамонов С.В., Чинова М.И.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: Mamonov_SV@umbr.ru*

Предложена технология обогащения полиметаллической руды, позволяющая за счет введения перед циклами её измельчения и флотации операций грохочения и рентгенорадиометрической сепарации повысить качество цинкового концентрата на 2,29 % за счет снижения в нем массовой доли оксида до 0,9 % при сохранении уровня извлечения цинка в цинковый концентрат.

Полиметаллические руды являются комплексными природными минеральными образованиями, включающими более двух промышленно извлекаемых разновидностей ценных металлов в сульфидные концентраты.

Качество сульфидных концентратов регламентировано Национальными стандартами Российской Федерации. Например, согласно ГОСТ Р 54922-2012 цинковые концентраты марок КЦИ-КЦ-0 должны содержать не менее 40–59 % целевого компонента – цинка, при ограничении следующих примесных элементов и соединений (не более): 0,04 % индия, 5,0-18 % железа, 2–6 % диоксида кремния, 0,9-3,5 % меди, 0,05-0,5 % мышьяка, 0,08 % суммы калия и натрия.

Цинковые концентраты в основном получают методом флотации сульфидных цинковых, медно-цинковых, свинцово-цинковых, медно-свинцово-цинковых руд. Эти руды, кроме минералов-носителей цветных металлов, содержат в себе большое количество породообразующих минералов, а также сульфидов железа. Наличие в рудах породообразующих минералов, в структуре которых присутствует кремний и его оксид – кварц, клинохлор, мусковит, тальк, слюда, минералы группы пироксенов и амфиболов, приводит к извлечению диоксида кремния в цинковые концентраты.

Переработка цинковых концентратов в России в основном осуществляется комплексным металлургическим способом, включающим процессы пиро- и гидрометаллургии. Наличие примесных элементов и соединений в цинковом концентрате вызывает определенные трудности в тех или иных технологических процессах и операциях. Так, наличие диоксида кремния в операции сернокислотного выщелачивания цинкового спека приводит к образованию гелеобразного коллоидного кремнезема, затрудняющего последующие процессы сгущения и фильтрации. В связи с этим, в настоящее время цинковые заводы ужесточают требования к цинковым концентратам по содержанию в них диоксида кремния – содержание SiO_2 в цинковом концентрате снижено до 1 -1,5 % вместо 2 - 6 % по ГОСТ.

Известны способы повышения качества цинковых концентратов и снижения в них

содержания кремнийсодержащих породообразующих минералов:

– подача в операции измельчения, агитации и флотации реагентов-депрессоров: жидкое стекло, карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), клей, крахмал, декстрин, квасцы, плавиковая, молочная и/или таниновая кислоты;
– доизмельчение коллективных концентратов и/или промежуточных продуктов циклов флотации с целью раскрытия сростков кремнийсодержащих породообразующих минералов с сульфидами меди, свинца и цинка;
– обработка пульпы модификатором, затем кондиционирование пульпы азотистым концентратом (САК) нефти при соотношении с бутиловым ксантогенатом калия от 1 : 1 до 2 : 1, ввод вспенивателя и выделение цинковых минералов в пенный продукт [1].

Вышеуказанные способы направлены на «ликвидацию» негативного влияния кремний содержащих минералов уже присутствующих в пульпе. Снизить содержание породообразующих минеральных частиц во флотационной пульпе, повысить качество сульфидных концентратов, повысить эффективность флотационного обогащения полиметаллической руды возможно за счет внедрения в голове технологического процесса информационных технологий, в частности с применением рентгенорадиометрического метода разделения [2]. Так, в работе [3] отмечено, что предварительная рентгенорадиометрическая сепарация медно-никелевых руд позволяет вывести из процесса флотационного обогащения часть породных минералов, и, как следствие, повысить содержание ценных компонентов в полученном концентрате.

В настоящей работе приводится технология, позволяющая решить актуальную задачу повышения качества цинковых концентратов, получаемых при переработке полиметаллических руд на основе внедрения в голове технологического процесса рентгенорадиометрической сепарации. В качестве объекта исследований принята полиметаллическая руда, содержащая в качестве промышленно значимых компонентов – Cu (0,7 %), Pb (2,15 %) и Zn (5 %). Примесный вредный элемент – Si (25,62 %) и его оксид (54,8 %), ассоциированы с такими его минералами-носителями, как кварц, плагиоклаз, клинохлор, мусковит. Разработанная технология включает:

– дробление руды на руднике до крупности -300 мм;
– грохочение руды с выделением сортируемых классов крупности;
– крупнокусковое предварительное обогащение с применением рентгенорадиометрической сепарации (РРС, XRF) руды с выделением концентрата РРС и отвальных хвостов. РРС осуществляется на сепараторе с полупроводниковыми детекторами ионизирующего излучения (SDD), напряжение на рентгеновской трубке на уровне 36 кВ, сила тока трубки – 40 мА;

- I-II стадии измельчения и классификации концентрата предварительного обогащения (РРС) до флотационной крупности 70 % класса -0,071 мм в щелочной среде, создаваемой известью, без присутствия реагентов-депрессоров кремнийсодержащих минералов;
- цикл коллективной сульфидной флотации;
- операция десорбции коллективного сульфидного концентрата и его измельчение до крупности 95 % класса -0,071 мм;
- цикл медно-свинцовой флотации;
- цикл медной флотации;
- операцию агитации хвостов медно-свинцового цикла флотации с медным купоросом для активации задепрессированых цинксодержащих минералов;
- цикл цинк-пиритной флотации;
- цикл цинковой флотации.

При РРС получают отвальные хвосты по содержанию меди (υ_{Cu} = 0,078 %, ε_{Cu} = 2,93 %), свинца (υ_{Pb} = 0,085 %, ε_{Pb} = 1,03 %) и цинка (υ_{Zn}=0,219 %, ε_{Zn}=1,14 %), идентичные флотационным отвальным хвостам, с максимальным извлечением в них кремнийсодержащих породообразующих минералов (78,8 %) и концентрат, направляемый на измельчение и дальнейшее флотационное обогащение.

Таблица – Сводные технологические показатели обогащения полиметаллической руды

Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		Cu	Pb	Zn	SiO2	Cu	Pb	Zn	SiO2
Существующая базовая технология коллективной сульфидной флотации									
Медный концентрат	2,52	22,27	5,38	8,91	1,14	80,17	6,31	4,49	0,05
Свинцовый концентрат	3,58	0,81	47,60	18,70	3,28	4,14	79,26	13,39	0,21
Цинковый концентрат	6,52	0,77	1,34	56,90	2,19	7,17	4,06	74,20	0,26
Отвальные хвосты	87,38	0,068	0,25	0,45	62,39	8,52	10,37	7,92	99,48
Руда	100,00	0,70	2,15	5,00	54,80	100,0	100,0	100,0	100,0
Разработанная технология коллективной сульфидной флотации с вводом предварительного крупнокускового обогащения рентгенорадиометрической сепарацией									
Медный концентрат	2,63	21,37	5,10	9,90	0,94	80,29	6,24	5,21	0,04
Свинцовый концентрат	3,57	0,85	48,10	15,92	1,35	4,33	79,87	11,37	0,09
Цинковый концентрат	6,39	0,74	1,27	59,40	0,90	6,76	3,78	75,91	0,10
Отвальные хвосты, в т.ч.:	87,41	0,07	0,25	0,43	62,55	8,62	10,11	7,51	99,77
Отвальные хвосты флотации	61,38	0,065	0,32	0,52	58,57	5,69	9,08	6,37	65,60
Отвальные хвосты РРС	26,03	0,078	0,085	0,219	71,94	2,93	1,03	1,14	34,17
Руда	100,00	0,70	2,15	5,00	54,80	100,0	100,0	100,0	100,

Результаты сравнительных испытаний существующей базовой технологии коллективной сульфидной флотации и разработанной технологии коллективной сульфидной флотации с вводом предварительного крупнокускового обогащения рентгенорадиометрической сепарацией приведены в таблице.

Таким образом, разработанная технология обогащения полиметаллической руды с введением перед циклами её измельчения и флотации операций грохочения и рентгенорадиометрической сепарации позволяет вывести в крупнокусковые отвальные хвосты по содержанию меди, свинца и цинка идентичные отвальным флотационным, кремнийсодержащие породообразующие минералы и, как следствие, повысить качество цинкового концентрата за счет снижения в нем массовой доли оксида до 0,9 %, повышения массовой доли цинка на 2,29 % при сохранении уровня извлечения цинка в цинковый концентрат, а также сократить номенклатуру применяемых реагентов за счет вывода из процесса депрессора пустой породы, снизить затраты на измельчение и дальнейшее глубокое обогащение за счет уменьшения объема перерабатываемой руды.

Список использованных источников

1. Патент 1610647 RU: Способ флотации сульфидных цинксодержащих руд / Кузина З.П. и др.; заявитель ИХиХТ СО АН СССР, ИХН СО АН СССР, ВНИ горно-металлургический институт цветных металлов; опуб. 27.02.1999.
2. Цыпин Е.Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2021. – 282 с.
3. Патент 2212946 US: Способ рентгенорадиометрической сепарации сульфидных медно-никелевых руд / Мазуркевич П.А. и др.; заявитель и патентообладатель ИНТЕГРА ГРУПП, ЛЛС; опуб. 27.09.2003, Бюл. № 27.

Improving the quality of sulphide concentrates based on information technology in polymetallic ore processing schemes

Goraichuk P.K., Efremova T.A., Mamonov S.V., Chinova M.I.

A technology for enriching polymetallic ore is presented, which allows, by introducing screening and X-ray radiometric separation operations before the grinding and flotation cycles, to increase the quality of the zinc concentrate by 2.29% by reducing the mass fraction of oxide in it to 0.9% while maintaining the level of zinc extraction into the zinc concentrate.

ПРАКТИКА ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МАШИННОГО ОБУЧЕНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Никитин Р.М.[1], Смирнов А.А.[2], Опалев А.С.[1], Пильгаев С.В.[1,3]

[1] Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: r.nikitin@ksc.ru*
[2] АО «Карельский окатыш», г, Костомукша, Российская Федерация
[3] Полярный геофизический институт РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

Рассмотрена практика разработки и эксплуатации в условиях производства железорудного концентрата программного обеспечения на основе технологий машинного обучения, предназначенного для управления батареей магнитно-гравитационных сепараторов обогатительной секцией Цеха обогащения АО «Карельский окатыш».

Создание автоматической системы прогнозирования и управления обогатительным производством в реальном времени необходимо для прогнозирования, управления и контроля параметров оборудования, технологических показателей продуктов и генерации управляющего воздействия на исполнительные механизмы..

Целью работы является разработка программного обеспечения (ПО) на основе технологий машинного обучения для интеграции в систему управления процессом магнитно-гравитационной (МГ) сепарации на обогатительной секции Цеха обогащения АО «Карельский окатыш». Решалась задача использования ПО в информационной системе производства.

В условиях производства МГ сепарация предназначена для разделения тонкоизмельченных сильномагнитных руд с получением тонкозернистого магнитного продукта, и грубозернистой фракции, содержащей немагнитные частицы и сростки магнитных минералов с породообразующими минералами.

На каждой обогатительной секции Цеха обогащения АО «Карельский окатыш» в финальной стадии обогатительного цикла установлены батареи из четырех МГ сепараторов.

Разработанное ПО – базовая программа для создания моделей процессов и технологических схем обогащения полезных ископаемых на основе технологии машинного обучения, нейросеть, инструмент моделирования технологических стационарных процессов, локализованных по виду оборудования или технологической операции.

Условия применения ПО определяются спецификацией датчиков и системой автоматизации, контроля и управления. Входы и выходы ПО после настройки под конкретный процесс соответствуют значениям его входных и выходных параметров. ПО разработано в Горном институте КНЦ РАН, имеет государственную регистрацию.

Адаптивность ПО обеспечивается постоянной последовательной ротацией сетов входных и выходных параметров с частотой, зависящей от частоты обновления базы данных информационной системы предприятия.

ПО способно работать и в режиме прогноза, и в режиме управления. Для этого предусмотрена возможность использования в качестве заданных значений (уставок) либо одного, либо некоторых, либо всех входных параметров обслуживаемого процесса.

В установившемся режиме работы МГ сепаратора основными способами регулировки являются управление скоростью восходящего потока промывной воды и напряженностью магнитного поля внутри сепаратора. Именно от этих параметров в большей мере зависит при работе МГ сепаратора выход слива, содержащего грубозернистую фракцию, содержащую немагнитные частицы и сростки магнитных минералов с породообразующими минералами.

Интеграция ПО в информационную систему управления процессом МГ сепарации осуществляется посредством специально подготовленного блока интерфейса, выполняющего функции: связи действующей SCADA и ПО; отработки сигналов SCADA, содержащих коды ошибок КИП; обработки штатных сигналов датчиков для формирования обучающих наборов данных; передачи в SCADA управляющих воздействий, генерируемых ПО; ввода значений уставок.

Центром информационной системы с интегрированным ПО является SCADA под управлением WinCC (Windows Control Centre - человеко-машинный интерфейс из семейства систем автоматизации Simatic (Siemens AG).

В перечень используемых данных входят общие для всей группы сепараторов данные о плотности песков дешламатора, расходе дополнительной воды в зумпф, плотности питания сепараторов, содержании железа общего в концентрате секции.

От каждого МГ сепаратора используются данные о плотности концентрата, содержании железа в сливе, расходе промывной воды, токе катушек. Управление оказывается на расход промывной воды и ток катушек каждого МГ сепаратора. ПО позволяет отслеживать значения входящих и выходящих параметров обучающих наборов данных, оценку текущего отклонения значений расчетных выходящих параметров, значение параметров в данный момент времени, величину управляющего воздействия.

Обогатительные фабрики, перерабатывающие железные руды, осуществляют поиск технологических решений, позволяющих повысить и стабилизировать качество железосодержащих концентратов. Одним из решений для АО «Карельский окатыш» стало использование МГ сепарации тонкоизмельченных сильномагнитных руд на финальной стадии обогатительного цикла.

Вопрос управления процессом МГ сепарации в условиях непрерывного производства в рамках данной работы решался посредством использования технологии машинного обучения. Конечно, реализация такого подхода возможна только при достаточно высоком уровне автоматизации и компьютеризации на производстве, чему соответствует Цех обогащения АО «Карельский окатыш». Одной из особенностей ПО является то, что оно не требует дистанционного управления и настройки и полностью локализовано на имеющихся у АО «Карельский окатыш» информационных ресурсах.

Practice of using machine learning in iron ore processing

Nikitin R.M., Smirnov A.A., Opalev A.S., Pilgaev S.V.

The article discusses the development and operation of software based on machine learning technologies for adjustment a battery of magneto-gravity separators in the processing section of the "Karelsky Okatysh" JSC processing Plant.

ПРИМЕНЕНИЕ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ КОМПОЗИЦИЙ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СЛАБО И АНОМАЛЬНО ЛЮМИНЕСЦИРУЮЩИХ АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССЕ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ*

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

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: elenachan@mail.ru*

Предложен способ модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабо и аномально люминесцирующих алмазов с применением люминофорсодержащих композиций, позволяющий снизить их потери в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

Важной проблемой при обогащении алмазосодержащих кимберлитов являются потери слабо- и аномально люминесцирующих алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации из-за несоответствия их спектральных характеристик спектральному диапазону регистрации природных алмазов в настройках сепараторов. Снижение потерь слабо- и аномально люминесцирующих алмазов возможно корректировкой (модифицированием) их спектральных характеристик люминофорсодержащими реагентами-модификаторами [1].

Модифицирование спектральных характеристик слабо- и аномально люминесцирующих алмазов заключается в селективном концентрировании на поверхности алмазов реагентов-модификаторов, представляющих собой устойчивую композицию люминофоров, придающих алмазам спектральные характеристики природного алмаза, и органического коллектора [2].

Эффективность модифицирования спектральных характеристик слабо- и аномально люминесцирующих алмазов определяется устойчивостью люминофорсодержащей эмульсии, что прямо зависит от олеофильности поверхности люминофора, и селективностью закрепления реагента-модификатора на поверхности алмазов.

Для повышения олеофильности поверхности люминофоров и, соответственно, устойчивости эмульсии и закрепления люминофорсодержащего модификатора на поверхности алмаза используют реагенты, адсорбция которых способствует снижению свободной энергии минеральной поверхности (например, ксантогенат калия).

Селективность закрепления люминофорсодержащих композиций на алмазах достигается за счет снижения адгезии органической жидкости на поверхности

*Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда, грант №25–17–00009.

минералов кимберлита реагентами-регуляторами и поддержания оптимального соотношения компонентов в составе водной эмульсии реагента-модификатора (люминофоров, органического коллектора, воды, реагента-регулятора).

Исследования проведены на материале проб кимберлитовой породы крупностью от 3 до 5 мм с добавленными слабо и аномально светящимися кристаллами алмазов.

Методика эксперимента заключалась в приготовлении люминофорсодержащей водоорганической эмульсии, обработке эмульсией смеси алмазов и кимберлита, удалении эмульсии и промывке проб, анализе спектрально-кинетических характеристик минералов проб при их активации рентгеновским излучением рентгенолюминесцентной сепарации [3].

Полученные сигналы рентгенолюминесценции модифицированных кристаллов алмазов сравнивали с усредненным сигналом типового природного алмаза. Для оценки отклонения сигналов рентгенолюминесценции использовали нормированную функцию сигнала в диапазоне 0–25 мс.

Спектральные характеристики люминофоров и их сочетаний изучали с использованием УФ–спектрометра HSP-350UV, позволяющего получить параметры спектрального распределения мощности возбуждаемого люминесцентного излучения в видимой области спектра (таблица 1).

Таблица 1 – Спектральные характеристики люминофоров различных классов

№	Марка	Состав	Длина волны максимума спектральной, характеристики, нм	Интегральная длина волны, воспринимаемая спектрометром, нм	Интенсивность свечения, $\mu W/см^2/nm$
1	Э-515-115(220)	ZnS : Cu	515	514	0,118
2	ФК-110	ZnS : Cu	465, 510, 545	510	0,122
3	ФЛ-530	$(Zn_{(2-x)})\ SiO_4:xMn^{2+}$, где $0.12 \leq x \leq 0.40$	526, 544, 575	534	0,109
4	Антрацен	$C_{14}H_{10}$	450, 476, 498, 526	478	0,067

Для экспрессной оценки эффективности и селективности закрепления люминофоров на поверхности алмазов применяли адаптированный к условиям анализа алмазосодержащих продуктов метод визиометрического анализа изображений кристаллов алмаза и зерен минералов кимберлита.

Этот метод позволяет фиксировать площадь участков с цветовыми характеристиками закрепившихся люминофоров и определять их долю относительно суммы площадей всех участков изображения, т.е. степень покрытия люминофором минеральной поверхности (рисунок 1).

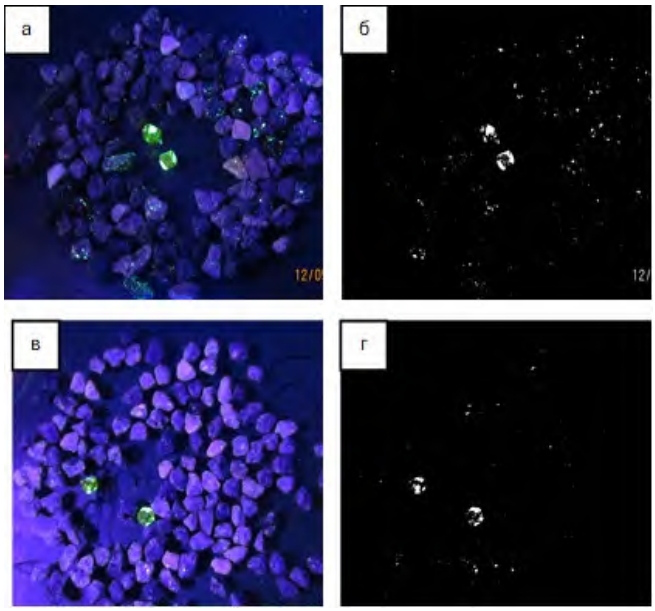


Рисунок 1 - Изображение алмазо-кимберлитового продукта с закрепившимися люминофорами в УФ освещении (а, в) и результаты визиометрического анализа изображения по длине волны 254 нм (б, г):
а, б – неселективное закрепление (без применения реагентов-регуляторов); в, г – селективное, с применением добавок оксиэтилендифосфоновой кислоты

Изменение олеофильности неорганических люминофоров оценивали с использованием адаптированной экстракционной методики определения гидрофобных взаимодействий в системе жидкое-жидкое-твердое (органический коллектор – вода – минерал), что позволило количественно оценить распределение частиц неорганического люминофора между органической и водной фазами водоорганической эмульсии [3].

Анализ результатов исследований показал, что полное извлечение обработанных модификаторами алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации достигается при степени покрытия поверхности алмазов люминофором не менее 15 (рисунок 2, кривая 1). При закреплении люминофора на поверхности минералов кимберлита и степени покрытия более 3 % наблюдается увеличение выхода кимберлита в концентрат (рисунок 2, кривая 2).

Область рациональных режимов определяется условиями селективного закрепления люминофоров на алмазах, обеспечивающими степень покрытия поверхности алмазов люминофором не менее 15 % и полному их извлечению в концентрат, а также степень покрытия люминофором поверхности минералов кимберлита не более 3 %, при которой кимберлит начинает извлекаться в концентрат.

В дальнейшем, при выборе наилучшего режима разделения был использован комбинированный критерий контрастности закрепления люминофоров на алмазах и кимберлите в установленных граничных условиях.

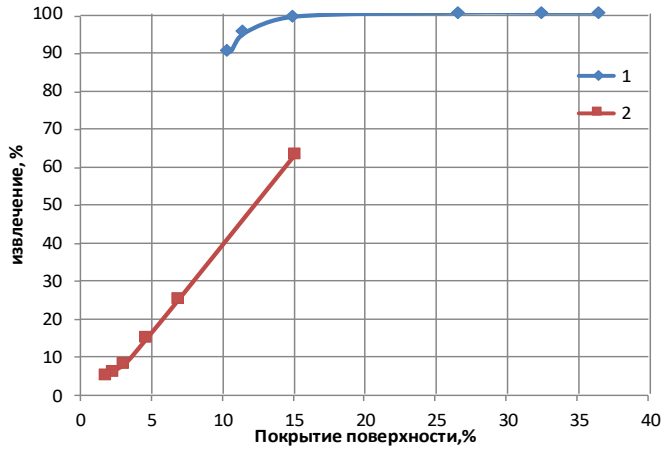


Рисунок 2 – Зависимость извлечения алмазов и минералов кимберлита в процессе рентгенолюминесцентной сепарации от степени покрытия поверхности люминофорами:
1 – извлечение алмазов; 2 – извлечение кимберлита

В данной работе селективность закрепления рассчитывали по разности отношения степени покрытия алмазов люминофором в эксперименте (СЛА) к граничной степени покрытия (15 %), при их полном извлечении в концентрат, и отношения степени покрытия поверхности минералов кимберлита люминофором в эксперименте (СЛК) к граничной степени покрытия (3 %): $СЗЛ_{АК} = (СЛА)/15 - (С_{ЛК})/3$.

Экспериментально установлена возможность достижения требуемой селективности закрепления люминофорсодержащих реагентов-модификаторов на поверхности аномально люминесцирующих алмазов, по сравнению с поверхностью минералов кимберлита, за счет снижения адгезии модификатора на их поверхности в присутствии реагентов-регуляторов (оксиэтилендифосфоновой кислоты, гексаметафосфата, метасиликата и полифосфатов натрия) (таблица 2).

Таблица 2 – Влияние реагентов–регуляторов на селективность закрепления (селективность покрытия) люминофоров на поверхности алмазов и минералов кимберлита

№	Реагент	Степень покрытия люминофором поверхности				Селективность покрытия люминофором поверхности алмазов и минералов кимберлита, СЗЛАК	
		алмаза, СЛА, %		минералов кимберлита, СЛК,%			
		При концентрации реагента, г/л					
		0	1,5	0	1,5	0	1,5
1	Триполифосфат	38	21,8	7,5	1,5	0,033	0,95
2	Гексаметафосфат	39,3	23,5	7	1,6	0,29	1,03
3	ОЭДФ	38,3	25,5	7,1	1,9	0,19	1,07
4	Кукурузный крахмал	38,0	20,4	6,9	2,2	0,23	0,63
5	КМЦ	37,4	18,5	6,7	1,8	0,26	0,63
6	Сульфонол	37,8	19,5	7,1	1,8	0,15	0,70
7	Метасиликат натрия	39,4	22,5	7,9	2,1	-0,01	0,80
8	Лигносульфонат	38,9	20,3	7,6	2,2	0,06	0,62

Для повышения устойчивости люминофорсодержащих реагентов-модификаторов и прочности их закрепления на поверхности алмазов, в том числе кристаллов со слабой

или аномальной люминесценцией, предложено для гидрофобизации поверхности люминофоров применить обработку в растворах бутилового ксантогената калия при концентрации от 10^{-3} до 5×10^{-3} моль/л как реагента- гидрофобизатора (таблицы 3, 4).

Таблица 3 – Влияние гидрофобизации люминофора ФЛ-530 бутиловым ксантогенатом калия на его экстракцию в органическую фазу эмульсии

№	Реагенты	$[ButX^-]$, г/л	$[ButX^-]$, моль/л	Экстракция в органическую фазу, %	Выход в водную фазу, %
1	Без реагентов	-	-	87,3	12,7
2	KButX	0,019	10^{-4}	88,9	11,1
3		0,094	5×10^{-4}	93,8	6,2
4		0,188	10^{-3}	96,5	3,5
5		0,94	5×10^{-3}	97,5	2,5
6		1,88	10^{-2}	98,5	1,5

Таблица 4 – Влияние предварительной гидрофобизации люминофора Э-515-115 бутиловым ксантогенатом калия на его экстракцию в органическую фазу эмульсии

№	Последовательность обработки	$[ButX^-]$, г/л	$[ButX^-]$, моль/л	$[Cu^{2+}]$, г/л	$[Cu^{2+}]$, моль/л	Экстракция в органическую фазу, %	Выход в водную фазу, %
1	Без реагентов	-	-	-	-	94,5	5,5
2	$CuSO_4$ / KButX	0,019	10^{-4}	0,00063	10^{-5}	99,0	1,0
3		0,097	5×10^{-4}	0,0063	10^{-4}	99,5	0,5
4		0,188	10^{-3}	0,063	10^{-3}	99,8	0,2

Эффективность модифицирования спектрально-кинетических характеристик кристаллов алмаза оценивали на рентгенолюминесцентном сепараторе «Полюс–М» ЗАО "Буревестник".

Сигнал рентгеновской люминесценции алмазов и минералов диагностировали по амплитуде медленной и быстрой компонент сигнала (АМК, АБК), постоянной времени затухания сигнала (τз), нормированной корреляционной функции – свертке сигнала (Sv); отношению компонент амплитуд сигнала (КА).

Критерий «отношение компонент» КА рассчитывали по формуле [3]:

$$K_A = \frac{A_{БК} + A_{МК} - A_В}{A_{МК}},$$

где $A_В$ — амплитуда сигнала рентгенолюминесценции воздуха.

Результаты испытаний, проведенных на сепараторе «Полюс – М», показали высокую эффективность реагентов модификаторов и режимов обработки алмазо-кимберлитовых продуктов, обеспечивших повышение извлечения слабо и аномально светящихся алмазов в концентрат рентгенолюминесцентной сепарации на 40–75% (таблица 5).

Таблица 5 – Результаты испытаний реагентов-модификаторов на основе люминофоров ФЛ-530 и Э-515-115 при обогащении алмазосодержащих кимберлитовых продуктов на рентгенолюминесцентном сепараторе «Полюс – М»

№	Состав композиции	Минерал*	Sv	τз. мс	АМК, мВ	АБК–Ав*, мВ	АК	Извлечение, %
1	Без использования люминофоров	Алмаз (сл)	0,15	4,3	120	564	5,7	40
		Алмаз (ан)	-	0,1	Не изм*.	1022	≥50	20
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,75
2	ФЛ- 530-Г3+ антрацен + ДТФ (МЛА-2)	Алмаз (сл)	0,22	1,6	329	1216	4,7	80
		Алмаз (ан)	0,17	0,6	275	1469	6,3	90
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,9
3	Э-515-115-Г5 + ТГКК+ ДТФ (МЛА-3)	Алмаз (сл)	0,26	2,3	258	1105	5,0	95
		Алмаз (ан)	0,18	0,5	168	1465	9,9	90
		Кимберлит	-	-	Не изм.	Менее 50	-	0,5
4	Условия селективного режима РЛС	Алмаз	0,1-1	0,1-10	Более 100	-	0,2-12	Извл

*(сл, ан) — слабо и аномально люминесцирующие алмазы соответственно, $А_В$ - амплитуда быстрой компоненты сигнала рентгенолюминесценции воздуха (фон); не изм. – не измеряется.

Таким образом, результаты проведенных исследований показали, что обработка алмазо-кимберлитовых продуктов люминофорсодержащими реагентами-модификаторами на основе сульфида и ортосиликата цинка (Э-515-115, ФЛ-530) и антрацена позволяет снизить потери слабо и аномально люминесцирующих алмазов процессе рентгенолюминесцентной сепарации за счет приближения значений их спектрально-кинетических характеристик к аналогичным характеристикам природных алмазов.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. и др. Обоснование состава люминофорсодержащей композиции для модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов в схемах рентгенолюминесцентной сепарации // Обогащение руд. -2021. №4.
2. Morozov V.V. [et al..] Stimulating Modification of Spectral and Kinetic Characteristics of Diamonds by Hydrophobization of Luminophores // Journal of Mining Science, 57 (5) 821-833.
3. Морозов В.В., Чантурия В.А. и др. Выбор органических коллекторов в составе люминофорсодержащих реагентов-модификаторов спектрально-кинетических характеристик алмазов //ФТПРПИ. – 2023. -№4. -С. 122–133.

Applying luminofor-containing composition to enhance the recovery of weakly and anomalously luminescent dimonds in the process of X-RAY luminescence separation

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

A modification way is proposed for modifying the spectral-kinetic characteristics of weakly and anomalously luminescent diamonds using luminophore-containing compositions, which allows for a reduction in their losses during X-ray luminescence separation.

НЕКОНДИЦИОННАЯ МАРГАНЦЕВАЯ РУДА КАК СЫРЬЁ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ФЕРРОСПЛАВОВ И КЕРАМИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ

Павлов М.В.[1], Жижаев А.М.[2]

[1] ФГБУН Институт космических технологий ФИЦ КНЦ СО РАН,
г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: dep2@ist.krasn.ru*
[2] ФГБУН Институт химии и химической технологии СО РАН,
г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: zhyzhaev@mail.ru*

В работе показана возможность получения керамических материалов различного назначения, помимо сплавов модификаторов, из стабилизированного некондиционного сырья. Использован метод восстановительного плавления руды и разделения расплава на металлическую и силикатную части.

Российские марганцевые руды характеризуются, в основном, низким содержанием марганца и высоким – фосфора. В работе показана возможность переработки таких руд после восстановительного плавления с дополнительной подшихтовкой расплава. Подшихтовка позволяет стабилизировать расплав по химическому составу с целью получения не только марганцевых ферросплавов, но и пористых керамических материалов различного назначения.

Комплексное использование высокофосфористых руд бедных по марганцу с полным использованием силикатной составляющей является актуальной задачей и позволит повысить экологическую безопасность производства [1-4]. При промышленном использовании таких экологически безопасных технологий возрастает эффективность добычи, глубина переработки стратегических и дефицитных видов полезных ископаемых, резко снижается нагрузка на окружающую среду.

Целью исследования является стабилизация химического состава карбонатных марганецсодержащих руд Богословского рудника северного Урала в процессе восстановительного плавления за счет незначительной подшихтовки оксидом кальция до соотношения, находящегося в интервале значений 1,5-2. Данная операция позволяет получать пеносиликат, являющийся сырьём для синтеза керамических материалов различного состава.

Для исследования были использованы карбонатные руды Богословского рудника Северного Урала. Руды, в основном, мелкодисперсные, труднообогатимые с малым содержанием марганца. Были рассчитаны составы опытных шихт и на индукционном комплексе КИТ-25 проведен ряд опытных восстановительных плавок на усредненной пробе, химический состав которой приведен в таблица 1. Химический состав исходной руды определяли методом рентгено-флуоресцентного анализа на спектрометре S2 RANGER (Bruker). В качестве восстановителя использовался бурый уголь КАТЭКа с размером зёрен 0-10 мм.

Таблица - Химический состав марганецсодержащей руды, масс. %

MgO	Al_2O_3	SiO_2	P_2O_5	SO_3	K_2O	CaO	TiO_2	MnO	Fe_2O_3
3,07	9,93	42,1	1,06	2,0	4,92	9,11	1,85	7,05	18,87

Количество бурого угля рассчитывали из необходимого стехиометрического соотношения для восстановления оксидов железа и марганца. Плавление осуществляли в индукционной печи Приготовленную шихту помещали в графитовый тигель и нагревали до полного расплавления в течении 105 минут. Затем сливали первую пробу восстановленного металла и продолжали процесс плавления с отбором проб на анализ. Пробу для химического анализа отбирали в количестве 4 г расплава, измельчали на вибрационной дисковой мельнице HERZOG HSM 100 H до крупности 30 мкм, тщательно перемешивали в фарфоровой ступке с порошком борной кислоты в таком же количестве, после чего на гидравлическом прессе HERZOG HTP 40 формовали образцы диаметром 40 мм при усилии прессования 100 кН.

Исследования полученных образцов проводили на оборудовании Красноярского регионального центра коллективного пользования ФИЦ КНЦ СО РАН.

Кривые восстановительного плавления высокофосфористой карбонатной марганцевой руды показаны на рисунках 1 и 2.

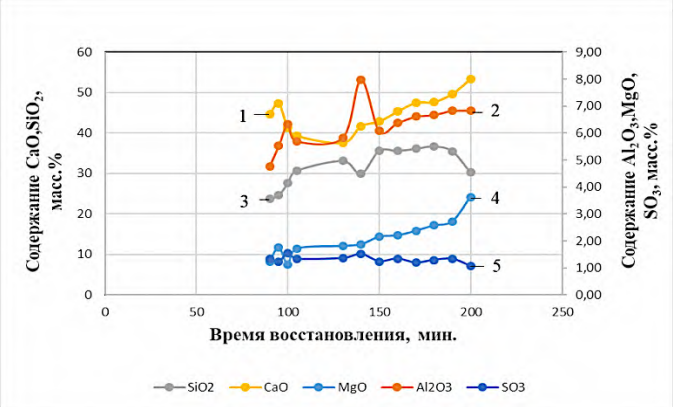


Рисунок 1 - Кривые изменения состава силикатной части расплава в процессе плавки

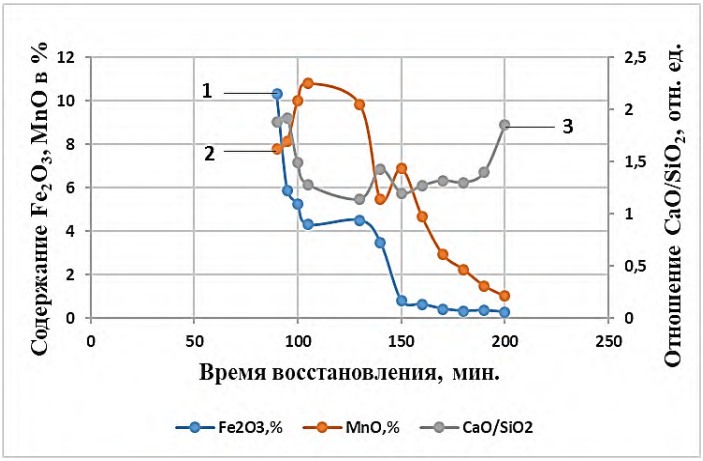


Рисунок 2 - Кривые восстановительного плавления силикатной части расплава (содержание тяжелых металлов)

Максимум кривой содержания оксида алюминия, по всей вероятности, обусловлен резким уменьшением концентрации оксидов марганца и железа, что подтверждают кривые 1 и 2 (рисунок 2). Минимум кривой содержания оксида кремния коррелирует с максимумом кривой основности расплава. Рост значений на кривых оксида магния и кальция после 150 мин. выдержки расплава также коррелируют между собой на этом участке плавления. Содержание серы при проведении процесса уменьшается. Экстремальные значения концентраций алюмосиликатов (рисунок 1) в начале первого этапа восстановительного плавления обусловлены резким уменьшением содержания железа (рисунок 2, кривая 1) и, соответственно, резким падением основности расплава (рисунок 2, кривая 3).

После практически полного восстановления оксида железа, силикатная часть расплава вырабатывалась в воду с получением лёгкого вспененного материала – пеносиликата (таблица 2).

Таблица 2 – Химический состав вспененного силикатного материала, масс. %

MgO	Al_2O_3	SiO_2	SO_3	CaO	MnO
4,5	6,83	31,3	1,07	55,3	1,00

Общий вид и структура полученного материала показаны на рисунках 3 и 4.

Общая насыпная плотность вспененного материала составляет 100 кг/м^3. Из рисунка 3 видно, что некоторые стеклянные плёнки, закрывающие поры разрушились в процессе их образования при охлаждении расплава водой.



Рисунок 3 - Фотография вспененного материала

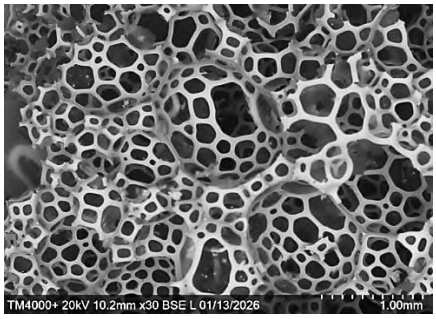


Рисунок 4 - СЭМ изображение структуры пеносиликата

В структуре образца наблюдаются поры, в основном, открытого типа разных размеров. Полученный пеносиликат использовали в качестве сырья для спекания образцов керамических материалов.

Пеносиликат измельчали на дисковом истирателе до крупности 30 мкм, тщательно перемешивали в фарфоровой ступке с водой в количестве 5 % от массы шихты, после чего на гидравлическом прессе HERZOG HTP 40 формовали образцы. при усилии прессования 5 кН. Сушка образцов осуществлялась в процессе обжига. Обжиг проводили в соответствии с кривой DSK (рисунок 5) в следующем режиме:

температура обжига 990°С, время подъёма температуры 99 минут, время выдержки при этой температуре 5 минут.

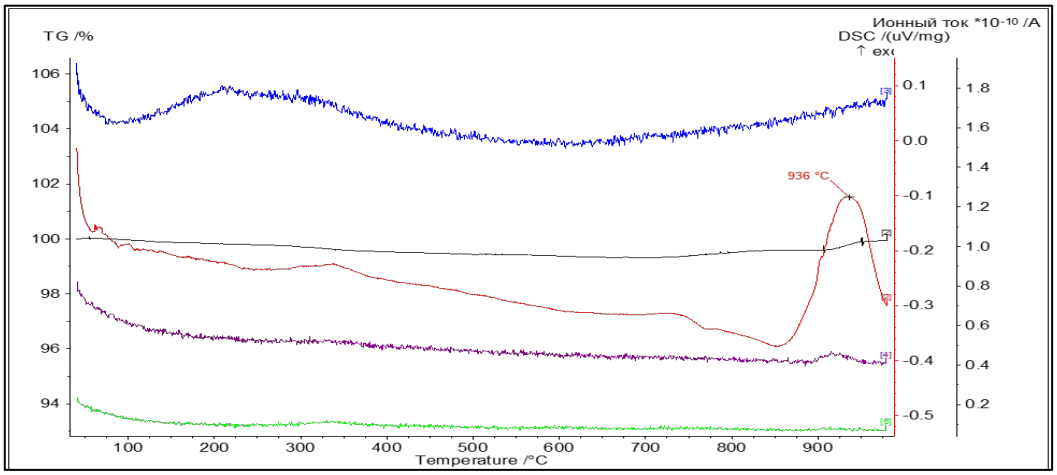


Рисунок 5 - Кривые DSK пеносиликата:
сверху вниз: первая линия – выделение H_2O, вторая линия TG/%, третья линия DSK, линия 4 – выделение m/z=28 (CO, N_2), 5 линия – выделение CO_2

Кривые DSK сняты в динамической атмосфере 20% O2-Ar. Из кривой 3 видно, что переход пеносиликата из аморфного состояния в кристаллическое соответствует температуре 936°С. Процесс кристаллизации сопровождается небольшим выделением CO (рисунок 5, кривая 4), видимо адсорбированном на аморфном дисперсном материале. Следует отметить, что в этом интервале температур происходит вспенивание образца (результат показан на рисунок 6).

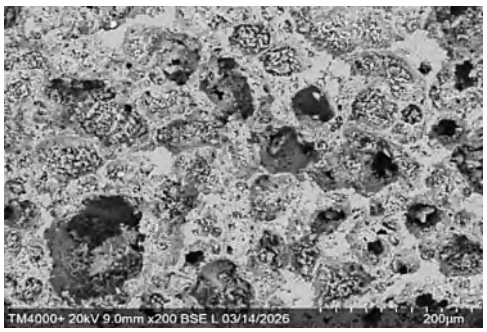


Рисунок 6 - СЭМ изображение вспененного при температуре 990°С образца керамики

Усредненные характеристики полученной партии имеют следующие значения: плотность – 1,2 г/см^3, прочность на сдавливание в цилиндре – 69 МПа, водопоглощение – 2 0%, открытая пористость – 25,9%.

В результате проведённого обжига кристаллизуются две фазы – тетрагональный акерманит и моноклинный волластонит. Результат рентгенофазового анализа приведён на рисунке 7. Из рисунка видно, что самые интенсивные линии соответствуют фазам акерманита, с параметром решётки 0,286 нм и волластонита, с параметром решётки 0,299 нм. Остальные пики рисунка соотносятся к этим фазам. Акерманит находит свое

применение в медицине в составе акерманитовой пористой биокерамики при изготовлении ортопедических имплантатов костей [5]. Волластонит широко применяется в строительной индустрии [6-11].

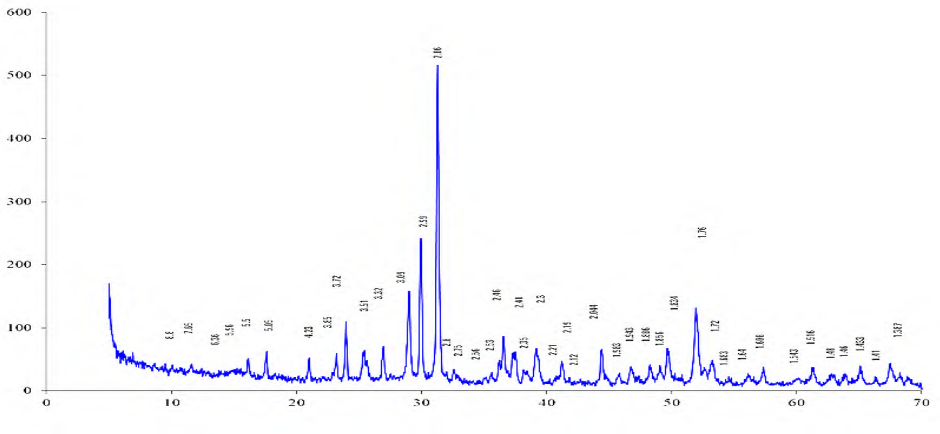


Рисунок 7 - Рентгеновская дифрактограмма образца, полученного в обжиге при температуре 990°С.

После выработки силикатного расплава, оставшуюся металлическую часть сливали в изложницу и частично в кокиль для проведения исследования структуры и химического анализа. Сравнительные результаты химического анализа металлического сплава и ферромарганца марки ФМн70 по ГОСТ 4755-91 показаны в таблице 4.

Таблица 4 - Химический состав железомарганцевого сплава, мас. %

Элементы, мас. %	C	Si	P	S	Mn	Fe
ФМн70 ГОСТ 4755-91	7	6,0	0,3-0,7	0,02	65-75	остальное
Сплав	5	8,63	0,4	0	73	13,14

Таким образом, в результате проведенных исследований можно заключить, что из низкосортной высокофосфористой марганцевой руды возможно получение: рентгеноаморфного вспененного пеносиликата стабильного состава; металлического сплава состава ферромарганца марки ФМн70; пористой керамики при обжиге пеносиликата. Вовлечение силикатной части расплава, вместо традиционного отвала, способствует увеличению эффективности и рациональному использованию природных ресурсов.

Благодарности: Автор выражает благодарность Центру коллективного пользования (ЦКП ФИЦ КНЦ СО РАН)

Список использованных источников

1. Шабанов В.Ф и др. Фундаментальные основы комплексной переработки углей КАТЭКа для получения энергии, синтез-газа и новых материалов с заданными свойствами. // Новосибирск: Изд-во СО РАН, 2005.
2. Павлов М.В. и др. Комплексная переработка высокофосфористых марганцевых руд

Новониколаевского месторождения // Химия в интересах устойчивого развития. – 2012. – Т. 20. – № 4. – С. 443-448.
3. Павлов В.Ф. и др. Влияние параметров охлаждения расплава редкометальной Чуктуконской руды на состав силикатной и металлической фаз // Химия в интересах устойчивого развития. – 2022. – Т. 30. – С. 287-294.
4. Павлов В.Ф и др. Комплексная пирометаллургическая переработка силикатного сырья и техногенных отходов в товарную продукцию // Экология и промышленность России. – 2018. – Т. 22. – №. 12. – С. 14-18.
5. Liu W. [et al.] Akermanite used as an alkaline biodegradable implants for the treatment of osteoporotic bone defect // Bioactive Materials. – 2016. – Т. 1. – № 2. – С. 151-159.
6. Гладун В.Д. и др. Перспективы создания производства синтетического волластонита в России // Химическая технология. – 2007. – Т. 8. – №. 5. – С. 201-204.
7. Гузман И.Я. Высокоогнеупорная пористая керамика // М.: Металлургия. – 1971.
8. Карионова Н.П. Разработка составов для синтеза волластонита на основе природного и техногенного сырья // Х46 Химия и химическая технология в XXI веке. – С. 70.
9. Шевченко В.П. Использование волластонита в керамической промышленности // Огнеупоры и техническая керамика. – 2000. – №. 4. – С. 31-32.
10. Козырев В.В. Перспективные области применения волластонитовых материалов // Волластонит. М.: Наука. – 1982. – С. 18.
11. Тюльнин В.А. и др. Волластонит: уникальное минеральное сырье многоцелевого назначения // М.: Руда и металлы. – 2003.

Substandard manganese ore as a raw material for the production of ferroalloys and ceramic materials

Pavlov M.V., Zhizhaev A.M.

The paper shows the possibility of obtaining ceramic materials for various purposes, in addition to inoculant alloys, from stabilized substandard raw materials. The method of reducing ore melting and separation of the melt into metal and silicate parts is used.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ КВАРЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ УЛЬТРАВЫСОКОЙ ЧИСТОТЫ НА ОСНОВЕ ВЫСОКОЧИСТЫХ КВАРЦИТОВ ВОСТОЧНОГО САЯНА*

Непомнящих А.И., Жабоедов А.П., Федоров А.М., Елисеев И.А.
ФГБУН «Институт геохимии им. А. П. Виноградова» Сибирского Отделения РАН,
г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: ainep@igc.irk.ru*

В работе представлены результаты исследования кварцитов Восточносаянского кварценосного района. Выделены четыре основные разновидности кварцитов пригодных для получения высокочистых кварцевых концентратов и разработаны процессы их обогащения.

* **Работа выполнена в рамках проекта №0284-2026-0008. Экспериментальные результаты получены на оборудовании ЦКП «Изотопных и геохимических исследований ИГХ СО РАН».**

Особочистый природный кварц имеет широкий спектр промышленного и технологического применения. Природный кварц является исходным материалом для получения кварцевых концентратов высокой и ультравысокой степени чистоты.

На основе кварцевых концентратов производится оптическое кварцевое стекло для видимой и ближней инфракрасной областей спектра, а также термостойкая кварцевая керамика.

Весьма существенные объемы кварцевых концентратов используют в производстве тиглей для выращивания монокристаллического кремния и тиглей из кварцевой керамики для получения мультикристаллического кремния.

Традиционно для получения кварцевых концентратов высокой и ультравысокой чистоты используют горный хрусталь и жильные разновидности кварца различных геолого-промышленных типов, кварцевые ядра пегматитов, уникальный кварц месторождения Спрус-Пайн (США).

В связи с возрастающей потребностью в высококачественном кварцевом сырье и истощением запасов традиционных кварцевых месторождений возникает острая потребность в поисках и оценке новых источников особо чистого кварцевого сырья и разработке технологий их обогащения с получением кварцевых концентратов высокой и ультравысокой чистоты.

Новый тип особо чистого кварцевого сырья в виде практически мономинеральных кварцитов Восточно-Саянского кварценосного района был выделен работами Института геохимии СО РАН [1-3].

В результате проведенных научных исследований было установлено, что кварциты Восточного Саяна, детально изученные на примере месторождения Бурал-Сардык, обладают высокой степенью однородности и чистоты. Более того, на основе высокочистой разновидности кварцевого сырья этого месторождения, ранее названными суперкварцитами [1], были получены кварцевые концентраты с общим содержанием 10 элементов-примесей менее 10 ppm.

Восточно-Саянский кварценосный район расположен приблизительно в 200 км к западу от южной оконечности оз. Байкал в складчатом обрамлении Сибирской платформы.

Месторождение Бурал-Сардык находится в западной части Гарганской глыбы. Выход ее фундамента расположен в восточном секторе Тувино-Монгольского микроконтинента, примыкающего к Сибирскому кратону вдоль Главного Саянского разлома. Основание Гарганской глыбы с возрастом метаморфизма 2,7 млрд лет, сложено гнейсами, плагиомигматитами, гнейсо-тоналитами и амфиболитами. Преобладает амфиболитовая степень метаморфизма пород, но местами она достигает гранулитовой фации. Фундамент глыбы перекрыт осадочным хемогенно-вулканогенным чехлом. Нижняя часть чехла сложена рифейскими сланцево-карбонат-

кварцитовыми образованиями иркутной свиты, в которой обнаружены чистые разности кварцитов. Продуктивная на высокочистые кварциты пачка находится в северном и северо-западном обрамлении ядра глыбы и составляет нижнюю часть кремнисто-карбонатного чехла.

По данным Sr-хемостратиграфии по карбонатам возраст ее составляет 1,25 млрд лет. Складчатые деформации кремнисто-карбонатных отложений чехла Гарганской глыбы и последующая обдукция на них океанической коры обусловили зеленосланцевый метаморфизм пород.

Наиболее детально изучен нами Ока-Урикский блок с месторождением Бурал-Сардык. В районе Ока-Урикского узла иркутная свита представлена главным образом кварцитами, кремнистыми и скарнированными доломитами и кристаллическими известняками. Бурением скважин, выполненных при разведке месторождения Бурал-Сардык, выявлено, что продуктивные тела суперкварцитов и мелкозернистых кварцитов имеют пластовую форму и полого (4-10°) падают на запад — северо-запад.

Нами выделены 4 основных продуктивных тела для получения высокочистых кварцевых концентратов разновидностей кварцитов.

Суперкварциты отобраны из естественного коренного обнажения на Северном участке (месторождение Бурал-Сардык) Ока-Урикского узла. Суперкварциты основного тела северного участка Ока-Урикского блока состоят на 45 об. % из порфиробластовых зёрен кварца среднего размера удлинённой формы, с волнистым погасанием и зубчатыми границами. Они ориентированы по длинной оси в одном направлении. Остальная часть породы – 55 об. % сложена мелкими преимущественно изометричными зёрнами кварца с зубчатыми границами и однородным погасанием. Структура – порфиробластовая средне- мелкозернистая. Текстура – линзовидная. Включения – мелкие чёрного цвета, возможно, углеродистое вещество. Наблюдаемая преимущественная ориентация удлиненных зерен в одном направлении, свидетельствует о воздействии направленного давления. Волнистое погасание порфиробластовых зёрен указывает на пластическую деформацию породы. Мелкие зёрна с однородным погасанием и зубчатыми границами – результат перекристаллизации или во время активной деформации, или в статических условиях.

Мелкозернистые кварциты периферийных участков значительно отличаются от суперкварцитов основного тела Северного участка. Они сложены микро- и мелкозернистым кварцем (< 0,1 мм) и представляют тонкозернистую мономинеральную породу белого цвета с порфиробластовой структурой.

Порфибласты размером до 0,8 – 1 мм имеют удлиненный облик и располагаются относительно друг друга субпараллельно. В площади шлифа порфибласты развиты неравномерно. Для них характерны извилистые (изъеденные) границы, волнистое погасание и наличие трещин. Основная тонкозернистая масса

(~90%) представлена зернами размером 0,12-0,3 мм., которые имеют четкие прямолинейные границы и прямое погасание. В мелкозернистом кварците выделяются две генерации кварца. Для порфиробластов характерны ксеноформые формы с извилистыми границами и деформации как хрупкие, так и пластичные (трещины, волнистое погасание, соответственно). Тонкозернистый кварц имеет практически изометричную форму зерен, границы прямолинейные и четкие. Деформации как хрупкие, так и пластические отсутствуют.

Порфиробластовые кварциты южного участка Ока-Урикского блока состоят на из удлинённых зёрен кварца среднего размера (40–60 об.%) с волнистым погасанием и зубчатыми границами. Остальная часть породы сложена мелкими изометричными зёрнами кварца с зубчатыми границами и однородным погасанием. Структура – гетерогранобластовая мелко-, тонкозернистая, порфиробластовая средне- и мелкозернистая. Текстура – массивная, линзовидная. Волнистое погасание крупных и средних зёрен указывает на пластическую деформацию породы. Мелкие зёрна с однородным погасанием и зубчатыми границами – результат перекристаллизации. Нарастание размеров и количества крупных зёрен от шлифа является признаком перекристаллизации на контактах зёрен.

Сливные кварциты Юго-Западного участка Ока-Урикского блока состоят на 70 об. % из удлинённых и изометричных зёрен кварца среднего и мелкого размера обычно с однородным и реже с волнистым погасанием, ровными и реже с зубчатыми границами. Остальная часть породы сложена мелкими изометричными зёрнами кварца с ровными границами и однородным погасанием. Структура – гетерогранобластовая средне- и тонкозернистая. Текстура – массивная. Небольшое количество зёрен кварца с волнистым погасанием указывает на незначительную пластическую деформацию породы. Мелкие зёрна с однородным погасанием и зубчатыми границами – результат перекристаллизации.

Таблица – Массовые доли примесей в кварцевых концентратах, ppm

Элемент	Fe	Al	Ti	Ca	Mg	Cu	Mn	Na	K	Li	Σ10
Исходный материал	6	27	1,7	0,8	1	0,17	0,02	3,5	6,3	0,13	46,62
После химобогащения	0,50	4,00	0,60	0,70	0,20	0,03	0,01	2,50	2,00	0,10	12,14
После плазмохимии	0,40	4,00	0,60	0,60	0,04	0,02	0,01	0,20	0,20	0,10	6,17

Для всех типов выделенных кварцитов разработаны процессы обогащения, позволяющие получать кварцевые концентраты с суммарным содержанием основных 10 элементов на уровне 6-7 ppm (таблица).

В докладе детально рассматриваются особенности выделенных типов кварцитов и процессы их обогащения.

Список использованных источников

1. Воробьев Е.И. и др. Сверхчистые кварциты Восточного Саяна (Республика Бурятия, Россия) // ДАН. – 2003. – Т. 390. – №2. – С. 219 –223.
2. Непомнящих А.И. и др. Высокочистые кварциты Восточного Саяна // Геология и геофизика. – 2023. – №8. – С. 1205-1215.
3. Непомнящих А.И. и др. Кристаллизация кварцевого стекла // Физика и химия стекла. –2025. – № 5 – С. 534–543

Technology of producing ultra-high-purity quartz concentrates based on high-purity quartzites of the Eastern Sayan

Nepomnyashchikh A.I., Zhaboedov A.P., Fedorov A.M., Eliseev I.A.

This paper presents the results of a study of quartzites from the East Sayan quartz-bearing region. Four main quartzite varieties productive for producing of high-purity quartz concentrates have been identified, for which beneficiation processes have been developed.

ИЗМЕНЕНИЕ ЭЛЕМЕНТНОГО ПРОФИЛЯ МЕДНОЙ РУДЫ В ПРОЦЕССЕ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Зиятдинов С.В.[1], Ефремова Т.А.[1], Цыпин Е.Ф.[2], Овчинникова Т.Ю.[2]

[1]АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург., Российская Федерация, e-mail: *svziyat@mail.ru.*
[2]ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация, e-mail: *Tatyana.ovchinnikova@m.ursmu.ru.*

В работе показана возможность применения рентгенофлуоресцентной сепарации для оптимизации технологической схемы, повышения качества флотационных продуктов, рационального сокращения объёма перерабатываемого материала за счёт раннего выделения фракций с низкой массовой долей меди и цинка, а также возможность перевода сырья в более высокую категорию по комплексному содержанию ценных компонентов.

Как правило, медноколчеданные месторождения являются комплексными и, в соответствии с утвержденными «Методическими рекомендациями по применению классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Медные руды», в зависимости от содержания меди и цинка разделяются на: медные с содержанием меди более 0,5–0,7 % и цинка менее 0,8-1 %; медно-цинковые с содержанием меди более 0,5-0,7 % и цинка более 0,8-1 % и серноколчеданные с содержанием серы более 35 %, меди менее 0,5-0,7 % и цинка менее 0,8-1 %.

Особого внимания заслуживает проблема переработки медных руд с низким содержанием цинка (менее 0,8 %). Традиционно такие руды классифицируются как медные и перерабатываются по схемам, оптимизированным для извлечения меди, при этом цинк либо теряется с хвостами, либо ухудшает качество медных концентратов.

Однако существует технологическая возможность трансформировать такие руды в медно-цинковые с содержанием цинка более 0,8 %, а в ряде случаев – более 1 %.

Реализация этого подхода возможна за счёт селективного выделения медь и цинксодержащих минералов на стадии рентгенофлуоресцентной сепарации;

Цель данного исследования – определить перспективы внедрения рентгенофлуоресцентного предварительного обогащения для повышения эффективности переработки медно-колчеданных руд.

Исследования проводились на пробе медно-колчеданной руды, относящейся к Западно-Магнитогорской палеовулканической зоне и содержащей 1,54 % меди и 0,79 % цинка. Изучение рентгенорадиометрической обогатимости руды проведено на выборке характерных кусков класса крупности -120+30 мм.

Поскольку данная руда классифицируется как медная, основное направление исследований было сосредоточено на повышении эффективности её переработки посредством выделения крупнокусковых хвостов на стадии рудоподготовки. В связи с этим в качестве аналитического параметра HCu было выбрано спектральное отношение интенсивности в спектральной области вторичного характеристического рентгеновского излучения меди NCu к области рассеянного рентгеновского излучения Ns. Результат разделения исследуемой пробы на концентрат и хвосты предварительного обогащения (далее концентрат РРС и хвосты РРС) представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Продукты предварительного обогащения

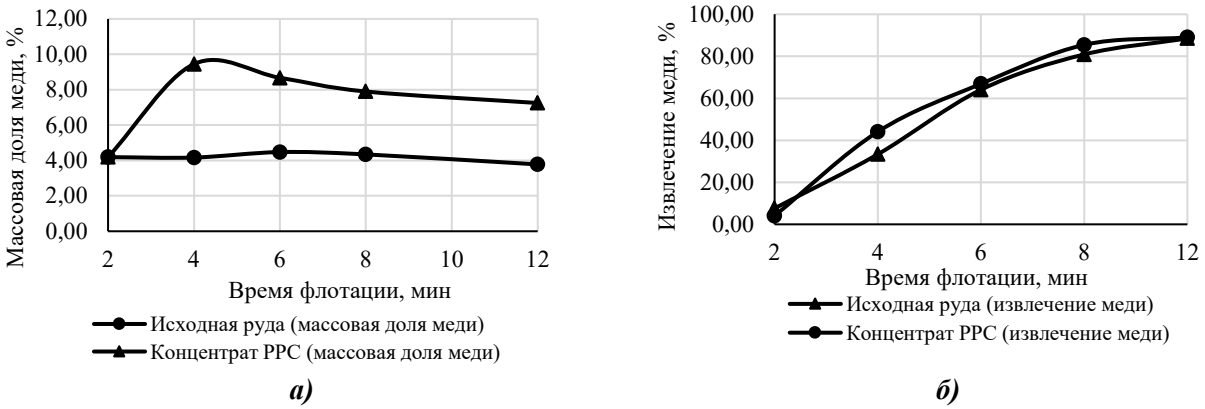
Продукт	Аналитический параметр (HCu), %	Выход Cu, %	Массовая доля Zn, %
Концентрат РРС	68,22	2,21	1,18
Хвосты РРС	31,78	0,11	0,12
Исходная руда	100,00	1,54	0,84

Показано, что предварительное обогащение позволило почти в полтора раза увеличить концентрацию меди и цинка с 1,54 % до 2,21 %, и с 0,84 % до 1,18 %, соответственно. Таким образом исходная медная руда после сепарации по классификации переходит в тип медно-цинковых руд, из которых получение цинка считается технологически возможным и экономически обоснованным.

С целью определения эффективности рентгенорадиометрической сепарации (РРС) проведены флотационные опыты в открытом цикле, направленные на оценку изменения технологических показателей при включении РРС в схему обогащения.

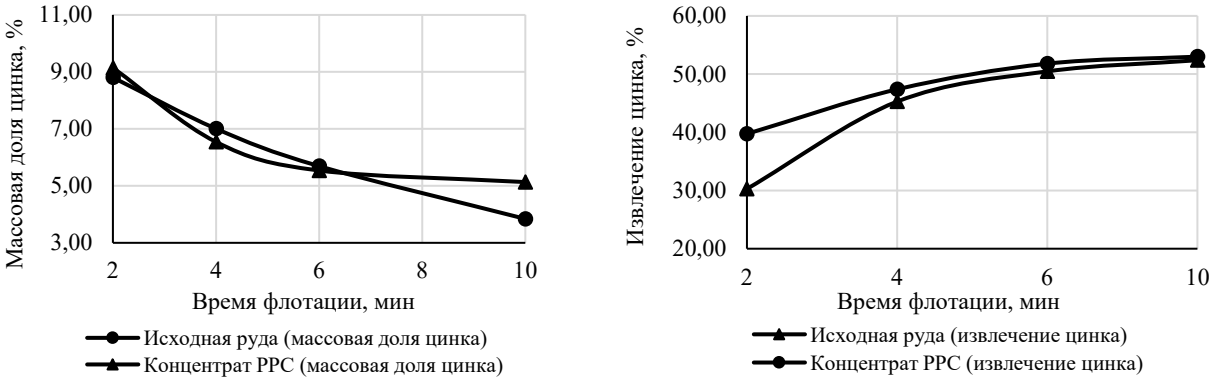
Опыты поставлены на исходной руде, и на концентрате РРС. Реагентный режим и время флотации соблюдали одинаковыми для обоих опытов. Время основной медной флотации составило 8 минут, контрольной медной флотации – 4 минуты. Время основной цинковой флотации 6 минут, контрольной цинковой флотации – 4 минуты.

По результатам опытов посчитаны суммарные технологические показатели для медного и цинкового циклов и построены зависимости технологических показателей флотации от времени. Зависимости изменения технологических показателей в пенном продукте медного цикла представлены на рисунке 1. Зависимости изменения массовой доли цинка и его извлечения в пенный продукт цинкового цикла предствлены на рисунке 2.



а) ***б)***

Рисунок 1 – Изменение технологических показателей в накопленном пенном продукте от времени флотации в медный цикл
а – изменение массовой доли; б – изменение извлечения



а) ***б)***

Рисунок 2 – Изменение технологических показателей в накопленном пенном продукте от времени флотации в цинковый цикл:
а – изменение массовой доли; б – изменение извлечения

Предварительное обогащение позволяет повысить массовую долю меди в пенном продукте с 3,78 % до 7,25 %, извлечение меди остается практически неизменным (рисунок 1). Однако при анализе рисунка 2 заметно, что увеличиваются как массовая доля цинка в пенном продукте с 3,78 % до 5,13 %, так и его извлечение в цинковый цикл с 52,38 до 53 %.

Сквозное извлечение при использовании РРС снижается, как по меди, так и по цинку (таблица 2), однако селективное выделение цинксодержащих минералов на

стадии рудоподготовки приводит к трансформации элементного профиля перерабатываемого сырья.

Таблица 2 – Результаты флотационных опытов

Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля меди, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение меди, %	Извлечение цинка, %
Опыт на исходной руде					
Медный цикл	36,06	3,78	0,92	88,51	39,49
Цинковый цикл	11,46	0,72	3,84	5,36	52,39
Отвальные хвосты (хвосты флотации)	52,48	0,18	0,13	6,13	8,12
Исходная руда	100,00	1,54	0,84	100,00	100,00
Опыт на концентрате РРС					
Медный цикл	18,47	7,25	1,72	86,95	37,80
Цинковый цикл	8,31	1,10	5,13	5,94	50,75
Хвосты флотации	41,44	0,18	0,14	4,84	6,91
Концентрат РРС	68,22	2,21	1,18	97,90	95,46
Хвосты РРС	31,78	0,11	0,12	2,27	4,54
Исходная руда	100,00	1,54	0,84	100,00	100,00

Применение РРС позволяет достичь повышения качества получаемых продуктов, при снижении извлечения меди и цинка на 1,56 % и 1,65 % соответственно, улучшения показателей последующего флотационного обогащения за счёт предварительного выделения крупнокусковых фракций с пониженным содержанием ценных компонентов.

В результате объём материала, направляемого на последующие стадии переработки (тонкое измельчение и флотацию), сокращается более чем на 30 % от исходной массы руды при сохранении основной доли ценных компонентов в обогащённом продукте. Это не только снизит эксплуатационные затраты, но и уменьшит технологическую нагрузку на оборудование обогатительной фабрики. Кроме того, селективное выделение цинксодержащих минералов на стадии рудоподготовки приводит к трансформации элементного профиля перерабатываемого сырья.

Исходная руда, классифицируемая как медная, после предварительного обогащения приобретает характеристики медно-цинковой руды: массовая доля цинка в обогащённом продукте превышает 0,8 % и составляет 1,18 %. Выделение в цинковый цикл более богатого пенного продукта позволяет рассчитывать как на технологическую возможность получения цинкового концентрата, так и на снижение количества перечистных операций при его получении.

Changes in the elemental profile of copper ore in the process of x-ray fluorescence separation

Ziyatdinov S.V., Efremova T.A., Tsypin E.F., Ovchinnikova T.Yu.

The paper demonstrates the potential of X-ray fluorescence (XRF) separation for optimizing the processing flowsheet, improving the quality of flotation products, and rationally reducing the volume of processed material by early removal of fractions with low mass fractions of copper and zinc. The method also enables upgrading the raw material to a higher category based on the comprehensive content of valuable components.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ПРИ ПИРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ОБЕДНЕНИИ ШЛАКА МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА СУЛЬФИДНОЙ РУДОЙ

Богатырев Д.М., Иванова Е.А., Озеров С.С.

ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: *BogatyrevDM@nornik.ru*

Проведены лабораторные исследования обеднения шлака медно-никелевого производства с использованием рудного сульфидизатора. Приведены сведения о влиянии расхода сульфидизатора на изменение концентрации благородных металлов в продуктах обеднительной плавки

Шлак окислительной плавки медно-никелевого концентрата, поступающий на передел обеднения, представляет собой многокомпонентный сплав оксидов, таких как SiO_2, FeO, Fe_3O_4, CaO, MgO, Al_2O_3, на их долю приходится около 95 %.

Также в шлаке присутствует некоторое количество цветных металлов, представленных в растворимой форме, а также в виде механически запутавшихся капель штейна. В то же время, касательно поведения благородных металлов при плавке сульфидных медно-никелевых концентратов, большинство исследователей [1-3] сходятся во мнении, что для данных металлов характерно преимущественное нахождение в шлаковой фазе в сульфидно-металлической взвеси – механических потерях. Именно по этой причине промышленная практика переработки низкосернистых медно-никелевых концентратов ЮАР, содержащих металлы платиновой, а также Au и Ag, предусматривает флотационное обогащение плавильных шлаков [4].

В данном исследовании в качестве обедняемого шлака использовали шлак окислительной плавки Cu-Ni-концентрата, состав которого представлен в таблице 1.

В свою очередь, в качестве сульфидизатора использовалась богатая сульфидная руда рудника «Скалистый» ЗФ ПАО «ГМК «Норильский Никель». Состав руды представлен в таблице 2. Исследования проводили в индукционной печи лаборатории пирометаллургии ООО «Институт Гипроникель».

Таблица 1 – Состав шлака, используемого в данной работе

Содержание, % масс. (г/т для благородных металлов)														
Cu	Ni	Co	S	Fe	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	Pt	Pd	Rh	Ru	Ir	Au
0,762	0,781	0,176	0,479	36,53	32,77	2,87	3,69	7,39	0,222	0,684	0,017	0,007	0,003	0,067

Таблица 2 – Химический состав богатой руды рудника «Скалистый»

Содержание, % масс. (г/т для благородных металлов)															
Cu	Ni	Co	S	Fe	SiO_2	CaO	Al_2O_3	MgO	Pt	Pd	Rh	Ru	Ir	Au	Ag
4,48	3,42	0,117	23,8	38,6	12,3	2,65	3,51	1,14	1,125	6,79	0,668	0,139	0,067	0,649	9,55

Методика исследований заключалась в нагреве навески шлака 200 гр до температуры 1450°С. По достижении заданной температуры и расплавления всего объема шлака производили загрузку сульфидизатора, расход которого варьировали от 1 % до 9 % от массы обедняемого шлака. Согласно работе [5] сульфидизатор, используемый в данной работе представлен следующими минералами: пирротин; халькопирит; пентландит; магнетит; нерудные минералы.

Таким образом, механизм обеднения шлака рудным сульфидизатором будет протекать в две стадии.

На первом этапе высшие сульфиды при нагревании будут диссоциировать с образованием низших сульфидов по реакциям, представленными следующими химическими формулами:

$$Fe_7S_8 \rightarrow 7FeS + 0{,}5S_2;$$
$$2CuFeS_2 \rightarrow Cu_2S + 2FeS + 0{,}5S_2;$$
$$(Fe, Ni)_9S_8 \rightarrow Ni_3S_2 + FeS + 0{,}5S_2$$

На втором этапе будет происходить обменное взаимодействие между сульфидом железа и оксидами цветных металлов по формулам:

$$Cu_2O + FeS = Cu_2S + FeO$$
$$3NiO + 3FeS = Ni_3S_2 + 3FeO + 0{,}5S_2$$

В таблице 3 содержатся сведения о содержаниях благородных металлов в полученных шлаках и штейнах.

Данные, представленные в таблице 3, указывают на снижение содержания благородных металлов в штейне по мере увеличения расхода вовлекаемого в плавку сульфидизатора, поскольку по мере роста расхода сульфидизатора происходит увеличение концентрации сульфида железа в получаемом штейне, что приводит к «разбавлению» концентраций благородных металлов. В свою очередь, также наблюдается снижение концентрации благородных металлов в шлаке по мере роста расхода сульфидизатора. В целом, поведение благородных металлов при обеднении аналогично поведению цветных металлов.

Таблица 3 – Содержание благородных металлов в продуктах плавки

Расход руды, %	Массовая доля компонентов, г/т						
	Pt	Pd	Rh	Ru	Ir	Au	Ag
Штейн							
1	16,44	44,6	2,48	0,58	0,42	3,86	74,8
2	12,14	35,4	2,12	0,56	0,31	4,74	60,3
3	11,96	36,6	2,28	0,54	0,27	4,42	57,8
4	9,58	31	1,8	0,49	0,23	3,5	45,7
5	7,32	23,7	1,5	0,52	0,19	2,7	35,7
7	7,12	25,1	1,68	0,447	0,187	2,67	35,4
9	6,54	22,5	1,5	0,458	0,177	2,44	31,8
Шлак							
1	0,081	0,271	0,0139	0,0058	0,00103	0,0273	1,4
2	0,04	0,158	0,0107	0,0033	0,00078	0,0265	1,16
3	0,038	0,147	0,0095	0,0024	0,00074	0,0244	1,04
4	0,0326	0,147	0,0095	0,0024	0,00073	0,0229	0,928
5	0,0324	0,146	0,0082	0,0023	0,00068	0,0198	0,9
7	0,0322	0,136	0,0068	0,0022	0,00063	0,016	0,824
9	0,0319	0,105	0,0058	0,0022	0,0006	0,009	0,68

Необходимо отметить, что, если для цветных металлов в исследуемом диапазоне расходов сульфидизатора характерно линейное снижение концентраций, то для благородных металлов наблюдается выполаживание тренда, описывающего ход зависимости. Данный факт обусловлен мелкой вкрапленностью благородных металлов в объеме шлака и необходимостью интенсификации процессов коалесценции сульфидно-металлических корольков для дальнейшего снижения концентрации данных металлов в шлаке, что может быть достигнуто, например, подачей в расплав газовой смеси.

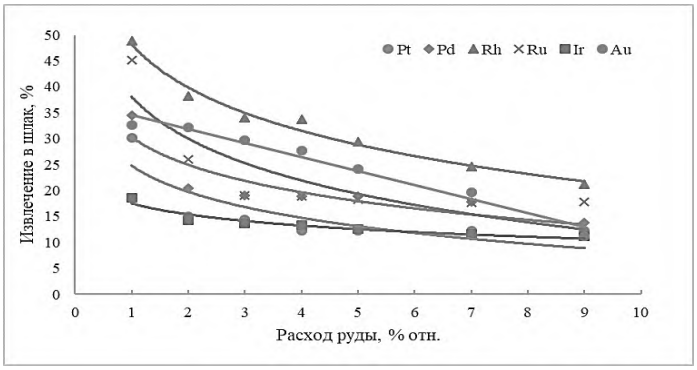


Рисунок 1 – Зависимость изменения извлечения благородных металлов в шлак от расхода руды

Из графика зависимости извлечения благородных металлов в шлак от расхода руды (рисунок) следует, что, несмотря на увеличение выхода шлаковой фазы, с ростом расхода руды извлечение благородных металлов в шлак снижается по мере увеличения расхода сульфидизатора. В целом, отмечается высокая сходимость с данными,

описывающими изменение концентрации благородных металлов в шлаке.

Несмотря на снижение извлечения благородных металлов в шлаковую фазу по мере роста расхода сульфидизатора, потери благородных металлов со шлаком в исследуемом диапазоне расходов сульфидизатора достаточно велики и требуют дальнейшего снижения, что может быть достигнуто либо укрупнением сульфидно-металлических корольков при продувке расплава газовой смесью, либо проведением процесса обеднения в восстановительно-сульфидирующем режиме.

Список использованных источников

1. Avarmaa K. [et al.] Distribution of Precious Metals (Ag, Au, Pd, Pt, Rh) Between Copper Matte and Iron Silicate Slag /Metallurgical and materials transaction B, 2016. – № 47. – P. 244–255.
2. Богатырев Д.М. и др. Исследование распределения благородных металлов при окислительной плавке сульфидного медно-никелевого концентрата в барботажном режиме // Цветные металлы. – 2024. – № 1. – С. 33-40.
3. Henao H. [et al.] Distribution of precious metals (Au, Pt, Pd, Rh and Ru) between copper matte and iron-silicate slag at 1573K / Sohn International Symposium ‘Advanced Processing of Metals and Materials’ Proceedings, 2006. P. 723-729.
4. Cole S. [et al.] A Review of the beneficiation and extractive metallurgy of the platinum group elements / SGS Mineral Services Technical Paper, 2002. – P. 1-38..
5. Цемехман Л.Ш. и др. Атлас минералогического сырья, технологических продуктов и товарной продукции ЗФ ОАО ГМК «Норильский никель». М.: Изд. дом руда и металлы, 2010. – 336 с.

Investigation of the behavior of precious metals during pyrometallurgical depletion of copper-nickel slag by sulfide ore

Bogatyrev D.M.

This article presents laboratory studies of depletion of copper-nickel slag using an ore sulfidizer. Information is provided on the effect of sulfidizer consumption on changes in the concentration of precious metals in depletion smelting products.

ТЕХНОЛОГИИ И ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ

Лебедев Н.М., Кукушкина А.А.

ООО «Александра-Плюс», г. Вологда, Российская Федерация, *e-mail@alexplus.ru*

В работе показано положительное влияние ультразвукового воздействия на процессы обогащения руд — оно интенсифицирует очистку поверхности минералов, вскрытие трещин и разрушение сростков и дефектных частиц.

Описаны процессы обогащения руд, при которых выявлено положительное ультразвуковое воздействие на пульпу путем интенсификации процессов очистки

поверхности минералов, вскрытия трещин и разрушения сростков и частиц с дефектами.

Представлены результаты лабораторных испытаний и опыт производственной эксплуатации ультразвукового оборудования на АО «Уралмеханобр», АО «Вишневогорский ГОК», АО «УМЗ».

Полученные результаты могут быть основанием для существенного снижения производственных издержек и оптимизации стандартных операций на предприятиях с применением ультразвуковой обработки, которую сравнительно легко организовать в технологических трубопроводах.

Описано применение ультразвукового метода, как наиболее эффективного и универсального из безреагентных физических методов для решения проблемы по предотвращению образования отложений в трубопроводах. Показано ультразвуковое воздействие, которое достигается при применении контактного метода, когда ультразвуковые колебания создаются в изделии в результате акустического контакта между преобразователем и объектом. Объект становится вторичным излучателем, и очистка поверхности происходит не только за счет специфических эффектов, возникающих в жидкости при распространении звуковой волны, но и за счет колебаний самого трубопровода, способствующих отслоению загрязнений с их поверхности.

Technologies and equipment for intensification of mining and processing processes

Lebedev N.M., Kukushkina A.A.

The paper shows the positive effect of ultrasonic exposure on the processes of ore beneficiation: it intensifies the cleaning of the surface of minerals, the opening of cracks and the destruction of intergrowths and defective particles.

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ*

Корекина М.А.[1], Савичев А.Н.[1], Жабоедов А.П.[2], Игуменцев К.В.[3]

[1] Южно-Уральский федеральный научный центр минералогии и геоэкологии УрО РАН, г. Миасс, Российская Федерация, *e-mail: maria@mineralogy.ru*

[2] ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова Сибирского отделения РАН, г. Иркутск, Российская Федерация

[3] Южно-Уральский государственный университет, г. Челябинск, Российская Федерация

Рассмотрены современные физические и физико-химические методы удаления примесей из кварцевого сырья для получения высококачественного кварца, необходимого для наукоемких и высокотехнологичных производств

***Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда и Челябинской области в рамках научного проекта № 25-27-20047.**

Южный Урал располагает значительными запасами кварцево-жильного сырья, однако, несмотря на это, текущая добыча не покрывает потребности ключевых отраслей, в том числе наукоемких и высокотехнологичных производств.

Высококачественный кварц, необходимый для большинства современных применений, должен обладать минимальным содержанием примесей и дефектов. Включения и примеси – минеральные, флюидные и химические, как на макро- так и на микроуровне, существенно ухудшают свойства конечного продукта [1].

В последние годы, для результативного отделения трудноизлечимых минеральных и флюидных примесей, содержащихся в кварце, используются процессы выщелачивания, усиленные микроволновым, ультразвуковым, тепловым воздействием, повышением давления, а также плазмохимической очисткой кварцевого сырья [2, 3]. Установлено, что плазмохимическая обработка позволяет удалять щелочные металлы, алюминий, хром, железо, магний, марганец, медь, а также поверхностный бор и фосфор. Устойчивость некоторых элементов, таких как никель, титан и цинк, связана с их включением в состав устойчивых минеральных включений или с изоморфным замещением кремния в кристаллической решетке минерала.

Следует отметить важность предварительной очистки кварца, особенно от микровключений минералов и сростков минералов с кварцем.

Наиболее перспективно использование плазмохимического метода при обогащении молочно-белого кварца, содержащего большое количество газово-жидких включений, в том числе и микронного уровня, удалить которые невозможно даже в процессе высокотемпературной прокалки кварцевого сырья при 1250°С [4].

Высокая эффективность ультразвуковой очистки при обогащении гранулированного кварца объясняется тем, что она, в силу своих физических свойств (создания кавитации и турбулентных потоков), способствует доступу соляной кислоты и воды к основным источникам загрязнений – минеральным и флюидным включениям, расположенным в межзерновом пространстве и микротрещинах, что позволяет кислоте эффективно растворять примеси, которые затем удаляются в процессе промывки.

Дополнительным преимуществом является способность ультразвука удалять пленочные загрязнения с поверхности зерен.

Список использованных источников

1. Götte J. [et al.] Element Characteristics, Luminescence Properties and Real Structure of Quartz. Springer Geology. – 2012. – P. 265–285.
2. Zhan L. [et al.] Purification Technologies for High-Purity Quartz: From Mineralogy to Applications. Sep. Purif. Rev. – 2025, 1–18.
3. Гришин Ю.М. Экспериментальное исследование финишного этапа обогащения кварца в плазменных потоках. – М.: Изд-во МГТУ им. Баумана. – 2013. – 14 с.
4. Оценка эффективности использования плазменной очистки кварцевого сырья по данным ICP-OES и LA-ICP-MS спектроскопии / Корекина М.А. и др. // Обогащение руд. 2025. №6.

С. 22–25.

Modern technologies for processing quartz raw materials

Korekina M.A., Savichev A.N., Zhaboyedov A.P., Igumentsev K.V.

Modern physical and physico-chemical methods of removing impurities from quartz raw materials for obtaining high-quality quartz necessary for high-tech industries are considered.

КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ВЫСОКОТИТАНИСТЫХ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЮЖНОГО УРАЛА

Горбатова Е.А., Колкова М.С., Мальцев А.С.

ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: kolkova_ms@mail.ru*

Представлены результаты, характеризующие влияние неоднородности микроагрегатов титаномагнетита на селективность магнитной сепарации и последующее твердофазное преобразование при окислительном обжиге. Предложена комбинированная технология, включающая электромагнитную сепарацию при разных напряженностях поля и последующий окислительный обжиг, позволяющая направленно изменять минеральный состав рудных агрегатов.

Для изученных высокотитанистых титаномагнетитовых руд характерны три типа ассоциаций. Силикатные – представлены плагиоклазами, пироксенами, амфиболами с процессами соссюритизации, хлоритизации и замещения. Рудные – включают титаномагнетитовые агрегаты (паркетные, тонкорешетчатые, сегрегационные) и продукты вторичных преобразований (гематит, ильменит). Силикатно-рудные – сложные взаимопрорастания с замещением магнетита амфиболами и хлоритами [1].

Наличие этих ассоциаций напрямую влияет на поведение микроагрегатов в магнитном поле. Замещение магнетита слабомагнитными минералами снижает общую магнитную восприимчивость руды. Интенсивное взаимопрорастание рудных и силикатных минералов формирует агрегаты с неоднородными свойствами, что приводит к неполному разделению фракций и снижению качества концентрата. Вторичные процессы (хлоритизация, амфиболизация) существенно модифицируют магнитные характеристики [2]. Предложена трехстадиальная схема:

- электромагнитная сепарация при 10 мТл – выделение титаномагнетитового продукта ($Fe_{магн}$ до 24, %);
- сепарация при 140 мТл – извлечение ильменитового продукта (TiO_2 до 41,4 %); оптимальный класс крупности -0,125+0,071 мм;
- окислительный обжиг при 1100°С – преобразование неоднородных

микроагрегатов в устойчивые фазы (гематит, псевдобрукит, рутил), что обеспечивает последующее разделение железо- и титансодержащих продуктов.

Таким образом, применение комбинированной технологии позволяет направленно изменять минеральный состав рудных агрегатов с учетом исходной гетерогенности, обусловленной постмагматическими процессами и создает условия для выделения концентратов из труднообогатимого высокотитанистого сырья Южного Урала.

Список использованных источников:

1. Горбатова Е.А. и др. Однородность микроагрегатов псевдобрукит-гематитового состава, проявляющаяся при окислительном обжиге титаномагнетитовых руд Медведевского месторождения //Разведка и охрана недр. – 2020. – № 6. – С. 47-52.
2. Горбатова, Е.А. и др. Определение возможности разделения титаномагнетита и ильменита при селективной сепарации титаномагнетитовых руд // Известия УГГУ. - 2020. – Вып. 1(57). – С. 140–149.

Combined technology for processing high-titanium titanomagnetite ore deposits in the Southern Urals

Gorbatova E.A., Kolkova M.S., Maltsev A.S.

The results characterizing the effect of the heterogeneity of titanomagnetite microaggregates on the selectivity of magnetic separation and the subsequent solid-phase transformation during oxidative roasting are presented. A combined technology has been proposed, including electromagnetic separation at different field intensities and subsequent oxidative roasting, which makes it possible to change the mineral composition of ore aggregates in a targeted manner.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РЕЗУЛЬТАТОВ ОПЕРЕЖАЮЩЕГО БУРЕНИЯ С МОБИЛЬНЫХ ВЕЗДЕХОДНЫХ УСТАНОВОК ДЛЯ ПРОГНОЗИРОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУДЫ ПРИ ПЛАНИРОВАНИИ ПЕРЕРАБОТКИ

Филиппова Н.А.[1], Блохин А.Н.[2], Бур А.Н.[3], Зудов Г.Ю.[4]

[1] ФГАОУ ВО Московский автомобильно-дорожный государственный технический университет, Москва, Российская Федерация, *e-mail: umen@bk.ru,*

[2] Институт транспортных систем ФГАОУ ВО "Нижегородский государственный технический университет им. Р.Е. Алексеева", г. Нижний Новгород, Российская Федерация, *e-mail: vezdekhod@zavod-vezdekhodov.ru*,

[3] ФГБОУ ВО "Санкт-Петербургский университет ГПС МЧС России", Санкт-Петербург, Российская Федерация, *e-mail: anburan22@gmail.com*,

[4] ФГБУН Федеральный исследовательский центр Якутский научный СО РАН, г. Якутск, Российская Федерация, e-mail: *zudov@prez.ysn.ru*

В статье рассматривается применение методики геометаллургического картирования с использованием данных опережающего бурения на мобильных вездеходах. Отмечается, что оперативный анализ позволяет точно прогнозировать извлекаемость полезного компонента, оптимизировать шихтовку и стабилизировать качество рудопотока в сложных горно-геологических условиях.

Всемирной проблемой является истощение запасов богатых руд, влекущее вовлечение в переработку труднообогатимого минерального сырья. В таких условиях критическое значение приобретает геолого-технологическое картирование (ГТК) [3]. Традиционный подход планирования добычи обычно основывается исключительно на данных о содержании полезного компонента, что может приводить к нестабильности работ обогатительной фабрики. Например, резким колебаниям извлечения или перерасходу реагентов [7].

Сегодня в современной геометаллургии существует запрос на переход к пространственному моделированию технологических свойств руд. Так, для создания достоверной блочной геолого-технологической модели (далее – БГМТ) необходим непрерывный поток данных опережающей эксплуатационной разведки [6]. Однако, у этой системы есть ряд ограничений, связанных со сложным рельефом, обводненностью карьеров, наличием сложных климатических зон. Все перечисленное существенно уменьшает возможности применения традиционных тяжелых буровых станков, затрудняет их работу [1].

Предлагаемым авторами решением описанной проблемы является интеграция мобильных установок, смонтированных на базу многоосных вездеходов-амфибий на шинах низкого и сверхнизкого давления, обеспечивающих высокую мобильность и круглогодичный доступ к блокам добычи [1]. Для реализации приведенной модели необходима разработка специализированной методики. Такая методика будет являться интегратором мобильных буровых комплексов, таких как, например, УРБ-2Д3 на шасси вездеходов колесной формулы 6×6 или 8×8, в систему оперативного планирования горных работ [6]. Пример такой интеграции представлен на рисунке 1.



Рисунок 1 - Пример интеграции мобильных установок типа УРБ-2Д3, смонтированных на базу вездеходов ЗВЕЗДА НХ4-41 (8х8)

Важно отметить, что процесс конвертации данных при таком способе применения будет состоять из трех этапов [6].

Первый этап характеризуется производством бурения скважин опережающей разведки по сгущенной сети. В процессе бурения осуществляется отбор проб бурового шлама, а также экспресс-каротаж скважин, включая индукционный и радиоактивный [2]. Преимуществом вездеходной техники на данном этапе будет ее проходимость, что позволит вести бурение в зонах со слабой несущей способностью грунтов, на

заболоченных участках и в период распутицы без подготовки капитальных подъездных путей [1].

В рамках второго этапа первичные пробы проходят проверку путем экспресс-анализа, например, рентгенофлоуресцентного анализа (РФА), с целью определения минерального состава, наличия вредных примесей и физико-механических свойств [5]. Благодаря высокой грузоподъемности, вездеходная техника на данном этапе обеспечивает интеграцию полноценных мобильных лабораторных модулей на собственные шасси. Что позволяет проводить пробоподготовку и инструментальный анализ прямо у устья скважины, исключая логистические задержки на транспортировку керна и шлама в стационарную лабораторию [5].

На третьем этапе полученные после анализа геохимические и физические данные конвертируются в прогнозируемые технологические показатели обогащения с использованием различных эмпирических моделей. Расчет такого ожидаемого сквозного извлечения металла (E_i) для конкретного добычного блока производится по формуле многофакторной регрессии [3]:

$$E_i = E_{max} - k_1 * (C_{pen}/C_{val}) - k_2 * W_i$$

где: E_{max} – максимально возможное извлечение для данного технологического типа руды, %; C_{pen} – содержание ценного компонента, %; W_i – индекс работы измельчения Бонда, кВт ч/т, косвенно оцениваемый по физико-механическим свойствам шлама; k_1, k_2 – эмпирические коэффициенты, определяемые для конкретного месторождения.

На третьем этапе использование вездеходной техники может обеспечивать энергетическую автономность вычислительных комплексов и работу систем спутниковой телеметрии в удаленных районах карьера. Так, в режиме реального времени, рассчитанные прогнозные показатели извлекаемости направляются на сервер горно-обогатительного комбината, обеспечивая обновление БГТМ [3].

Отмечается, что использование мобильных вездеходных установок кардинально меняет логистику опережающей разведки. Время на передислокацию буровой техники между уступами карьера может быть сокращено на 40-60 %. Также благодаря низкому удельному давлению на грунт произойдет снижение и даже предотвращение разрушения технологических дорог, что также важно при совмещении разведочных и очистительных работ [1]. Так, главным технологическим результатом подобного внедрения данной методики является возможность формирования паспорта добычного блока за промежуток около 10–14 дней до непосредственного начала буровых работ, что также позволяет организациям заблаговременного адаптировать режимы рудоподготовки. Для корректировки шаровой загрузки мельниц и настройки классифицирующего оборудования, применяются данные твердости руды, получаемые из исследования шлама [4].

Переходя к выводам, обговорим, что традиционная практика сгущения разведочной сети опирается на применение тяжелых гусеничных буровых станов. Но при этом, использование таких установок сопряжено с рядом критических ограничений: низкой скоростью перемещения, разрушением технологических дорог и невозможностью работы на обводненных участках карьера без капитальной подготовки площадок [1]. Внедрение в описываемую деятельность вездеходов-амфибий на шинах сверхнизкого давления принципиально изменит логику обслуживания горных работ [1].

Вездеходные платформы обеспечат расширение сезона буровых работ и в зависимости от региона позволят осуществлять их круглогодичного. Их способность по преодолению водных преград, работы в условиях распутицы и при экстремально-низких температурах гарантирует бесперебойное поступление данных на обогатительные предприятия независимо от климатических факторов [1].

Также модульная конструкция вездеходов позволит разместить и буровую мачту, и автономный энергетический блок, и экспресс-лабораторию, и комплекс телеметрии. Учитывая все это, можно говорить о том, что вездеход перестает быть просто транспортным средством, а становится полноценным мобильным аналитическим кластером [3]. И, безусловно, большое значение имеет экономическая оставляющая такого решения. Экономическая эффективность геометаллургического картирования напрямую зависит от плотности сетки скважин. Отсутствие необходимости в строительстве дополнительных подъездных путей и высокая мобильность вездеходной техники радикально снижает затраты на один погонный метр скважины [3].

Переход к точному планированию процессов рудоподготовки и обогащения становится невозможен баз оперативного обновления геолого-технологических моделей (рисунок 2).



Рисунок 2 -Мобильная установка типа УРБ-2Д3, смонтированная на базу вездеходов ЗВЕЗДА НХ4-41 (8х8)

Благодаря проведенному анализу становится очевидным, что применение буровых установок на базе вездеходов на шинах низкого и сверхнизкого давления становится определяющим фактором для решения этой задачи [1].

Сегодня связующим звеном между сложными горно-геологическими условиями забоя и требованиями обогатительной отрасли к качеству сырья выступает вездеходная техника. Она решает и логистические проблемы опережающей разведи в труднодоступных и обводненных зонах и позволяет перенести этап аналитических исследований непосредственно к устью скважины, а также обеспечивает надежную информационную базу для оптимизации процессов добычи [3].

Внедрение подобных мобильных решений является перспективным направлением для повышения рентабельности горно-обогатительной деятельности и минимизации капитальных затрат на инфраструктуру [3].

Список использованных источников

1. Бурмистрова О.Н. и др. Анализ исследований взаимодействия гусеничного движителя вездеходных машин со слабонесущим почвогрунтом // Resour. Technol.. 2020. №1.
2. Головин Б.А. и др. К вопросу о методике литологопетрофизических исследований каменного материала (в процессе бурения нефтегазовых скважин) // Изв. Сарат. ун-та Нов. сер. Сер. Науки о Земле. 2024. №1.
3. Загирный В.А. Геометаллургия: комплексный подход к цифровизации управления качеством рудопотоков на примере ЕВРАЗ Качканарского горно-обогатительного комбината // Горная промышленность. 2025;(5S):59–63
4. Игнатов П.В. Оптимизация параметров работы шаровой мельницы на рудоперерабатывающем комплексе // Экономика и социум. 2026. №1-1 (140).
5. Лахтионов С.В. и др. Использование потокового рентгенофлуоресцентного анализа для определения химического состава бурового шлама. PROНЕФТЬ. Профессионально о нефти. 2021;6(4):147-153.
6. Мишулович П.М. и др. Методологические аспекты создания геолого-технологических моделей месторождений полезных ископаемых // Вестник СПбГУ. Науки о Земле. 2019. №2.
7. Рассказов И.Ю. и др. Повышение эффективности разработки сложноструктурных месторождений при опережающей выемке особо богатых руд // ГИАБ. 2023. №4.

Using the results of advance drilling from mobile all-terrain vehicles to predict the technological properties of ore during processing planning

Filippova N.A., Blokhin A.N., Bur A.N., Zudov G.Yu.

The article discusses the application of geometallurgical mapping techniques using advance drilling data from mobile all-terrain vehicles. It is noted that operational analysis allows for accurate prediction of the recoverability of the mineral component, optimization of ore blending, and stabilization of ore flow quality in complex mining and geological conditions.

Секция "Технологическая минералогия, рудоподготовка, тонкое и сверхтонкое измельчение минерального сырья"

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИННОВАЦИИ В ОЦЕНКЕ ПРАКТИЧЕСКОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТЫХ ШУНГИТОВЫХ ПОРОД

Ковалевский В.В.[1], Щипцов В.В.[1, 2]

[1] ФГБУН Институт геологии КарНЦ РАН, г. Петрозаводск, Российская Федерация,
[2] ФГБОУ ВО «ПетрГУ», г. Петрозаводск, Российская Федерация

Шунгитовые породы распространены в Заонежье (Республика Карелия). Выделено 9 горизонтов шунгитовых пород с высоким содержанием $C_{орг}$ > 20 % в особой форме природной аллотропной модификации углерода – шунгит. Оценены высокоуглеродистые промышленные шунгитовые породы на основе геологических критериев, показаны корреляции и приведены рекомендуемые области применения уникального минерального сырья.

Высокоуглеродистые шунгитовые образования отмечаются в составе вулканогенно-осадочных комплексов Онежской структуры заонежской свиты людиковийского надгоризонта палеопротерозоя с возрастным интервалом 2100-1920 млн лет. В верхней подсвите заонежской свиты в пределах северной части Онежской структуры выделено 9 горизонтов шунгитовых пород (ШП) с высоким содержанием $C_{орг}$ > 20 %, которые слагают Зажогинское рудное поле на площади около 9000 км^2 с несколькими десятками месторождений и проявлений высокоуглеродистых ШП, в т.ч. два крупных разрабатываемых месторождения – Максово и Зажогино (Калинин и др., 2008). В задачи проведенных исследований входили следующие позиции: выделение значимых критериев при геолого-промышленной оценке ШП; оценка микронеоднородности ШВ; разработка рекомендаций по сферам применения ШП с учетом выделенных критериев. Карельские ШП могут занять определенную нишу на российском и мировом рынках. Учитывая географию, необходимо планировать развитие горного бизнеса на основе многоцелевого использования ШП в интересах подъема социально-экономической ситуации Заонежья, что должно быть положено в стержневую политику экономического подъема и возрождения традиционных обычаев и культуры района.

Актуальность промышленного использования ШП возрастает в связи с новыми результатами и с учетом разработок инновационных решений на современном уровне исследований. ШП относятся к классу углеродсодержащих пород, различающихся по содержанию углерода и разнообразию минералов. ШВ определяется как уникальный природный углерод, некристаллический, неграфитируемый, фуллереноподобный, т.е. особая природная аллотропная модификация углерода – шунгит (Ковалевский, 2009).

Уникальность ШВ проявляется на различных структурно-вещественных уровнях: надмолекулярном, молекулярном, электронном энергетическом, структурно-физическом и геолого-генетическом (парагенетическом).

ШП содержат ШВ и широкий спектр микро- и наноминералов. Помимо ШВ, к главным породообразующим минералам относятся кварц, слюда, альбит, пирит. Отмечается большое содержание второстепенных и акцессорных минералов, определенный спектр слоевых и кластерных примесей. Природные типы ШП характеризуются несколькими текстурно-структурными разновидностями, неоднородностью фазового состава углерода и геохимическими особенностями. Все это надо отнести к фактору, негативно влияющему на промышленное использование высокоуглеродистых ШП. Широкая изменчивость их химического состава, структурных параметров углерода и главных минералов фиксируется даже в пределах одного месторождения (Ковалевский и др., 2015).

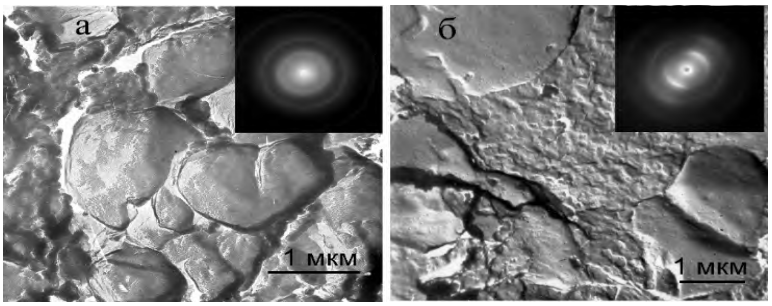
Метаморфизм и метасоматизм внесли заметный вклад в формирование генетически отличимых ШП. Они относятся к метаморфической серии месторождений полезных ископаемых. Промышленные свойства ШП контролируются метаморфизмом и наложенными процессами в значительной степени K-Na щелочного метасоматоза, который повлиял на формирование промышленных природных типов и сортов ШП и областей применения этого уникального сырья.

Использования ШП показывает, что их деление на промышленные типы с учетом только химико-генетического подхода явно недостаточно. В реальных практических направлениях использования ШП возникает ряд проблем, связанных с их различием по химическому и минеральному составу, структуре углеродистого вещества и пород в целом. И если по химическому составу разработаны и доступны сертификационные требования к сырью, то по структурным параметрам такие требования даже не рассматриваются. Именно структура углерода, подобно графиту и алмазу, определяет основные свойства ШП. Разрабатываемые в настоящее время Зажогинское и Максовское месторождения содержат сходные по химическому и минеральному составу ШП, сертифицируемые по содержанию углерода - (25-40 %), SiO_2 - (50-60 %), Al_2O_3 - (4-5 %), S - (1-3 %) и сумме окислов (FeO, CaO, MgO, TiO_2, Na_2O, K_2O и др.) – (4-5%), но различия в ШВ приводят и к неодинаковым физико-химическим свойствам.

ШП Зажогинского месторождения являются менее плотными, сажисто-матовыми, «пачкающимися» с изотропным ШВ, которое можно определить как микро - чешуйчатое с размерами обособленных чешуек порядка 100 нм (рисунок а).

ШП Максовского месторождения являются более плотными, матовыми с анизотропным ШВ, состоящим из плотно связанных глобул существенно меньших размеров (до 10 нм) (рисунок б). При этом минеральные компоненты имеют схожую морфологию и размеры. Подобные различия в ШВ приводят и к различным физико-

химическим свойствам. Например, ШП с содержанием углерода 31 % из Зажогинского месторождения имеет удельную поверхность 30 м^2/г, а ШП с содержанием углерода 35 % из Максовского месторождения - 20 м^2/г.



а) ***б)***

Рисунок - Шунгитовые породы месторождений Зажогино (а) и Максово (б):

на вставках микродифракционные картины шунгитового вещества, соответствующие изотропному (а) и анизотропному (б) углероду

Критерии, которые могут быть положены в основу новой геолого-промышленной классификации, выявляются и при разработке инновационных способов направленного модифицирования шунгитовых пород и получения на их основе новых наноразмерных материалов. Без апробации шунгитовых пород в технологиях практического использования невозможно создать реальную геолого-промышленную классификацию рассматриваемого вида сырья. Работы, осуществленные в рамках ряда проектов и хоздоговорных работ, позволили в некоторой степени заполнить этот пробел. В результате выполнения хоздоговорных работ с карельскими предприятиями (ООО «НЗТМ», ООО «ТДМ») определено различие ШП даже одного стратиграфического уровня, например, из залежей Максово и Зажогино, в металлургических процессах, при получении карбида кремния, а также в сельском хозяйстве при изготовлении кормовых добавок.

Процессы наноструктурирования ШП, происходящие при высокотемпературной обработке (1400^{o}С и выше), определяются типом и строением породы, минералогическим и микроэлементным составом, надмолекулярной и молекулярной структурой углеродистого вещества. Исследование ШП различных стратиграфических уровней показало, что при термообработке происходят твердофазные реакции, в том числе каталитически инициированные, между микро- и наноминералами (кварц, слюда) и некристаллическим углеродом шунгитовых пород, в результате которых синтезируется набор наноматериалов. Процессы формирования наноструктур очень чувствительны к типу шунгитовых пород и условиям эксперимента.

Проведенные работы показали, что для ШП существуют определенные корреляционные связи между геологическими критериями, геохимическими модулями, пиковой температурой метаморфизма, сорбционной активностью и эффективностью экранирования. Разнообразие ШП по содержанию углерода и минеральных компонентов, геологическим условиям образования и возможным направлениям практического использования вызывает необходимость их геолого-

промышленной классификации. Геологические критерии, данные по вещественному и минеральному составу, упорядоченность углеродистого вещества, физико-химические свойства и сферы практического применения должны быть положены в основу нового принципиального комплексного оценочного подхода и использовано в будущих работах по промышленному освоению уникального углеродсодержащего сырья России, так как текущими опытно-промышленными работами не охвачен весь спектр стратиграфических уровней ШП и соответствующих им свойств.

Список использованных источников

1. Калинин Ю.К. и др. Шунгиты Карелии - для новых стройматериалов, в химическом синтезе, газоочистке, водоподготовке и медицине. – Санкт-Петербург: УНЦХ СПбГУ. – 2008. - 219 с.
2. Ковалевский В.В. Шунгит или высший антраксолит //Записки РМО. 2009. - Т. 138. - № 5. – С. 97–105.
3. Ковалевский В.В. и др. Разработка и внедрение инновационных подходов в использовании шунгитовых пород // Сб.: Промышленные минералы: проблемы прогноза, поисков, оценки и инновационные технологии освоения месторождений. – Казань: ЗАО «Издательский дом. Казанская недвижимость». - 2015. - С. 369-371.

Technological innovations in assessing the practical use of high-carbon shungite rocks

Kovalevsky V.V., Shchiptsov V.V.

Shungite rocks are widespread in Zaonezhye (Republic of Karelia), 9 horizons of shungite rocks with a high content of Sorg > 20% in a special form of natural allotropic modification of carbon – shungite are allocated. Highly carbonaceous industrial shungite rocks are estimated on the basis of geological criteria, correlations are shown and the recommended areas of application of unique mineral raw materials are given.

СТРОНЦИЙСОДЕРЖАЩИЕ МИНЕРАЛЫ В БОКСИТАХ ВЕРХНЕ-ЩУГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (ТИМАН, РОССИЯ)*

Котова О.Б.[1], Ожогина Е.Г.[2], Размыслов И.Н.[1]

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

[2] ФГБУ "Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского", Москва, Российская Федерация, *e-mail ojogina@vims-geo.ru*

Исследованы стронцийсодержащие минералы в бокситах Верхне-Щугорского месторождения, определяющие их как потенциальное сырье редких и стратегических металлов. Показано, что сванбергитсодержащие бокситовые руды могут быть источником редких стратегических элементов.

* **Работа выполнена в рамках тем Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН.**

В последние годы наблюдается повышенный интерес к форме нахождения редких элементов в рудах черных, цветных, благородных металлов и неметаллических полезных ископаемых, в которых они нередко присутствуют в качестве попутных компонентов. В этих рудах редким, в том числе рассеянным металлам, как правило, не уделялось должного внимания, поэтому они оказались слабо изучены и практически не рассматривались в качестве потенциального источника сырья.

Сванбергит-диаспор-крандаллитовая минерализация обнаружена в девонских бокситах Тимана, которые подстилаются рифейскими доломитами с тонкой вкрапленностью франколита и пирита. Кора выветривания мощностью до 27 м сформирована франколитом, крандаллитом, сванбергитом, диаспором и бертьерином, в подчиненном количестве присутствуют, гетит и каолинит. Четкой границы между бокситовой и фосфатной зонами не прослеживается [1].

Исследованию подвергался стронций содержащий минерал группы крандаллита, обнаруженный в бокситах Верхне-Щугорского месторождения (Тиман, Россия). Минерал встречается в виде индивидуализированных кристаллов размером порядка 0,001 мм и их сростков, которые часто выполняют пространства между зернами кварца, гематита и, крандаллита. Идентификация минерала проведена методом комбинационного рассеяния света [1], который весьма привлекателен локальностью зоны исследования минеральных образцов, но, к сожалению, порой получению спектров мешает интенсивная люминесценция, что налагает ограничения на применимость этого метода к ряду минеральных объектов. По данным анализа минерал может быть диагностирован как сванбергит. Съемка спектров комбинационного рассеяния сванбергита проводилась в ЦКП “Геонаука” ИГ ФИЦ Коми НЦ УрО РАН на рамановском спектрометре LabRAM HR Visible 400-1100 (Horiba, Jobin).

Сванбергит - гидроксиалюмофосфат стронция $SrAl_3(PO_4)(SO_4)(OH)_6$ относится к группе бедантита надгруппы алунита. Сванбергит в ассоциации с минералами крандаллита может присутствовать в отложениях Тимана, но конкретно для бокситов Верхне-Щугорского месторождения он считается не характерным. Образование сванбергита может быть связано с гидротермальными процессами или метасоматическими изменениями вмещающих пород или руд. Он может встречаться в месторождениях глинозёма средней степени метаморфизма и бокситах (https://catalogmineralov.ru/mineral/svanbergite.html). Не исключено, что сванбергит, может быть вторичным минералом, образовавшимся в результате экзогенных (гипергенных) процессов.

Среднетиманские бокситы содержат повышенное содержание РЗЭ, ниобия, фосфора, стронция [2]. При переработке бокситов по схеме Байера такие металлы как Nb, Cr, Sc, РЗЭ и др. уходят в шламы, утилизация которых является крупной проблемой. Величина потерь может быть значительна (до 20 отн. %). В рудах помимо

изоморфной примеси этих элементов в кристаллической структуре нерудных минералах могут присутствовать механические микровключения редкометальных минералов размером 1–20 мкм, которые относятся к категории неизвлекаемых, что также снижает степень извлечения полезных компонентов.

Минералы группы крандаллита (гояцит, крандаллит, флоренсит) типичны для бокситов и других продуктов выветривания. В пределах Верхне-Шугорского бокситового месторождения минералы группы крандаллита были исследованы Лихачевым (1993) и Мордбергом (1999). Установлено, что минералы гр. крандаллита и сванбергит нередко ассоциируют с диаспором, содержание P_2O_5 в бокситовой зоне достигает 10 %.

На основании рентгенографического фазового анализа автор указывает на присутствие франколита, диаспора, бертьерина, серицита, гематита, каолинита, доломита и пирита в переменных количествах.

Отмечая высокое содержание MgO, в работе говорится о наличие реликтового доломита, а высокие значения Sr (5,2 %) и S (3,27%) предполагают наличие сванбергита. Однако идентифицировать минералы серий крандаллит-гояцит и сванбергит на основе только рентгенографического фазового анализа оказалось затруднительным из-за наложения пиков минералов. В тоже время полученные нами КС спектры убедительно указывают на присутствие сванбергита, который по данным электронно-микроскопического анализа представлен зернами изометрической, ромбоэдрической и близкой к ней формы. Содержание Sr в минерале считается аномально высоким.

В заключении следует отметить, что сванбергитсодержащие бокситовые руды могут быть источником редких стратегических элементов, которые необходимы для развития высокотехнологичных отраслей, модернизации промышленности, обеспечения национальной безопасности. Их освоение может компенсировать истощение традиционных запасов и снизить зависимость от импорта.

Список использованных источников

1. Котова О.Б. и др. Нетрадиционные формы нахождения критических металлов в комплексных рудах и пути развития методов их идентификации // Обогащение руд, 4, 2025, С. 37-43.
2. Котова О.Б. и др. Технологическая минералогия как основа комплексного освоения полезных ископаемых (на примере бокситов Верхне-Щугорского месторождения) // Горный журнал, 2021. № 11. С. 21-26.

Strontium in crandallite group minerals

Kotova O.B., Ozhogina E.G., Razmyslov I.N.

Strontium-containing minerals in bauxites of the Verkhne-Shchugorsk deposit have been studied, identifying them as potential raw materials for rare and strategic metals. It is shown that svanbergite-containing bauxite ores can be a source of rare strategic elements.

РАЗРАБОТКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БОКСИТОВЫХ РЕСУРСОВ ТИМАНСКОЙ ПРОВИНЦИИ ДЛЯ ВЫСОКОЛИКВИДНЫХ ИНДУСТРИАЛЬНЫХ ПРОДУКТОВ*

Понарядов А.В., Котова О.Б., Размыслов И.Н.
ФГБУН Институт геологии им. академика Н.П. Юшкина ФИЦ Коми НЦ УрО РАН,
г. Сыктывкар, Российская Федерация, *e-mail alex401@rambler.ru*

Получены высокодисперсные частицы трифторида алюминия из бокситового сырья Вежаю-Ворыквинского месторождения, Средний Тиман. Проведенное сравнение показало преимущества нагрева в СВЧ поле по сравнению с традиционным конвективным нагревом.

Расширение направлений использования бокситового сырья рассматривается как один из ключевых путей повышения ресурсной эффективности алюминиевой отрасли и снижения техногенной нагрузки на окружающую среду.

Наряду с традиционным использованием бокситов для получения глинозема (процесс Байера) все большее внимание уделяется вовлечению низкосортных бокситовых руд и отходов в производство высоколиквидных индустриальных продуктов с высокой добавленной стоимостью.

В этом контексте перспективным направлением является получение трифторида алюминия (AlF_3) непосредственно из бокситового сырья, что позволит повысить глубину переработки руды и уменьшить объемы складируемых отходов [1, 2]. Трифторид алюминия используется в технологии электролитического получения алюминия, выполняя функции флюса и корректирующей добавки к криолитовому электролиту.

На рынке традиционно преобладают технологии получения AlF_3 из глинозема или гидроксида алюминия с использованием фтороводорода и фторкремниевой кислоты, при этом стоимость и доступность фторсодержащего сырья, а также экологические ограничения стимулируют поиск альтернативных схем, основанных на использовании бокситов и алюминиевых отходов.

Вовлечение низкосортных бокситов в процесс получения AlF_3 позволит более полно использовать потенциальное содержание алюминия в руде и снизить ресурсные и транспортные затраты за счет интеграции с существующей инфраструктурой глиноземного и алюминиевого производств.

Одним из основных подходов к получению трифторида алюминия из бокситового сырья является ступенчатое фторирование и последующая термическая обработка в

* **Работа выполнена в рамках тем Государственного задания Института геологии ФИЦ Коми НЦ УрО РАН.**

условиях конвективного нагрева (муфельные или шахтные печи). Такой режим обеспечивает хорошо контролируемый и воспроизводимый температурно-временной профиль, что важно для поэтапного протекания процессов дегидроксилирования, удаления примесей (Fe, Si, Ti) и формирования фторидных фаз алюминия. Достоинствами метода являются технологическая простота, адаптируемость к существующему термическому оборудованию и возможность обработки значительных объемов сырья; к недостаткам относятся сравнительно высокие энергозатраты, длительное время выдержки на рабочих температурах и ограниченная скорость прогрева материала, что может приводить к температурным градиентам и неоднородности структуры целевого продукта.

Применение нагрева в СВЧ поле при переработке минерального сырья рассматриваются как энергоэффективная альтернатива традиционному нагреву, обеспечивающая объемное и, в ряде случаев, селективное поглощение энергии минеральными фазами. Для бокситов микроволновый нагрев значительно ускоряет процессы разложения, сокращая время обработки. Эти особенности делают микроволновое облучение перспективным инструментом для интенсификации стадий фторирования и последующей кристаллизации AlF_3, поскольку повышенная скорость нагрева и более равномерное распределение температуры в объеме частицы могут способствовать ускоренному формированию целевых фторидных фаз.

Получены образцы трифторида алюминия из бокситов Вежаю-Ворыквинского месторождения (Средний Тиман, Россия) двух разновидностей: высокожелезистых (GB) и низкожелезистых (B). Оба образца боксита характеризуются высоким содержанием алюминия и высоким значением кремниевого модуля.

Образец GB представляет собой железистую разновидность боксита с кремниевым модулем 12.7. Основными фазами являются бёмит (41 %), гематит (28 %), гётит (9 %), каолинит (16 %) и рутил (6 %).

Кремниевый модуль образца низко-железистого боксита ниже (7.7), выше содержания бёмита, каолинита и рутила (51 %, 38 % и 8 %), гематит практически отсутствует (менее 3 %). Фторирующий агент – гидрофторид аммония (ХЧ, ЗАО «Химреактив»).

Исследовано влияния типа нагрева (конвективный и СВЧ поле) на степень превращения алюминия боксита в трифторид алюминия, а также на фазовый состав и морфологию получаемого продукта.

Методом рентгенографического фазового анализа установлено, что формирование трифторида алюминия протекает при температуе выше 380°C с образованием промежуточных фаз: NH_4AlF_4 при конвективном нагреве и $(NH_4)_3AlF_6$ в СВЧ поле.

В образцах также обнаружены бемит, корунд, гематит и рутил. Установлено, что

при использовании СВЧ поля размер частиц трифторида алюминия (область когерентного рассеяния) ниже, чем при использовании конвективного нагрева. Полученные результаты подтверждены методом СЭМ: установлено формирование высокодисперсных частиц AlF_3 при нагреве в СВЧ поле.

Проведенная оценка показывает, что использования нагрева в СВЧ поле позволяет сократить до 40 % потребление электроэнергии при синтезе высокодисперсных частиц трифторида алюминия из бокситовой руды.

Список использованных источников

1. Размыслов И.Н. и др. Минералого-технологические особенности высокодисперсных минеральных систем. Твердофазный синтез Fe-Al-F композитов (Вежаю-Ворыквинское месторождение бокситов) // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025), г. Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 г.: материалы международной конференции – Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025, С.157-159.
2. Chen X. [et al.] The development and utilization of bauxite resources in the Guizhou Province and relevant challenges to the ecology and the environment // Gospodarka surowcami Mineralnymi – Mineral Resources Management. 2022. № 38(2). С. 15–30.

The development and utilization of bauxite resources of the Timan province for highly liquid industrial products

Ponaryadov A.V., Kotova O.B., Razmyslov I.N.

Highly dispersed aluminum trifluoride particles were obtained from bauxite ore from the Vezhayu-Vorykvinskoye deposit in Middle Timan. A comparison demonstrated the advantages of microwave heating over traditional convective heating.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКАЯ АКТИВАЦИЯ ПРИРОДНОГО СПОДУМЕНА МОЩНЫМИ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫМИ ИМПУЛЬСАМИ И ПЛАЗМОЙ БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА КАК СТАДИЯ ПРЕДПЕРЕХОДНОГО СТРУКТУРНОГО СОСТОЯНИЯ

Бунин И.Ж., Хабарова И.А.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация,
e-mail: bunin_i@mail.ru, xabosi@mail.ru

Рассмотрены механизмы процесса декрипитации (деструкции) природного сподумена методами нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов и низкотемпературной плазмы атмосферного диэлектрического барьерного разряда. Выявлены закономерности разрушения минерала по границам зерен и микровключений за счет электрострикции и индуцированных механических напряжений. Зафиксированы эффекты поверхностного разупрочнения и направленного изменения электрических и поверхностных свойств минерала. Полученные результаты ориентированы на создание ресурсосберегающей технологии переработки труднообогатимого литиевого сырья.

Современный этап развития мировой и отечественной промышленности характеризуется лавинообразным ростом потребности в литиевом сырье высокого качества [1]. Крупнейшим стратегическим резервом данного металла в России является Колмозерское месторождение, представленное труднообогатимыми сподуменовыми пегматитами [2]. Традиционная технологическая схема переработки данного типа руд включает обязательную стадию декрипитации при 1100 °C для перевода α–сподумена в химически активную (разупрочненную) β–модификацию. Однако данный процесс характеризуется высокой удельной энергоемкостью (до 200–300 кВт·ч/т), что обусловлено необходимостью длительного удержания высоких температур и жесткими требованиями к аппаратурному оформлению крупногабаритных вращающихся печей [3–5]. Существенным недостатком высокотемпературного обжига является сопутствующее локальное оплавление вмещающих минералов пустой породы (кварца, альбита, микроклина) с образованием вязких эвтектических расплавов [6], что приводит к формированию экранирующих стекловидных фаз (glass phase) на поверхности зерен целевого минерала, блокирующих диффузионные каналы и снижающих извлечение лития (Li) на стадии последующего кислотного выщелачивания [7]. Отмеченные технологические недостатки и весь комплекс связанных с ними ограничений традиционных методов стимулируют поиск альтернативных, физически обоснованных способов деструкции сподумена и раскрытия минеральных комплексов [1, 8–12].

Перспективным направлением повышения эффективности раскрытия минеральных комплексов является применение нетепловых высокоэнергетических воздействий, способных вызывать селективное разрушение минералов на микро- и макроуровне без объемного нагрева рудной массы. К числу наиболее эффективных методов относятся обработка мощными электромагнитными импульсами (МЭМИ) и воздействие низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда (НТП–ДБР) атмосферного давления. В основе их действия лежит совместное комплексное влияние сильных электрических полей, ударно-волновых процессов и химически активных частиц плазмы.

Настоящая работа посвящена экспериментальному изучению и сравнительному анализу механизмов декрипитации природного сподумена при нетепловом воздействии наносекундных МЭМИ и плазмы микросекундного барьерного разряда с целью интенсификации последующих структурных фазовых превращений целевого минерала Li.

В качестве объектов исследования выступали кристаллы и мономинеральные фракции сподумена Колмозерского месторождения. Минеральные пробы получены из Музея геологии и минералогии имени И.В. Белькова ГИН КНЦ РАН. Сподумен представлен непрозрачными серовато-зеленоватыми кристаллами уплощенно-призматического габитуса с включениями альбита, кварца, мусковита, касситерита,

апатита и граната; содержание Li_2O составляет порядка 7–8 мас.% [2].

Эксперименты по электромагнитной импульсной и плазменной обработке проводились на высоковольтных генераторах МЭМИ и ДБР в воздушной среде. Параметры МЭМИ составляли: амплитуда импульса напряжения U_A=25 кВ, длительность переднего фронта 2–5 нс, полная длительность импульса 4–10 нс, частота следования импульсов 100 Гц. Продолжительность обработки ($t_{обр.}$) варьировалась в диапазоне от 10 до 60 с. Плазма микросекундного импульсно-периодического барьерного разряда формировалась в плоскопараллельной разрядной ячейке в воздухе при атмосферном давлении. Параметры инициирующих разряд импульсов составляли: напряжение питания разряда U_A≅20 кВ, длительность переднего фронта импульса ~300 нс. Длительность (τ_{imp}) и частота повторения (f_{imp}) импульсов составляли 4 и 8 мкс, 2 и 16 кГц соответственно. Время экспозиции образцов в плазме барьерного разряда составляло $t_{обр.}$=10–60 с. Непрерывный макроскопический контроль температуры минеральных образцов и рабочих электродов фиксировал значения не выше 150 °C даже при максимальной длительности обработки ($t_{обр.}$=60 с), что подтверждает нетепловой и энергетически умеренный характер протекающих физико-химических процессов.

Для прецизионного комплексного анализа морфологии, дефектности и гетерогенности поверхности сподумена до и после энергетических воздействий применяли следующие аналитические методы: растровая электронная микроскопия и рентгеноспектральный микроанализ (РЭМ–РСМА): исследования морфологических особенностей и элементного состава поверхности выполняли на микроскопе LEO 1420VP с системой INCA Energy 350. Микротвердость (*HV*, кгс/мм²): количественную оценку разупрочнения образцов размером ~10×10×4.5 мм проводили методом Виккерса на приборе ПМТ-3М при нагрузке 100–150 гс и времени выдержки индентора 10–15 с. Определение дзета-потенциала (ζ, мВ) минеральных частиц крупностью менее 20 мкм осуществляли методом электрофоретического рассеяния света на анализаторе Nanosizer Zeta Pro. Для 3D топографической оценки деструкции и трещинообразования на поверхности сподумена использовали конфокальную лазерную сканирующую микроскопию (КЛСМ, прибор Keyence VK-9700, программа Gwyddion). Методом лежащей капли проводили оценку влияния МЭМИ на гидрофильно-гидрофобные свойства и кинетику смачивания поверхности сподумена (оптический тензиометр Drop Shape Analyzer DSA25, Krüss).

При воздействии *НТП–ДБР* декрипитация сподумена происходит по селективному механизму локализованной термомеханически–флюидной деструкции без макронагрева минеральной матрицы. По данным РЭМ, этот процесс включает разрушение межфазных границ (например, «кварц–сподумен»), вскрытие газово-жидких флюидных включений и локальные поверхностные микрооплавления в зонах

контакта плазменных микроразрядов с образованием сферических полиморфных микрофаз. Кратковременная обработка ($t_{обр.}$=10–30 с) обеспечивает плазмохимическую очистку поверхности минерала, обнажая силикатный каркас $[SiO_4]^{-4}$ и увеличивая число разорванных связей (Si–O) и (Al–O). Это приводит к росту плотности некомпенсированного отрицательного заряда, предельное насыщение которого фиксируется по выходу $\zeta-$потенциала на стационарное плато с –18.6 мВ до –33.5 мВ. В результате плазменного воздействия происходило разупрочнение поверхности образцов вследствие развития микротрещин по границам микровключений; максимальное относительное снижение микротвердости сподумена ΔHV_{max} составило 18.4 % (с 1087 до 887 кгс/мм²) при режиме обработки (τ_{imp}=8 мкс, f_{imp}=16 кГц, $t_{обр.}$=30–40 с). Увеличение времени экспозиции до $t_{обр.}$=60 с не приводило к повышению числа поверхностных активных центров, т.к. энергия барьерного разряда преимущественно расходовалась на объемную деструкцию кристаллической решетки сподумена.

При нетепловом воздействии МЭМИ декрипитация сподумена протекает по иерархическому электродинамическому механизму в режиме ударно-адиабатического нагружения. За счет локального усиления электрического поля в вершинах дефектов механические напряжения достигают $\sigma_{loc}\approx$300–500 МПа, что вызывает интенсивное развитие субмикронных трещин размером ~0.8 мкм и формирует энергетические предпосылки для реализации последующего энергосберегающего (возможно, низкотемпературного) $\alpha\rightarrow\beta$ перехода. Высокая скважность процесса ($S\approx 10^6$, пиковая мощность 12.5 МВт при средней 12.5 Вт) обеспечивает квазиизотермический режим обработки и эффективный отвод тепла в межимпульсном интервале (T = 10 мс), что исключает макронагрев матрицы и обусловливает селективное внутрикристаллитное разрушение сподумена по плоскостям спайности (110) вдоль цепочек силикатных тетраэдров. Влияние МЭМИ на физико-химические свойства поверхности носит стадийный характер: если на начальном этапе обработки ($t_{обр.}$=10–20 с) за счет структурно-энергетической модификации активных центров происходит гидрофобизация минерала, то при длительном воздействии ($t_{обр.}$=30–40 с) доминирует деструкция приповерхностного слоя.

Совместное проявление эффектов разупрочнения (ΔHV = 20%) и трещинообразования (рост параметра шероховатости r до 3.1) интенсифицирует смачивание за счет увеличения истинной площади контакта. Сформированный развитый рельеф и повышение гидрофильности поверхности создают благоприятные предпосылки для глубокого проникновения реагента в объем материала и интенсификации последующего сернокислотного выщелачивания Li.

Сравнительный анализ экспериментальных данных позволяет разграничить области технологической эффективности исследуемых методов высокоинтенсивного воздействия и выявить их специфическое влияние на структуру сподумена.

Воздействие НТП–ДБР имеет преимущественно поверхностно-активационную и плазмохимическую направленность и наиболее эффективно на начальных этапах обработки. При $t_{обр.}$=10–30 с происходит глубокая очистка поверхности, раскрытие силикатного каркаса и максимальный сдвиг ζ – потенциала в отрицательную область; разупрочнение поверхности обусловлено действием плазменных микростримеров по границам микровключений.

При воздействии МЭМИ реализуется объемно-деструктивный электродинамический механизм. За счет наведения высоких механических напряжений по границам минеральных компонентов с различной диэлектрической проницаемостью, МЭМИ вызывают сквозное внутрикристаллитное трещинообразование в объеме минерала, обеспечивая более глубокое механическое разупрочнение по плоскостям спайности (110). В отличие от плазмы, МЭМИ на начальном этапе гидрофобизируют поверхность сподумена, и лишь при длительной экспозиции вызывают существенное повышение гидрофильности за счет развития капиллярной сети микротрещин.

Применение нетепловых методов высокоинтенсивного воздействия, предположительно, будет способствовать созданию условий для изменения классического высокотемпературного маршрута фазовых трансформаций $\alpha \rightarrow \gamma \rightarrow \beta$ [7]. За счет генерации экстремальных локальных напряжений в вершинах дефектов и плазмохимической деструкции связей силикатного каркаса наносекундные импульсные поля переводят кристаллическую решетку сподумена в метастабильное состояние, что, возможно, позволит инициировать процессы декрипитации сподумена, минуя стадию формирования упорного гексагонального γ–полиморфа, существенно снижая температурный барьер последующего вскрытия и нивелируя риски падения сквозного извлечения лития. Таким образом, влияние нетепловых физических полей на структуру сподумена носит разнонаправленный (дифференцированный) характер для каждого из рассмотренных методов воздействия, подготавливая силикатный каркас к последующему структурному фазовому переходу без больших затрат тепловой энергии.

Список использованных источников

1. Nandihalli N. [et al.] Aspects of Spodumene Lithium Extraction Techniques // Sustainability. – 2024. – Vol. 16. – P. 8513.
2. Морозова Л.Н. и др. Сподумен — основной источник лития редкометалльных пегматитов Колмозерского месторождения // Труды Ферсмановской научной сессии ГИ КНЦ РАН. – 2020. – 17. – С. 369 – 373.
3. Salakjani N.Kh. [et al.] Mineralogical Transformations of Spodumene Concentrate from Greenbushes, Western Australia. Part 1: Conventional Heating // Minerals Engineering. – 2016. Vol. 98. – P. 71 – 79.
4. Abdullah A.A. [et al.] Phase Transformation Mechanism of Spodumene during its Calcination // Minerals Engineering. 2019. – Vol. 140. – P. 105883.
5. Subasinghe H.C.S., Rezaee M. Direct Lithium Extraction from α–Spodumene using NaOH

Roasting and Water Leaching // Chemical Engineering Journal. 2025. – Vol. 505. – P. 159661.
6. Salakjani N.Kh. [et al.]Mineralogical Transformations of Spodumene Concentrate from Greenbushes, Western Australia. Part 2: Microwave Heating // Minerals Engineering. 2017. Vol. 100. P. 28 – 39.
7. Dessemond C. [et al.] Phase Transitions in the α–γ–β Spodumene Thermodynamic System and Impact of γ–Spodumene on the Efficiency of Lithium Extraction by Acid Leaching // Minerals. 2020. Vol. 10. No 6. P. 519.
8. Salakjani N.Kh. [et al.] Acid Roasting of Spodumene: Microwave vs. Conventional Heating // Minerals Engineering. 2019. – Vol. 138. – P. 161–167.
9. Криволапова О.Н., Фуреев И.Л. Применение микроволнового излучения для декрипитации сподумена Колмозерского месторождения // Известия вузов. Цветная металлургия. 2023. – № 6. – С. 5–12.
10. Юдин А.С. и др. Электроимпульсное разделение сподуменсодержащих пегматитов на минеральные фракции для извлечения лития // ФТПРПИ. – 2024. – № 6. – С. 184–191.
11. Dessemond C. [et al.] Reductive Thermal Plasma Conversion of a Spodumene Concentrate and Impact on Lithium Extraction // Minerals Engineering. – 2024. – Vol. 211. – P. 108682.
12. Bu Y. [et al.] A Review on Lithium Extraction Processes from Spodumene and Resource Utilization of the Generated Lithium Slag // Minerals. –2025. – Vol. 15. – P. 1073.

Physicochemical activation of natural spodumene by high-power electromagnetic pulses and dielectric barrier discharge plasma as a stage of pre-transitional structural state

Bunin I.Zh., Khabarova I.A.

The mechanisms of natural spodumene decrepitation (destruction) by non-thermal treatment using high-power electromagnetic pulses and low-temperature atmospheric dielectric barrier discharge plasma are considered. The patterns of mineral fracture along grain boundaries and microinclusions due to electrostriction and induced mechanical stresses have been identified. The effects of surface softening and directional changes in the electrical and surface properties of the mineral are captured. The results obtained are aimed at developing a resource-saving technology for processing refractory lithium ores.

ОЦЕНКА РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ СОСТАВЛЯЮЩИХ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОКАЗАТЕЛЯ КОНТРАСТНОСТИ МАШИННОГО КЛАССА КРУПНОСТИ

Лабудин В.С.[1], Храмов А.Н.[1], Быковский М.П.[2], Купцова А.В.[3]

[1] ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: labydinvitalii@mail.ru,
[2] ООО «ГРК «Быстринское», г. Чита, Российская Федерация,
[3] АО «Механобр инжиниринг», Санкт-Петербург, Российская Федерация

Предложен способ выбора оптимальной степени измельчения полиметаллических руд для флотационного обогащения. Ключевым критерием является показатель контрастности, рассчитываемый только для машинного класса крупности (-0,071+0,020 мм) с учетом потерь с необогащаемым классом и шламовой фракцией. Экспериментально подтверждено, что максимум показателя соответствует наибольшему извлечению меди в цикле основной флотации и составляет 94,97%.

Повышение эффективности переработки труднообогатимого сырья за счёт совершенствования процессов рудоподготовки является одной из актуальных задач горной отрасли.

На стадии измельчения расходуется до 75 % энергии всего обогатительного передела, а от полноты раскрытия ценных минералов напрямую зависят технологические показатели обогащения [1, 2].

Эффективное флотационное обогащение происходит на «машинным классом» крупности – диапазоном -0,071+0,020 мм. Верхняя граница этого класса обусловлена преобладанием нераскрытых сростков, нижняя – образованием труднофлотируемых шламов.

Известные способы выбора оптимальной степени измельчения имеют определённые ограничения. Метод, основанный на флотационных тестах [4], требует проведения большого количества трудозатратных опытов.

Способы оценки раскрываемости по коэффициенту раскрытия [5] или с использованием систем анализа микроизображений [6] позволяют определить динамику процесса, но не дают численного значения оптимума.

Наиболее близким к предлагаемому является способ расчёта показателя порционной контрастности [7], однако его недостаток заключается в погрешности, вносимой на начальной стадии измельчения крупными нераскрытыми классами, что снижает точность определения оптимума.

Предлагаемый способ заключается в следующем: от представительной пробы руды отбирают навески и измельчают до различной крупности, обеспечивая выход класса -0,071 мм на уровне 50, 60, 70, 80 и 9 0%.

Каждую пробу рассеивают с получением трех продуктов: необогащаемый класс (+0,071 мм), машинный класс (-0,071+0,020 мм) и шламовая фракция (-0,020 мм).

Для необогащаемого класса и шламов определяют выход и содержание ценного компонента химическим анализом.

Машинный класс дополнительно рассеивают на дополнительные классы (-0,071+0,040 и -0,040+0,020 мм) и для каждого класса, методом оптической микроскопии (с использованием систем типа «Минерал С7» [3]) определяют содержание раскрытых зерен.

Показатель контрастности машинного класса (Мм.кл) рассчитывают по формуле, учитывающей распределение ценного компонента внутри машинного класса и его потери с необогащаемыми фракциями (класс +0,071мм и -0,020 мм):

$$M_{м.кл} = \frac{\sum_{1}^{m} \left|(\beta_i - \alpha)\right| \cdot \gamma_i}{100 \cdot \alpha} + \left|\left(\varepsilon_{нк} - \gamma_{нк}\right)\right| + \left|\left(\varepsilon_{шл} - \gamma_{шл}\right)\right|$$

где α – содержание ценного компонента в исходной руде, %;

βi, γi – содержание и выход i-й фракции машинного класса;

$Ɛ_{нк}$, $γ_{нк}$ – извлечение и выход необогащаемого класса;

$Ɛ_{шл}$, $γ_{шл}$ – извлечение и выход шламовой фракции.

Оптимальная степень измельчения соответствует максимуму зависимости Мм.кл от выхода класса -0,071 мм, что свидетельствует о наилучшем балансе между раскрытием ценных минералов и минимизацией потерь.

Экспериментально подтверждено на пробе полиметаллической руды, содержащей халькопирит. По результатам исследований построена зависимость показателя контрастности машинного класса от выхода класса -0,071 мм (рисунок).

Максимум показателя Мм.кл зафиксирован в области выхода класса -0,071 мм 75–80 %. Для верификации проведены флотационные тесты в одинаковых реагентных режимах.

Максимальное извлечение меди в цикле основной флотации (94,97 %) достигнуто при выходе класса -0,071 мм, равном 80 %, что полностью соответствует прогнозу по предлагаемой методике.

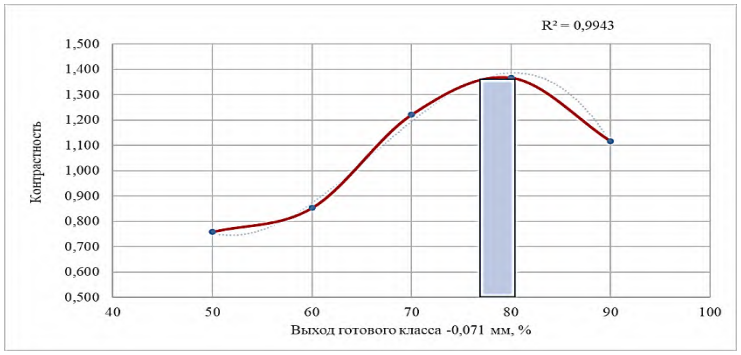


Рисунок – Зависимость показателя контрастности машинного класса для халькопирита от выхода класса -0,071 мм

Разработанный способ выбора оптимальной степени измельчения, основанный на анализе показателя контрастности машинного класса, позволяет:

– повысить точность определения рациональной тонины помола за счет учета потерь с необогащаемым классом и шламовой фракцией;

– снизить трудоемкость исследований, так как детальный минералогический анализ требуется только для машинного класса крупности;

– обеспечить максимальное извлечение ценных компонентов при флотационном обогащении.

Предложенная методика может рекомендоваться к использованию при технологических исследованиях полиметаллических и других типов руд.

Список использованных источников

1. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость. Екатеринбург: УГГУ, 2009. 379 с.
2. Лабудин В.С., Храмов А.Н. Лабораторные исследования раскрываемости минералов карбонатно-флюоритовой руды // Вестник ЗабГУ. 2023. Т. 29. № 4. С. 95-104.

3. Купцова А.В. и др. Применение минералого-аналитических методов определения параметров раскрытия минералов // Горный журнал. 2014. № 11. С. 34-39.
4. Митрофанов С.И. и др. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. - М.: Недра, 1974. - С. 25.
5. Исследование полезных ископаемых на обогатимость: метод. указ. / сост. О.Н. Белькова, С.Б. Леонов. - Иркутск: ИГТУ, 1996. - 43 с.
6. Аксенова Г.Я. Количественная оценка степени раскрытия минералов при измельчении руд // Обогащение руд. - 2005. - № 3. - С. 14-18.
7. Храмов А.Н. Алгоритм исследования раскрываемости ценных компонентов и его технологические возможности применения при измельчении руд // Вестник Забайкальского государственного университета. - 2012. - № 2(81). - С. 36-41.

Assessment of the disclosure of mineral components polymetallic ores using the contrast ratio of the machine size class

Labudin V.S., Khramov A.N., Bykovsky M.P., Kuptsova A.V.

A method for selecting the optimal degree of grinding of polymetallic ores for flotation enrichment is proposed. The key criterion is the reliability index, calculated only for the machine size class (-0.071+0.020 mm), taking into account losses with the non-enriched class and the slurry fraction. It has been experimentally confirmed that the maximum value corresponds to the highest copper recovery in the main flotation cycle and amounts to 94.97%.

СПЕЦИФИКА МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ КОМПЛЕКСНЫХ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНО-КОБАЛЬТОВЫХ РУД

Сычева Н.А., Кривощеков Н.Н., Шувалова Ю.Н.
ФГБУ «Всероссийский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского»,
Москва, Российская Федерация, *e-mail: sycheva@vims-geo.ru*

Минералого-технологическая оценка комплексных окисленных медно-кобальтовых руд проведена с целью определения возможности их обогащения. Установлены основные факторы, влияющие на качество получаемых медного и кобальтового концентратов.

В России медь и кобальт относятся к группе стратегических полезных ископаемых, запасы которых полностью удовлетворяют потребностям промышленности. Тем не менее, учитывая мировые тенденции роста их потребления, возникает необходимость развития минерально-сырьевой базы и прироста запасов этих металлов. Особенно это относится к кобальту, практически единственным промышленным источником которого в нашей стране являются сульфидные медно-никелевые руды. В связи с развитием отрасли литий-ионных аккумуляторных батарей ожидается резкое увеличение его потребности в ближайшем будущем.

Возможность получения кондиционных продуктов из любых руд определяется их вещественным составом: текстурно-структурными особенностями, химическим и

минеральным составами, морфологией выделений рудных и породообразующих минералов, их структурной, фазовой неоднородностью и элементным составом, вторичными изменениями.

В рамках поисково-оценочных работ изучен вещественный состав медно-кобальтовой руды одного из месторождений республики Хакассии, расположенного в Аскизском районе. Генезис оруденения определен как гидротермальный. На месторождении развита зона окисления. Руды изучались комплексом минералогических методов, включающим оптические методы исследования (оптико-петрографический, минераграфический), рентгенографический количественный фазовый анализ (РКФА) и рентгеноспектральный микроанализ (РСМА). Исследованиям подвергался каменный материал исходной пробы, продукты ситового анализа и продукты обогащения.

Руда представлена крепкими интенсивно измененными и окварцованными эффузивными породами с медной и кобальтовой минерализацией. Текстура руды неяснопятнистая, брекчиевидная, вкрапленная, прожилковая, пористая и кавернозная. Структура тонко-мелкозернистая, часто отмечаются реликты первоначального строения эффузивных пород: порфировой, миндалекаменной и микролитовой. Широко развиты коррозионные структуры, связанные с замещением и разъеданием ранее выделившихся минералов. Содержание $Cu_{общ}$ составляет 2,73 %, Co – 0,022 %, As – 1,36 %, Sb – 0,43 %, $S_{общ.}$ – 1,7 %, $S_{сульф.}$ – 1,52 %, Fe_2O_3 – 3,19 %, SiO_2 – 70,74%, Al_2O_3 – 11,89 %, K_2O – 3,2 %.

Проведенные исследования показали, что руда имеет очень сложный минеральный состав, обусловленный развитием на месторождении зоны окисления. Установлено, что медь связана с четырнадцатью различными минералами, среди которых выделяются первичные, вторичные и переотложенные.

Первичные минералы преобладают, представлены блеклой рудой и халькопиритом. Вторичные – ковеллин, халькозин и ченевиксит – развиваются по первичным, присутствуют в подчиненном количестве. Вторичные переотложенные - азурит, малахит, эухроит и тиролит – характеризуются неравномерным распределением в руде, выполняют поры и пустоты, образуют корочки и налеты. Помимо перечисленных минералов медь изоморфно входит в скородит, эритрин, скуттерудит, арсенопирит и пирит (таблица).

Кобальт связан с четырьмя минералами. Первичным минералом является скуттерудит, вторичным переотложенным – эритрин. Небольшая часть Co входит в кобальтсодержащий арсенопирит (данаит и глаукодот) и ченевиксит, последний образует полные псевдоморфозы по идиоморфным зональным зернам, которые, предположительно, могут принадлежать минералу из группы смальтина-хлоантита (арсенид кобальта и никеля). Это предположение доказывается повышенными

содержаниями Co и Ni (0,75 % и 0,35 % соответственно) в ченевиксите псевдоморфоз по сравнению с ченевикситом, замещающим другие минералы (0,4 % и 0,05%).

Таблица - Минералы меди и кобальта, развитые на месторождении

Минерал	Формула	Содержание, %*	Характеристика минерала в руде
Первичные минералы меди			
Тенантит-тетраэдрит	$Cu_{12}As_4S_{13}$-$Cu_{12}Sb_4S_{13}$	Cu 41,05	цементирует обломки эффузивных пород, образует вкрапленность ксеноморфных зерен и агрегатов размером 0,00n-10n мм
Халькопирит	$CuFeS_2$	Cu 34,36	
Вторичные и переотложенные минералы меди			
Халькозин	Cu_2S	Cu 71,8	образует прожилковидные выделения по блеклой руде и халькопириту
Ковеллин	CuS	Cu 63,9	развивается по халькозину
Азурит	$Cu_3(CO_3)(OH)_2$	Cu 62,99	выполняет трещины и пустоты, образует налеты
Малахит	$Cu_2(CO_3)(OH)_2$	Cu 59,41	образует корочки и налеты, выполняет поры и пустоты
Ченевиксит	$Cu_2Fe_2(AsO_4)_2(OH)_4$	Cu 19,44 Co 0,4	замещает блеклую руду, халькопирит, скуттерудит, образует полные псевдоморфозы по минералу из группы смальтина-хлоантита
Эухроит	$Cu_2AsO_4(OH)_3*3H_2O$	Cu 41,28	образует налеты и корочки, выполняет трещины и полости
Тиролит	$Ca_2Cu_9(AsO_4)_4(CO_3)(OH)_{8*}11H_2O$	Cu 37,45	выполняет пустоты и полости
Другие медьсодержащие минералы			
Скородит	$Fe(AsO_4)*2H_2O$	Cu 1,73	выполняет трещины и поры в агрегатах блеклой руде и халькопирита
Пирит	FeS_2	Cu 0,54	образует рассеянную и гнездовидную вкрапленность идиоморфных и ксеноморфных зерен в блеклой руде, халькозине и кварце размером 0,00n-0,0n мм
Первичные минералы кобальта			
Скуттерудит	$CoAs_3$	Co 10,68 Cu 3,65	образует рассеянную и гнездовидную вкрапленность идиоморфных зерен в блеклой руде и халькопирите размером 0,00n - 0,0n мм
Смальтин-хлоантит	$(Co, Ni)As_{3-2}$	$Co_{теор}$ 28,23	образует вкрапленность идиоморфных зерен размером 0,00n - 0,0n мм
Вторичные переотложенные минералы кобальта			
Эритрин	$Co_3(AsO_4)*8H_2O$	Co 16,69 Cu 6,69	выполняет трещины и полости, образует скопления и налеты
Другие кобальтсодержащие минералы			
Арсенопирит	FeAsS	Co 1,93 Cu 0,35	образует вкрапленность идиоморфных, ксеноморфных зерен размером 0,00n-0,0n мм и звездчатых агрегатов в блеклой руде, халькопирите и кварце

Примечание: * - средние содержания меди и кобальта по данным РСМА

Породообразующие минералы представлены кварцем и иллитом, в меньшей степени - каолинитом, цеолитом, скородитом, анатазом, оксидами и гидроксидами железа. Блеклая руда и халькопирит пользуются наибольшим распространением среди медных минералов, совместно с арсенопиритом и кварцем цементируют обломки эффузивных горных пород. Они присутствуют в виде сплошных масс, единичной и гнездовидной вкрапленности. Границы выделений неровные, интенсивно изрезанные за счет коррозии кварцем. Минералы содержат мелкие включения скуттерудита, реже – пирита и нерудных минералов (кварца, иллита), замещаются халькозином, ковеллином и скородитом. По халькопириту участками развиваются гидроксиды железа. Блеклая руда имеет смешанный сурьмяно-мышьяковый состав с преобладанием мышьяка (теннантит-тетраэдрит).

Учитывая постоянное совместное нахождение блеклой руды, халькопирита, халькозина и ковеллина, изучение характера раскрытия проводилось по ним совместно. Раскрытие медных минералов начинается в материале класса -0,5+0,2 мм, составляет 12 %. С уменьшением крупности материала раскрытие минералов увеличивается. При крупности -0,2+0,1 мм раскрывается 40 % зерен, в классе -0,1+0,074 мм – 72 %, в -0,074+0,044 мм – 86 %. Полного раскрытия не происходит, что обусловлено сложными границами срастаний и присутствием включений породообразующих минералов и скуттерудита. Скуттерудит постоянно встречается в ассоциации с блеклой рудой и халькопиритом, в которых он образует включения идиоморфных зерен размером от тысячных до сотых долей миллиметра. Преобладают единичные рассеянные включения, реже наблюдаются небольшие гнездовидные скопления. Участками скуттерудит замещается ченевикситом. В процессе обогащения руды минерал будет накапливаться вместе с блеклой рудой и халькопиритом в медном концентрате. Остальные вторичные медные и кобальтовые минералы распределены в руде неравномерно, выполняют трещины и пустоты, участками образуют налеты и корочки. Все они характеризуются повышенной хрупкостью и переизмельчаемостью, будут накапливаться в шламах.

Характерной особенностью руд является неоднородность их состава (от сульфидных, сульфоарсенидных, арсенидных до окисленных), разнообразие минеральных форм ценных компонентов, присутствие вторичных минералов Cu и Co, широкое развитие коррозионных структур, наличие шламообразующего минерала каолинита.

К неблагоприятным факторам для получения медного концентрата относятся: присутствие в руде легко шламующихся вторичных медных минералов (азурита, малахита, эухроита, ченевиксита и тиролита), которые при обогащении будут накапливаться в хвостах; часть меди, связанная с породообразующими минералами (скородитом, арсенопиритом, пиритом), будет неизбежно теряться с хвостами; мелкие

включения кварца и иллита в блеклой руде и халькопирите, не раскрываемые в материале тонких классов, будут способствовать их накоплению в концентрате; коррозионные границы срастания блеклой руды с кварцем, иллитом, скородитом и ченевикситом, способствующие образованию сростков и засорению концентрата.

Неблагоприятные факторы для получения кобальтового концентрата это: низкие содержания кобальта в руде; распределение кобальта по двум различным минералам, один – скуттерудит, будет накапливаться вместе с блеклой рудой и халькопиритом в медном концентрате, другой – эритрин – хрупкий вторичный водный арсенат кобальта, склонный к переизмельчению, будет накапливаться в шламах; часть кобальта, связанная с породообразующими минералами (ченевикситом, арсенопиритом), будет уходить в хвосты.

Минералогические особенности руды определяют возможность получения медного концентрата и нецелесообразность получения кобальтового концентрата.

Благодарности. Авторы выражают благодарность доктору геолого-минералогических наук Ожогиной Е.Г. за всестороннее содействие при выполнении данной работы.

Specifics of mineralogical and technological assessment of complex oxidized copper-cobalt ores

Sicheva N.A., Krivoschekov N.N., Shuvalova Yu.N.

Mineralogical and technological assessment of complex oxidized copper-cobalt ores was carried out in order to determine the possibility of their enrichment. The main factors affecting the quality of the resulting copper and cobalt concentrates were identified.

МИНЕРАЛОГИЧЕСКОЕ СОПРОВОЖДЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИСПЫТАНИЙ ЛОПАРИТСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Жукова В.Е., Якушина О.А., Наумов Д.В., Казанов С.О.

Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского, Москва, Российская Федерация, *e-mail: zhukova@vims-geo.ru*

Оценка качества лопаритсодержащих пород методами минералогического анализа включает определение их состава и морфоструктурных характеристик. Объективная минералогическая информация позволяет прогнозировать их поведение в технологических процессах и качество ожидаемых продуктов.

Согласно Распоряжению Правительства Российской Федерации от 30.08.2022 № 2473-р редкоземельные металлы (РЗМ) входят в перечень стратегических видов минерального сырья. Распоряжением Правительства Российской Федерации от 16.04.2024 № 939-р они внесены в перечень дефицитных видов твёрдых полезных

ископаемых. В соответствии со Стратегией развития минерально-сырьевой базы до 2050 года, утверждённой распоряжением Правительства Российской Федерации от 11.07.2024 № 1838-р, по степени обеспеченности потребностей национальной экономики и необходимого экспорта запасами минерального сырья (с учётом геологических перспектив наращивания минерально-сырьевой базы) РЗМ относятся к третьей группе полезных ископаемых, в которую входят дефицитные виды, внутреннее потребление которых в существенной степени обеспечивается импортом. Редкоземельные элементы находят широкое применение в сфере высоких технологий как сырье для производства сверхпроводников, автомобильных каталитических нейтрализаторов, объективов фотоаппаратов и телескопов, мощных магнитов, используемых в компьютерной технике и производстве ветряных турбин, в системах сканирования рентгеновских лучей и многих других производствах.

Россия располагает одной из крупнейших сырьевых баз РЗМ, а объёмы их добычи из недр сопоставимы с показателями Китая — главного продуцента и поставщика РЗМ на мировой рынок. Однако единственным промышленным источником редкоземельной продукции в стране является лопаритовый концентрат, производимый из руд Ловозерского месторождения в Мурманской области.

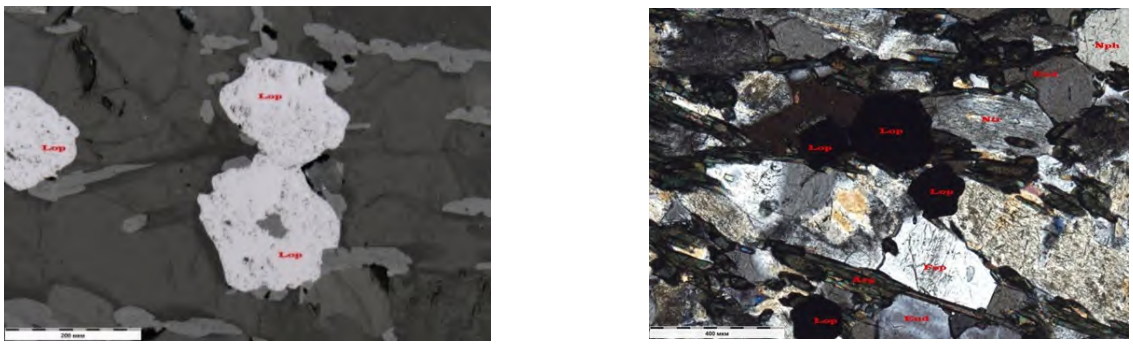
В рамках прогнозно-ревизионных работ на редкие металлы в пределах Ловозерского массива Мурманской области были проведены технологические испытания, включая минералогическое сопровождение. В минералогическом отделе ФГБУ «ВИМС» был изучен вещественный состав эвдиалит-лопаритовых и эвдиалитовых руд (с попутным лопаритом) месторождения. Руды изучались комплексом минералогических методов (оптико-минералогический, минераграфический, рентгенографический количественный фазовый анализ, рентгеноспектральный микроанализ).

Исследовался материал исходной руды, продукты ситового анализа и продукты магнитного и гравитационного фракционирования.

Руда представлена крупнокусковым материалом темного серо-зеленого цвета. Породы представлены порфировидными луяврит-ювитами, эгириновыми луявритами, пойкилитовыми сиенитами, луявритами, и переходными между луявритами и фойяитами породами. Текстура пород массивная, вкрапленная, трахитоидная, реже полосчатая. Структура разнозернистая - мелко-среднезернистая, реже крупнозернистая, гипидиоморфнозернистая, порфировидная, реже пойкилобластовая.

По минеральному составу породы состоят из нефелина, эгирин-авгита, калиевого полевого шпата, плагиоклаза, натролита, минералов группы содалита, эвдиалита, амфибола. В незначительном количестве присутствуют апатит, лампрофиллит, манганоильменит, пирротин, титанит. Содержание лопарита в исходной руде составляет 2,5 %.

Лопарит - сложный оксид группы перовскита. В качестве существенных примесей присутствуют Sr, Y, Th, Ta. Структура лопарита близка к структуре перовскита. Лопариты представляют собой твердые растворы нескольких миналов (лопарита, перовскита, луешита и таусонита. Плотность лопарита составляет 4,64-4,89 г/см^3. Основными методами обогащения лопарита являются гравитация и электромагнитная сепарация. Лопарит представлен изометричными зернами и сростками зерен. Размер выделений изменяется от сотых долей миллиметра до 0,7х0,6 мм. Некоторые зерна носят следы дробления. Нередко наблюдаются включения других минералов – эгирина, нефелина. В шлифах непрозрачен, отдельные зерна просвечивают красновато-бурым. Лопарит образует срастания с нефелином, полевым шпатом, эгирином, натролитом, минералами группы содалита, реже с эвдиалитом.



а ***б***

Рисунок 1 - Лопарит (светло-серое) с включением эгирина (а): отраженный свет, николи параллельны; зерна лопарита (черное) в полевошпат-нефелин-натролитовом агрегате (б): проходящий свет, николи скрещены

Минералогическое изучение характера раскрытия лопарита и породообразующих минералов проводилось в предоставленных классах ситового анализа.

В таблице показано раскрытие лопарита без учета нерудных минералов.

Таблица - Распределение типов сростков по классам крупности исходной руды без учета нерудных минералов, %

Тип сростков	Класс крупности, мм				
	-2+1	-1+0,5	-0,5+0,2	-0,2+0,1	-0,1+0,044
Свободные	0	0	6	83	87
Богатые	0	1	3	6	5
Рядовые	0	2	11	2	0
Бедные	100	97	80	9	8
Сумма	100	100	100	100	100

Прослеживается увеличение свободных зерен рудного минерала от крупных классов к тонким. В классе крупности -0,1+0,044 мм раскрытие лопарита составляет 87 %. Лопарит образует сростки с эгирином, авгитом, нефелином, полевыми шпатами (в том числе плагиоклазом), реже содалитом и эвдиалитом. Бедные сростки

представлены сростками полевых шпатов, нефелина, эгирина, авгита и эвдиалита с включениями лопарита.

Изучение продуктов магнитного фракционирования лопаритовой руды показало, что наибольшая концентрация лопарита достигается в классе крупности -0,2+0,1 мм, что соответствует преобладающему размеру зерен. Содержание лопарита постепенно увеличивается от напряженности магнитного поля 0,5 Тл, где составляет 0,4%, до 10,4% при 1,6 Тл. В немагнитной фракции содержание лопарита составляет 3,5%. Лопарит является парамагнитным минералом, на его магнитные свойства влияет степень совершенства кристаллической структуры и изоморфная примесь железа в кристаллической структуре минерала (рисунок 2).



Рисунок 2 - Материал тяжелой фракции класса крупности -0,2+0,1 мм:

черное – лопарит, розовое – эвдиалит, зеленое – эгирин-авгит, желтое – лампрофиллит

В продуктах гравитационного фракционирования лопарит концентрируется в тяжелой фракции класса крупности -0,2+0,1 мм (18,07 %). Хвосты гравитационного обогащения представлены в основном породообразующими минералами: калиевым полевым шпатом, нефелином, плагиоклазом, натролитом, эгирином, амфиболом, слюдой. В небольших количествах отмечается лопарит (0,5 %).

Минералогические особенности руд, в том числе, характер распределения, выделения, гранулярный состав лопарита позволяют прогнозировать его поведение в процессах обогащения и качество ожидаемых продуктов.

К положительным факторам относятся: высокая плотность лопарита по сравнению с породообразующими минералами, отсутствие вторичных изменений, четкие границы зерен и небольшое количество включений других минералов.

К отрицательным можно отнести высокое содержание минералов группы содалита (нозеан-содалит), которые в ультрафиолетовом свете обладают яркой флюоресценцией и присутствие значительного количества стронциевого апатита. Эти минералы будут влиять на химический состав промежуточных продуктов и хвостов обогащения.

Благодарности. Авторы выражают благодарность доктору геолого-минералогических наук Ожогиной Е.Г. за ценные советы.

Mineralogical support of technological tests of loparite-containing raw materials

Zhukova V.E., Yakushina O.A., Naumov D.V., Kazanov S.O.

The loparite-bearing rocks quality evaluation by methods of mineralogical analysis includes determination of their composition and morphostructural characteristics. Objective mineralogical information allows predicting their behavior in technological processes and the quality of expected products.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИЗУЧЕНИЮ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА ИСХОДНОЙ РУДНОЙ ПРОБЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЁШЛИК I»

Эргашев М.А., Мамирова З.А.
Алмалыкский государственный технический институт, г. Ташкент, Республика Узбекистан,
e-*mail: mahmude423@gmail.com*

В статье представлены результаты минералогического анализа определены основные рудные и породообразующие минералы, а также изучены ассоциации халькопирита. Полученные данные подтверждают перспективность эффективного обогащения медно-порфировых руд данного месторождения.

В ходе данного научного исследования были проведены дифрактометрические и количественные минералогические анализы для определения минерального состава рудных проб месторождения «Ёшлик I». С использованием автоматизированного минералогического комплекса Qemscan было выполнено картирование.

В таблице 1 представлен минеральный состав исходных рудных проб. Руда месторождения «Ёшлик I» на 96 % состоит из породообразующих минералов.

Таблица 1 - Минеральный состав руды месторождения «Ёшлик I»

Минерал, группа минералов	Массовая доля, %
Кварц	17,0
Хлорит	16,0
Калиевый полевой шпат, плагиоклазы	40,0
Слюда (мусковит, серицит)	7,0
Амфиболы	10,0
Карбонаты (кальцит, доломит)	2,0
Гипс, ангидрит	4,0
Пирит	0,7
Халькопирит	0,8
Халькозин, ковеллин, борнит, баритовая руда	Единичные признаки
Молибденит, сфалерит, галенит, арсенопирит	Единичные признаки
Минералы серебра	Единичные признаки
Оксиды и гидроксиды железа	1,6
Акцессорные минералы	0,9
Итого	100,0

В составе руды преобладают калиевые полевые шпаты и плагиоклазы, суммарная доля которых составляет 40 %. Доля кварца составляет 17 %. В руде присутствуют слюда и хлорит, содержание которых составляет 7 и 16 % соответственно. Общее содержание карбонатов, представленных кальцитом и доломитом, составляет 2 %. Особенностью руды месторождения «Ёшлик I» является наличие амфиболов – 10 % и сульфатов (гипс, ангидрит) – 4 % [1]. Содержание халькопирита в пробе месторождения «Ёшлик I» 0,8 %, остальные сульфиды различных металлов, а также минералы серебра присутствуют в единичных количествах. Доля оксидов железа составляет 1,6 %, массовая доля акцессорных минералов составляет 0,9 %.

По содержанию сульфидов руда месторождения «Ёшлик I» является более богатой по сравнению с рудой месторождения «Кальмакыр». По степени окисления железа образцы руды месторождения «Ёшлик I» относятся к смешанному типу руд. Основным минералом меди является халькопирит (таблица 2).

Таблица 2 - Минеральные ассоциации халькопирита

Минеральная характеристика	65 % -0,074 мм	80 % -0,074 мм
Фон	86,39	91,93
Кварц	0,73	0,35
Хлорит	1,67	0,64
Слюда, глина	2,12	1,52
Полевой шпат	4,50	2,8
Амфиболы	0,36	0,09
Карбонаты	0,31	0,38
Гипс	0,31	0,13
Пирит	2,29	1,29
Борнит	0,23	0,11
Ковеллин-халькозин	0,01	0,02
Галенит	0,11	0,16
Сфалерит	0,05	0,01
Молибденит	0,02	-
Минералы титана	0,52	0,22
Оксиды/гидроксиды железа	0,27	0,23
Акцессоры	0,12	0,10
Итого	100,0	100,0

На основе данных о минеральных ассоциациях халькопирита установлено, что от 86,39 до 91,93 % поверхности минерала открыто для взаимодействия с растворами и реагентами. Наибольшая доля открытой поверхности наблюдается в пробе руды месторождения «Ёшлик I» класса крупности 80 % -0,074 мм [2]. Халькопирит преимущественно связан с породообразующими минералами: кварцем, хлоритом, слюдой, глиной и другими. Среди рудных минералов наиболее тесная ассоциация наблюдается с пиритом.

Список использованных источников

1. Рудные месторождения Узбекистана. Коллектив авторов. – Т.: ГидроИНГЕО, 2001. 661 с.
2. Хасанов А.С. и др. Изучение вещественного состава руды и гранулометрический анализ месторождений «Кальмакыр» и «Ёшлик I» // Республиканская научно-техническая конф. «Перспективы развития композиционных материалов». – 2024. – С. 170–171.

Research on the mineral composition of the original ore sample at the Yoshlik i deposit

Ergashev M.A., Mamirova Z.A.

This article presents the results of mineralogical and diffractometric analysis, identifies the main ore and rock-forming minerals, and studies chalcopyrite associations. The data obtained confirm the potential for efficient enrichment of porphyry copper ores at this deposit.

МИНЕРАЛОГО-ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВОГО ПРОДУКТА И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ

Бузунова Т.А., Мельчаков С.Ю., Некрасова А.А.

АО «Научно-исследовательский и проектный институт обогащения и механической обработки полезных ископаемых» АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург,
Российская Федерация, *e-mail: umbr@umbr.ru*

В настоящих исследованиях рассматриваются основные минералогические характеристики оловянно-вольфрамового продукта, способные оказывать влияние на технологический процесс магнитной сепарации и получение качественного оловянного концентрата.

За последнее время технология обогащения оловянных руд претерпела ряд изменений, - не только в связи с технологическим прогрессом в сфере обогащения, но и вследствие продвижения добычных работ вглубь месторождения, а также повышения требований к качественной характеристике готовых концентратов по содержанию примесей Fe, As, Pb, S и пр.

На предприятиях, при совместной работе с научными организациями, проводятся исследования по совершенствованию технологических схем: внедряются технологии крупнокускового обогащения руды, новые гравитационные высокопроизводительные аппараты, современные магнитные сепараторы, высокочастотные грохота, разрабатываются и внедряются новые флотационные реагенты для касситеритовой флотации, позволяющие повысить извлечение олова из шламовых продуктов, тем самым сократить потери металла с хвостами обогащения.

В настоящих исследованиях проведена работа по изучению вещественного состава Sn-W продукта и поставлена цель по установлению возможности повышения качественной характеристики оловянного концентрата по снижению в нём примеси Fe не менее, чем в 3 раза и выделения качественного вольфрамового концентрата с

массовой долей W не менее 40 % с помощью магнитной сепарации.

Возможность обогащения оловянно-вольфрамовых руд с помощью магнитной сепарации определена из практики их обогащения [1-4].

Объектом исследования являлась проба оловянно-вольфрамового продукта крупностью частиц менее 0,2 мм. Материал пробы отобран на действующем производстве в цикле доводки чернового оловянного концентрата.

Массовая доля Sn в пробе составляет 34,10 %, W 5,09 %, основные примесные элементы, мас. %: Cu 1,35, As 0,86, $Fe_{общ.}$ 12,50 и $S_{общ.}$ 2,87.

Содержание класса +0,045 мм в пробе составляет 57 %, -0,045+0,0 мм – 43 %. Для решения поставленной задачи по выявлению возможности обогащения оловянно-вольфрамового продукта с помощью магнитной сепарации выполнено детальное изучение вещественного состава средней пробы крупностью -0,2+0 мм и классифицированной по «узким» классам: -0,2+0,1; -0,1+0,07; -0,071+0,045; -0,045+0,02 мм.

Выполнена наработка материала и проведено магнитное фракционирования для каждого класса по-отдельности.

В результате минералогического анализа пробы установлено, что массовая доля касситерита SnO_2 составляет 43,3 %. Из вольфрамовых минералов определены шеелит $CaWO_4$ с массовой долей 7,0 % и ферберит $FeWO_4$ с массовой долей 1,0 %. Установлено наличие сульфидных минералов с массовой долей халькопирита $CuFeS_2$ 3,8 %, пирита FeS_2 2 %, арсенопирита FeAsS 1,9 % и др. и достаточно высокое содержание нерудных минералов турмалина 15,4 %, минералов группы хлорита 9 % и карбонатов (сидерит, кальцит) 5,2 %.

Массовая доля магнетита и пирротина, минералов с высоким содержанием железа, соответственно, 2,1 и 0,2 %.

Химический состав отдельных минералов выполнен методом сканирующей электронной микроскопии на электронном микроскопе Carl Zeiss Evo Ma15 с SDD-энергодисперсионным рентгеноспектральным детектором X-Max Oxford Instruments в режиме регистрации обратно-рассеянных электронов при ускоряющем напряжении в колонне 20 кВ и токе зонда 707 пА. Результаты приведены в таблица 1.

По результатам фазового химического анализа установлено, что железо представлено, как сильномагнитными минералами, в основном магнетитом, так и слабомагнитными (шамозит (тюрингит), турмалины (шерл, дравит), гематит, гётит, вольфрамит и др.), преобладает доля слабомагнитных минералов. Определение степени раскрытия минералов и качества сростков по классам крупности позволило установить готовность продукта к обогащению.

Минеральный состав пробы по фракциям представлен в таблице 2.

Таблица 1 – Химический состав минералов пробы (средние значения), мас. %

Минерал	O	Si	Ca	Mn	Fe	S	Cu	Zn	As	W	Sn
Касситерит	19,0	0,0	0,0	0,0	0,3	-	-	-	-	-	80,7
Шеелит	16,5	0,0	14,7	0,1	0,6	-	-	-	-	68,1	-
Вольфрамит	15,5	0,0	0,0	6,9	12,5	-	-	-	-	65,1	-
Халькопирит	0,0	0,0	0,0	0,0	30,5	36,2	33,3	-	-	-	-
Пирит	0,0	0,0	0,0	0,0	47,0	53,0	-	-	-	-	-
Арсенопирит	0,0	0,0	0,0	0,0	33,8	19,1	-	-	47,1	-	-
Станнин	0,0	0,0	0,0	0,0	12,6	30,4	28,3	0,3	-	-	28,4

Таблица 2 – Минеральный состав пробы по фракциям, мас. %

Минерал	-0,20+0,020 мм				
	лёг. фр.	тяжёлая фракция			
		магнитн.	1 эл/м	2 эл/м	немагн.
Касситерит	0,7	3,1	32,8	74,4	67,3
Вольфрамит (ферберит)	ед.зн.	ед.зн.	0,3	0,7	2,6
Шеелит	0,7	0,6	2,3	5,2	18,3
Пирит	0,0	0,0	0,1	0,3	0,2
Пирротин	0,0	7,5	ед.зн.	0,0	0,0
Халькопирит	0,3	1,3	0,9	3,8	0,7
Арсенопирит	0,0	0,1	0,0	0,2	0,3
Станнин	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1
Кобальтин	0,0	0,1	ед.зн.	ед.зн.	ед.зн.
Сфалерит	0,0	ед.зн.	ед.зн.	ед.зн.	ед.зн.
Галенит	0,0	ед.зн.	ед.зн.	0,1	0,1
Висмутин	0,0	0,2	0,0	0,0	0,0
Магнетит	0,0	78,4	0,8	0,0	0,0
Гематит	0,0	0,0	2,0	0,3	0,0
Кварц	63,2	1,1	0,0	2,8	0,0
Группа турмалина (шерл, дравит)	6,0	3,3	23,0	6,0	2,9
Группа хлорита (шамозит, тюрингит)	9,6	3,0	21,5	3,0	1,3
Группа полевых шпатов	15,1	0,2	0,9	0,0	0,0
Группа карбонатов (сидерит, кальцит)	3,8	0,8	14,0	1,6	1,9
Циркон	0,0	0,0	0,0	0,4	2,7
Рутил	0,2	ед.зн.	0,8	0,5	0,5
Прочие	0,4	0,3	0,5	0,6	1,1
Всего	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

По результатам минерального анализа выделенных фракций, установлено, что основными методами обогащения для данного продукта являются гравитационные и магнитные. Для снижения массовой доли железа в оловянном концентрате магнитную сепарацию следует предусматривать в слабом и сильном магнитных полях с

постепенным выделением сильно- и слабомагнитных минералов. Выделение вольфрамита из Sn-W продукта с массовой долей W не менее 40 % с помощью магнитной сепарации невозможно в связи с частичным попаданием немагнитных минералов, таких как касситерит и шеелит, в электромагнитные фракции.

Экспериментальная проверка по магнитному фракционированию оловянно-вольфрамового продукта проведена на сухом высокоградиентном сепараторе СМС-20М «Итомак» при последовательном увеличении напряженности магнитного поля с 1000 до 14000 Э.

Для каждого продукта сепарации выполнены исследования химическими и минералогическими методами анализа. Минералогическими исследованиями установлено, что магнитные свойства минералов касситерита и шеелита зависят от их химического состава, чем выше массовая доля Fe в минерале, тем выше его магнитные свойства.

Определены минералогические особенности вольфрамсодержащих минералов вольфрамита и шеелита, которые свидетельствуют о сложности их разделения (наличие примеси Fe в шеелите, присутствие сростков вольфрамита с шеелитом, замещение шеелита вольфрамитом) [2-5].

Магнитное обогащение классифицированной пробы, в том же режиме напряженности магнитного поля и той же последовательности операций, как и для пробы -0,2+0 мм, не оказало влияния на улучшение технологических показателей, тем самым свидетельствуя, что эффективность процесса напрямую зависит от степени раскрытия минералов и их физико-химических особенностей.

Список использованных источников

1. Бетехтин А.Г. и др. Структурно-текстурные особенности эндогенных руд // М.: Недра, 1964. 598 с.
2. Барсанов Г.П. и др. Особенности касситерита из гранитных пегматитов центрального Кавказа // Тр. минералогического музея им. А.Е. Ферсмана. - 1971. - Вып. 20. - С. 14-24.
3. Зуев В.Н. О своеобразном зональном строении шеелита и вольфрамита //Тр. минералогического музея. - 1951. - Вып. 9. - С. 185-189.
4. Юсупов Т.С. и др. Структурно-химические и технологические свойства минералов касситерит-сульфидного техногенного сырья // Обогащение руд. - 2016. - № 5. - С. 26-31.
5. Смелянская Г.А., Добровольская Н.В. О зависимости магнитных свойств касситеритов от их состава и условий образования // Тр. минералогического музея им. А.Е. Ферсмана. - 1971. - Вып. 20. - С. 155-160.

Mineralogical and technological features of tin-tungsten product and their impact on beneficiation

Buzunova T.A., Melchakov S.Y., Nekrasova A.A.

These studies consider the main mineralogical characteristics of the tin-tungsten product that can affect the magnetic separation process and the production of high-quality tin concentrate.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕРСПЕКТИВНЫХ ТИПОВ КВАРЦЕВОГО СЫРЬЯ ЮЖНОГО УРАЛА*

Жабоедов А.П.[1], Корекина М.А.[2], Непомнящих А.И. [1], Теренин С.Ю.[1]

[1] ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова Сибирского отделения РАН, г. Иркутск, Российская Федерация,

[2] Южно-Уральский федеральный научный центр минералогии и геоэкологии УрО РАН, г. Миасс, Российская Федерация, *e-mail: rover2808@yandex.ru*

В работе приведены результаты исследования обогащения перспективных типов кварцевого сырья Южного Урала из месторождений Кыштымское, Кузнечихинское, Пугачевское, Вязовское и Ларинское. Рассмотрены текстурно-структурные характеристики исследуемых образцов и особенности минеральных включений.

В работе приведены результаты исследования обогащения перспективных типов кварцевого сырья Южного Урала из месторождений: Кыштымское (жила № 101), Кузнечихинское (жила № 414), Пугачевское (жила № 25), Вязовское (жила № 35) и Ларинское (жила № 235). Рассмотрены текстурно-структурные характеристики исследуемых образцов и особенности минеральных включений.

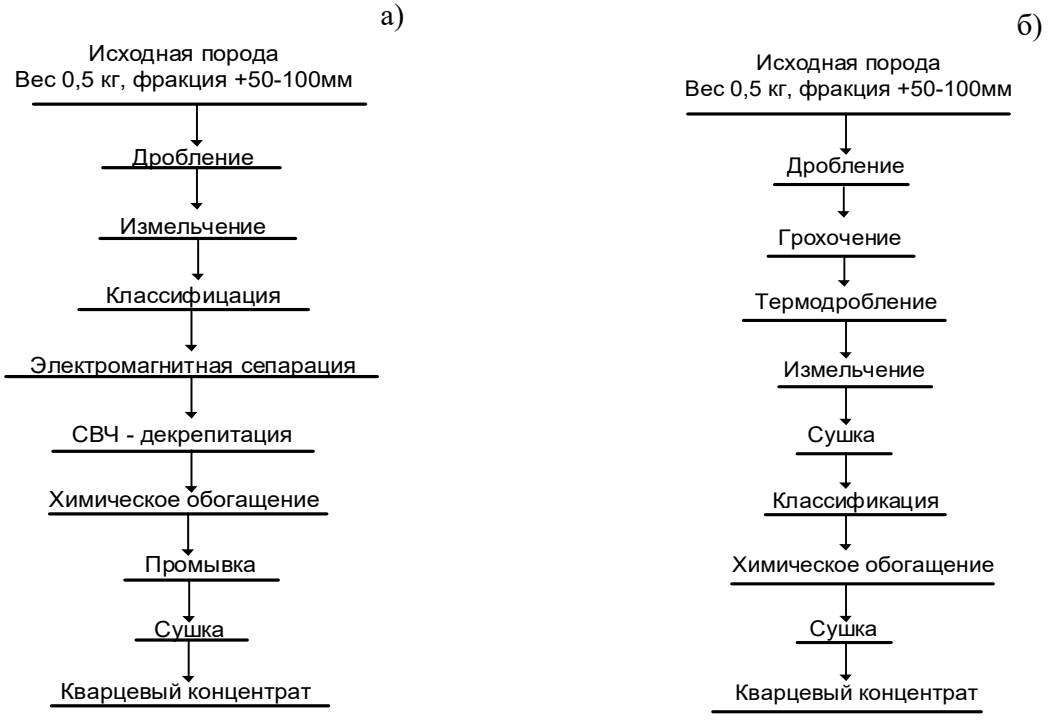


Рисунок 1 - Технологические схемы получения кварцевых концентратов

* **Исследование выполнено за счет средств гранта РНФ и Челябинской области (проект № 25-27-20047). Экспериментальные результаты получены на оборудовании ЦКП «Изотопных и геохимических исследований» ИГХ СО РАН.**

В работе были применены две технологические схемы обогащения. Первая отличалась использованием стадий СВЧ-декрепитации и магнитной сепарации, а во второй, разработанной сотрудниками Института геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, применялась стадия термодробления. Технологические схемы обогащения представлены на рисунке 1.

По результатам исследования, схема «б» оказалась более эффективной: степень очистки кварцевого сырья по этой схеме была на 11–24 % выше по суммарному содержанию примесей по сравнению с первой схемой.

Характеристики исходного сырья и кварцевых концентратов представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Характеристики исходного кварцевого сырья и кварцевых концентратов, ppm

Тип кварца	Al	Ca	Cr	Cu	Fe	K	Li	Mg	Mn	Na	Ni	Ti	Zn	Σ10	С.о.
К. 101-1 исх.	15	3,2	0,02	0,15	3	2,4	0,4	0,91	0,074	1,3	н.п.о	2,3	0,083	28,8	
К. 101-1 ХО.«а»	7,55	0,35	0,11	0,15	3,1	1,21	0,49	0,06	0,02	2,60	0,04	2,51	0,06	18,3	36
К. 101-1 ХО.«б»	8,6	0,12	н.п.о	0,008	0,006	0,24	0,44	0,01	0,0018	0,69	н.п.о	1,3	0,007	11,4	60
Ку. 3	58	10	0,035	0,092	18	26	0,37	4	1,4	3	н.п.о	3,5	0,14	124,5	
Ку. 3 «а»	16,4	2,12	0,01	0,08	3,39	5,66	0,27	0,81	0,05	1,56	0,02	2,15	0,10	32,6	74
Ку. 3 «б»	4,9	0,54	0,002	0,018	1,6	0,61	0,33	0,08	0,011	1,1	н.п.о	2,8	0,05	12,0	90
П. 1	40	3,8	0,05	0,31	15	15	0,029	3,2	0,73	4,1	н.п.о	2,2	0,37	84,8	
П. 1 «а»	11,6	1,61	0,87	0,18	4,48	3,19	0,06	0,77	0,36	1,38	0,26	2,54	0,2	27,5	67
П. 1«б»	6,6	0,51	н.п.о	0,2	1,8	1,4	0,05	0,2	0,043	0,99	0,04	0,59	0,04	12,5	85
Л. 1	120	14	н.п.о	н.п.о	13	56	0,76	10	0,12	5,6	н.п.о	5,1	0,15	224,7	
Л. 1 «а»	18,1	1,92	0,01	0,20	2,41	2,45	0,68	0,40	1,21	3,91	1,62	0,46	0,3	33,7	85
Л. 1 «б»	8,8	0,51	0,03	0,03	0,12	0,47	0,56	0,03	0,006	0,87	0.03	1,9	0,06	13,4	94

Примечание: К. – Кыштымское месторождение; Ку. – Кузничихинское месторождение; П.- Пугаческое месторождение; Л.- Ларинское месторождение; н.п.о - ниже предела обнаружения; С.о. степень очистки.

Кварцевые концентраты, полученные по схеме «б», имеют общее содержание примесей менее 20 ppm, что соответствует стандартам для использования в полупроводниковой, оптоволоконной, светотехнической, оптической, фотовольтаической промышленности и микроэлектронике [1, 2].

Список использованных источников

1. Аксенов Е.М. и др. Перспективы использования кварцевого сырья России в высоких технологиях// Разведка и охрана недр. – 2015. – № 9. – С.57-66.
2. Кузьмин Л.В. Высокочистые кварцевые концентраты. Применение в высокотехнологичной промышленности, современные требования к параметрам качества //Известия УГГУ. – 2023. – №. 3 (71). – С. 94-99.

Study of the efficiency of increasing the efficiency of quartz raw materials from the Southern Urals

Zhaboyedov A.P., Korekina M.A., Nepomnyashchikh A.I., Terenin S.Yu.

The paper presents the results of a study on the enrichment of promising types of quartz raw materials from the Southern Urals deposits: Kyshtymskoe veins No. 10 and No. 101; Kuznetchikhinskoe, vein No. 414; Pugachevskoe, vein No. 25; Vyazovskoe, vein No. 35 and Larinskoe, vein No. 235. The textural and structural characteristics of the studied samples and the features of mineral inclusions are considered.

СОСТАВ И МОРФОЛОГИЯ ПРОДУКТОВ ГИДРОТЕРМАЛЬНОЙ ОБРАБОТКИ БОРОГИПСА*

Ярусова С.Б.[1], Гордиенко П.С.[1], Баринов Н.Н.[2], Достовалов Д.В.[1], Данилова С.Н.[3], Замараева А.-Л.В.[2], Жевтун И.Г.[1], Малышев И.В.[1]

[1] ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения РАН (ИХ ДВО РАН), г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: yarusova_10@mail.ru,
[2] ФГБУН Дальневосточный геологический институт ДВО РАН (ДВГИ ДВО РАН), г. Владивосток, Российская Федерация,
[3] ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет имени М.К. Аммосова» (СВФУ), г. Якутск, Российская Федерация

В работе изучен процесс гидротермальной обработки отходов производства борной кислоты (борогипса). Методами рентгенофазового анализа и сканирующей электронной микроскопии установлено, что повышение температуры синтеза приводит к последовательной трансформации фазового состава и изменению морфологии частиц.

Исследования в области разработки физико-химических принципов комплексной утилизации накопленных в Приморском крае отходов борного производства (борогипса) активно проводятся в лаборатории защитных покрытий и морской коррозии Института химии ДВО РАН при участии ведущих университетов Дальнего Востока: ДВФУ, СВФУ им. М.К. Аммосова, ВВГУ.

К настоящему моменту исследован процесс щелочной обработки борогипса, в результате которой в условиях ультразвукового, микроволнового воздействия и автоклавирования образуются гидросиликаты кальция $nCaO{\cdot}mSiO_2{\cdot}pH_2O$ и волластонит $Ca_6Si_6O_{18}$, а также сульфат калия [1, 2]. В работе [3] представлены данные по фазовому составу, термическому поведению и морфологии продуктов реакции

* **Работа выполнена в рамках гос. задания Института химии ДВО РАН FWFN(0205)-2025-0002. Исследования проведены с использованием оборудования ЦКП Дальневосточный центр структурных исследований ИХ ДВО РАН и на оборудовании ЦКП Приморский центр локального, элементного и изотопного анализа ДВГИ ДВО РАН.**

компонентов борогипса в щелочной среде (гидроксид калия) при температурах 120, 160 и 180°С в течение 24 ч. Соотношение твердой и жидкой фаз 1:5.

Установлено, что формирование тоберморита $Ca_5Si_6O_{16}(OH)_2$ происходит при 120°С, продукт синтеза представлен рыхлыми агломератами неправильной формы. При росте температуры гидротермальной обработки появляются пластинчатые частицы, зафиксировано наличие лепестковых частиц, образующих агломераты сетчатой формы, характерных для тоберморита. После обжига осадков при 1000°С фазовый состав всех образцов, независимо от температуры гидротермального синтеза, при которой они получены, характеризуется наличием кристаллической фазы волластонита $CaSiO_3$. Продолжение исследований по закономерностям гидротермального синтеза позволило детализировать изменения фазового состава продуктов синтеза и морфологии частиц при увеличении температуры до 200°С.

Фазовый состав осадков изучали с помощью рентгеновского дифрактометра Rigaku MiniFlex II (Rigaku, Япония) с использованием Cu-K_α-излучения, генерируемого при 30 кВ и 15 мА, с использованием монохроматора на дифрагированном пучке и непрерывной скоростью сканирования 1º 2Θ /мин (1 с/0,02º 2Θ).

Плотность образцов определяли с помощью пикнометра. Морфологию образцов изучали на сканирующем электронном микроскопе (СЭМ) EV0-50XVP, оснащенном рентгеновской энергодисперсионной системой INCA Energy – 350 («LEO», Германия).

Повышение температуры гидротермального синтеза ведет к последовательной трансформации фазового состава: происходит перекристаллизация силикатных фаз от тоберморита 9Å $Ca_5Si_6O_{16}(OH)_2$ триклинной модификации к тоберморите 9Å $Ca_4Si_6O_{15}(OH)_2 \cdot 5H_2O$ моноклинной модификации (при 160–180°С), затем при 200°С – к ксонотлиту $Ca_6Si_6O_{17}(OH)_2$ и скоутиту $Ca_7Si_6O_{18}CO_3 \cdot 2H_2O$ моноклинной модификации.

Изменение фазового состава сопровождается уплотнением материала (плотность возрастает от 2.22 до 2.6 г/см^3) и четко наблюдаемыми различиями в морфологии частиц. Фиксируется переход от рыхлых аморфноподобных агрегатов частиц (120°С) к четко выраженным пластинчатым (180°С) и далее к волокнистым или игольчатым формам (200°С) (рисунок).

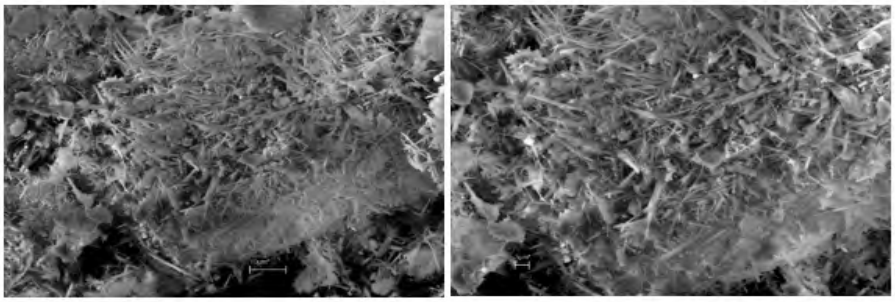


Рисунок - СЭМ изображения микрочастиц продукта гидротермального синтеза при температуре 200°С в течение 24 ч

Полученные результаты дополняют существующие представления о механизмах гидротермальной кристаллизации силикатов кальция из отходов борного производства и могут быть использованы при разработке технологий комплексной переработки борогипса с получением целевых кальцийсиликатных продуктов.

Список использованных источников

1. Комплексная переработка борсодержащего минерального сырья и техногенных отходов : / кол. авторов ; под науч. ред. П.С.Гордиенко – Владивосток: Изд-во ВВГУ, 2024. 198 с.
2. Гордиенко П.С. и др. Исследование кинетики процесса щелочной обработки отходов борного производства при различных условиях // Журнал физической химии. 2021. Т. 95. № 1. С. 23–27.
3. Ярусова С.Б. и др. Особенности автоклавного синтеза силикатов кальция из отходов борного производства // Сб.: Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025) – Екатеринбург : Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025.С.474–477.

Composition and morphology of the borogypsum hydrothermal treatment products

Yarusova S.B., Gordienko P.S., Barinov N.N., Dostovalov D.V., Danilova S.N., Zamaraeva A.-L.V., Zhevtun I.G., Malyshev I.V.

The work studied the process of hydrothermal treatment of boric acid production waste (borogypsum). Using X-ray phase analysis and scanning electron microscopy, it was established that increasing the synthesis temperature leads to a consistent transformation of the phase composition and change in the morphology of particles.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ ПОТЕНЦИАЛ И СПЕЦИФИКА СОСТАВА РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХАДЖИКОНГАН

Шайке Ж.А., Каткеева Г.Л., Оскембеков И.М., Гизатуллина Д.Р., Акубаева М.А., Жунусов Е.М.

Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева, г. Караганда, Республика Казахстан,
e-mail: zhamilya.shayke@mail.ru, katkeeva@mail.ru

В статье представлены результаты исследования вещественного состава и технологических свойств окисленной медной руды месторождения Хаджиконган. Установлено, что руда относится к категории труднообогатимых объектов, что вызвано наличием окисленных фаз меди (87,34 %), представленных преимущественно малахитом и хризоколлой.

Одна из ключевых стратегических задач для горно-металлургического комплекса Республики Казахстан — расширение сырьевой базы медной отрасли в условиях истощения запасов богатых и легкообогатимых сульфидных медных руд. За последние десятилетия добыча на разрабатываемых месторождениях велась преимущественно из легкофлотируемых сульфидных руд, что привело к значительному сокращению их

запасов. В этих условиях особый интерес представляют окисленные медные руды, накопленные в отвалах действующих месторождений, включая Хаджиконганское месторождение. В окисленных рудах содержатся значительные количества меди, которые иногда превышают содержания ценного компонента в сульфидных рудах, однако до настоящего времени остаются малоиспользуемыми. По нынешним расчетам месторождение Хаджиконган имеет около 6 млн. т руды со средним содержанием меди 1,52 %, из них около 1 млн тонн окисленной руды и 5 млн. т сульфидной руды с содержанием меди 1,58% [1].

Руды месторождения Хаджиконган классифицируются как упорные (труднообогатимые). Это обусловлено преобладанием окисленной фазы: при среднем содержании меди 1,83 % и серебра 13,7 г/т, на долю малахита и хризоколлы приходится 87,34 % полезного компонента. Низкая концентрация сульфидных минералов (12,66 %) делает применение стандартных схем прямой флотации малоэффективным, что требует поиска альтернативных технологических решений.

Изучен вещественный состав исследуемой руды, который представлен преимущественно кварц-полевошпатовым агрегатом с выраженными слюдисто-хлоритовыми ассоциациями. Характерной технологической особенностью сырья является высокая концентрация легкошламующихся алюмосиликатов и карбонатов (хлориты, слюды, кальцит), суммарная доля которых достигает 18,6 %. Наличие данных фаз предопределяет интенсивное шламообразование в процессе дезинтеграции, что негативно влияет на селективность последующего обогащения.

Медная минерализация носит гетерогенный характер: основная масса меди локализована в прожилково-поровых выделениях малахита и тонкодисперсных агрегатах хризоколлы, тесно ассоциированных с гидроокислами железа. Подобный характер микроструктурных взаимоотношений и тонкая вкрапленность полезных компонентов существенно лимитируют степень раскрытия рудных фаз при измельчении, требуя разработки специфических режимов подготовки руды к выщелачиванию или флотации.

Ситовый анализ исходной пробы показал, что основная масса материала (более 85 %) локализована в классе крупности -2+0,2 мм. Однако, изучение распределения металлов выявило выраженную тенденцию к их концентрации в тонких фракциях: максимальные содержания меди и серебра зафиксированы в шламовом классе -0,045 мм. Полученные данные подтверждают высокую склонность руды к шламообразованию, обусловленную её минералогическим составом. Гетерогенный характер распределения полезных компонентов и накопление ценных металлов в микронных фракциях указывают на риск существенных потерь при стандартных схемах обогащения. В связи с этим обоснована необходимость применения режимов стадиального измельчения и оптимизации цикла рудоподготовки с целью

предотвращения избыточного переизмельчения и минимизации выхода первичных шламов. Исследование прочностных характеристик позволило классифицировать руду как категорию «крепких». Коэффициент крепости по шкале Протодьяконова составляет 8,84, а определенные индексы рабочего измельчения Бонда (W_i) достигают 17,6 кВт·ч/т для стержневого (RW_i) и 20,7 кВт·ч/т для шарового (BW_i) измельчения [2]. Высокие значения данных параметров указывают на значительную сопротивляемость материала дезинтеграции.

Несмотря на высокие показатели крепости, установлена низкая абразивность руды и её значительная пористость. Данное сочетание свойств является технологически благоприятным фактором, создающим предпосылки для снижения удельных энергозатрат и износа мелющих тел. Наличие развитой системы пор может способствовать более эффективному раскрытию минеральных комплексов при приложении механических нагрузок, что обосновывает возможность оптимизации цикла рудоподготовки с применением селективного измельчения.

Основные технологические трудности при переработке руд месторождения Хаджиконган обусловлены низкой флотационной активностью окисленных фаз меди, в частности хризоколлы, чьи сорбционные свойства препятствуют эффективному закреплению стандартных собирателей. Ситуация осложняется высокой адсорбционной способностью сопутствующих гидроксидов железа, которые активно поглощают реагенты, что ведет к их перерасходу и мешает чистому разделению минералов. Ситуацию ухудшает обилие шламов: мелкие частицы ухудшают аэрацию и «уносят» медь в хвосты [3].

Таким образом, эффективное освоение месторождения Хаджиконган невозможно в рамках стандартных схем. Высокое содержание хризоколлы и склонность руды к шламообразованию требуют комбинированного подхода: защиты материала от переизмельчения на стадии дробления и применения усиленных реагентных комбинаций, способных «зацепить» труднофлотируемую окисленную медь.

Список использованных источников

1. Уникальный Хаджиконган. https://ekaraganda.kz/?mod=news_read&id=111527
2. Bond F.C. Crushing and Grinding Calculations. – Allis-Chalmers, 1961.
3. Лебедев В.И. и др. Технология переработки медных руд. – М.: Горная книга, 2007.

Technological potential and specific composition of ores at the Hadjikongan deposit

Shaike Zh.A., Katkeyeva G.L, Oskembekov I.M., Gizatullina D.R., Akubaeva M.A., Zhunusov E.M.

The article presents the results of a study on the material composition and technological properties of oxidized copper ores from the Khadzhikongan deposit. It has been established that the ore is classified as a refractory (difficult-to-process) type due to the dominance of oxidized copper phases (87.34%), primarily represented by malachite and chrysocolla.

МЕЖЛАБОРАТОРНЫЕ СЛИЧИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ: ОБЕСПЕЧЕНИЕ КАЧЕСТВА МИНЕРАЛОГИЧЕСКИХ МЕТОДОВ АНАЛИЗА

Ожогина Е.Г., Якушина О.А., Астахова Ю.М., Лебедева М.И.
ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», Москва, Российская Федерация, e-mail: *astakhova@vims-geo.ru*

Сличительные испытания проводятся, чаще всего, для химических методов анализа. В целях повышения качества минералогических работ ФГБУ «ВИМС» развивает инициативу организации и проведения МСИ по минералогическим методам по определению фазового (минерального) состава с использованием образцов контроля из горных порол и руд.

Межлабораторные сличительные испытания (МСИ) как форма проверки квалификации (ПК) являются одним из важных инструментов обеспечения качества результатов деятельности лаборатории [2, 3]. Они являются неотъемлемым элементом мониторинга достоверности результатов испытаний, способствуя укрепления доверия к результатам анализов, выполненных в лаборатории.

Участие в МСИ решает несколько задач (имеет несколько целей): это подтверждение компетентности испытательной лаборатории (ИЛ) в публичной среде посредством независимой оценки провайдерами ПК, аттестованными в установленном порядке на проведение МСИ; самооценка, самоконтроль лаборатории; выявление ошибок в работе, при наличии таковых, и их исправление. Успешное участие в МСИ – получение удовлетворительных результатов испытаний – служит доказательством того, что лаборатория способна получать точные, воспроизводимые и достоверные данные. При сравнении результатов со значениями установленных контролируемых показателей, а также с результатами других участников МСИ, можно оценить точность своих данных, выявить возможные отклонения и спланировать корректирующие действия, что направлено на улучшение деятельности лаборатории.

В настоящее время как в России, так и за рубежом МСИ проводятся преимущественно для аналитических лабораторий, когда контролируемыми показателями является определенные химические элементы, т.е. элементный состав образца контроля. МСИ для оценки качества минералогических работ в мировой практике проводился крайне редко, известны только единичные примеры: в 1989 г. Геологическая служба USGS (США) организовала сравнительные испытания для комплекса минералого-аналитических методов изучения угля; в 2018 г. Геттингенский университет (Германия, ЕС) впервые провел сличительный анализ тяжелых минералов комплексом минералогических методов.

Однако горные породы, руды, техногенное минеральное сырье сформированы минералами и их агрегатами, которые являются соединениями (кроме самородных), а

не отдельными химическими элементами.

Именно минералогическое изучение дает достоверную и сопоставимую информацию о составе и строении горных пород, руд и продуктов их переработки, что определяет необходимость метрологического обеспечения точности и качества минералогических работ, в т.ч. посредством проведения раундов МСИ, как при геологоразведочных работах, так и на стадии разработки технологии. Метрологическое обеспечение необходимо как при проведении внутреннего лабораторного контроля, так и внешнего геологического контроля на разных стадиях изучения геологических объектов, и одной из форм последнего являются межлабораторные сличительные испытания. ФГБУ «ВИМС» как провайдер проверок квалификации принял на себя инициативу организации программ МСИ по определению характеристик минерального состава различными минералогическими методами анализа в их количественном выражении [1].

С 2016 года Минералогический отдел ФГБУ «ВИМС» ежегодно принимает участие в МСИ по методам минералогического анализа на основании разработанных программ и используя специально подготовленные образцы контроля, приготовленные из природного минерального сырья (горные породы или искусственная смесь минералов) с учетом природных особенностей материала, это: рентгенографический количественный фазовый анализ; оптико-петрографический, оптико-минералогический, оптико-геометрический анализы.

На основе опыта участия в МСИ сформировалась рекомендация по решению проблемы однородности (идентичности) контрольного образца для минералогических методов исследования. Наиболее приемлемый метод: последовательная схема программы МСИ, когда один и тот же образец передается последовательно всем участникам сличений, но он является достаточно затратным в плане времени и задействованных ресурсов провайдера.

Результаты МСИ, проводимых по утвержденной программе с контролируемыми показателями, применяются для контроля качества испытаний, сопоставимости используемых методик испытаний. После завершения раунда МСИ образцы для контроля (ОК) могут быть использованы для внутреннего лабораторного контроля результатов анализов.

Участие в межлабораторных сличительных испытаниях обеспечивает доверие заказчиков к качеству результатов испытаний, к квалификации лиц, непосредственно участвующих в проведении испытаний. Регулярное участие в МСИ не только соответствует требованиям стандартов [2, 3], но и инициирует стремление лабораторий к постоянному улучшению своей работы. Названные меры будут способствовать повышению качества минералогических исследований и укреплению доверия к результатам на национальном и международном уровнях.

Список использованных источников

1. Ожогина Е.Г. и др. Межлабораторные сравнительные испытания в минералогических работах / Стандартные образцы. 2017. Т. 13. № 2. С. 37–47.
2. Межгосударственный стандарт ГОСТ ISO/IEC 17043-2013 (ISO/IEC 17043:2010, IDT) «Оценка соответствия. Основные требования к проведению проверки квалификации»
3. СМ № 03.1-1.0008 «Политика Росаккредитации в отношении участия лабораторий и органов инспекции в проверках квалификации и в межлабораторных сличительных (сравнительных) испытаниях, отличных от проверок квалификации». Дата принятия 01.12.2025.

Interlaboratory comparisons as a tool for mineralogical methods quality assurance

Ozhogina E.G., Yakushina O.A., Astakhova Yu.M., Lebedeva M.I.

Comparative interlaboratory tests of chemical analysis methods are widely used. On the contrary, FSBI "VIMS" currently initiate and realize interlaboratory comparisons on mineral phase analysis in order to improve the quality of mineralogical work. Institute develops original programs and use samples for control prepared from rocks and ores being mineral raw materials.

ИССЛЕДОВАНИЕ КИНЕТИКИ СУХОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ГЕМАТИТОВОЙ РУДЫ ДО И ПОСЛЕ МАГНЕТИЗИРУЮЩЕГО НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОБЖИГА В ВОДОРОДЕ*

Конюхов Ю.В.[1], Масленников Н.А.[1], Ханна Р.[2], Кэцзян Ли[3], Зиновеев Д.В.[1]

[1] Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»,
Москва, Российская Федерация, *e-mail: ykonukhov@misis.ru,*
[2] Университет Нового Южного Уэльса, Сидней, Австралия,
e-mail: rita.khanna66@gmail.com,
[3] Пекинский университет науки и технологии, Пекин, Китайская Народная Республика,
e-mail:likejiang@ustb.edu.cn.

В работе показано, что магнетизирующий обжиг гематитовой руды в токе водорода приводит к увеличению скорости её сухого измельчения за счёт образования микротрещин. При этом скорость образования оптимального для магнитной сепарации класса крупности возрастает, а скорость образования шламистых частиц снижается.

Современным трендом в обогащении полезных ископаемых является разработка «сухих» способов переработки, которые в перспективе могут лечь в основу «технологий будущего». Даже в России вода становится дорогим ресурсом, а в ряде регионов мира, богатых полезными ископаемыми, имеется её острый дефицит, что в ряде случаев делает невозможной организацию добычи и переработки. В условиях космоса также вопрос наличия воды является актуальным.

* **Работа выполнена в рамках гранта РНФ №24-29-00672.**

Затраты на дробление и измельчение руд могут составлять до 70–75 % от всех затрат на их переработку, причём большая часть затрат приходится на измельчение. В связи с этим поиск активаторов процесса измельчения является актуальной научно-технической задачей.

Другим современным мировым трендом является увеличение доли использования водорода в металлургии и энергетике с целью уменьшения выбросов CO_2. Объёмы производства водорода с каждым годом увеличиваются, цена снижается, а технические средства для транспортировки и хранения совершенствуются. Водород становится доступнее и внедряется, в том числе в обогащении для перевода немагнитных фаз железных руд в магнитные с целью последующей магнитной сепарации. В настоящее время в Китае проводятся промышленные испытания фабрики с использованием HMPT (Hydrogen Mineral Phase Transformation) технологии.

Таким образом, целью данной работы являлось сравнение кинетики сухого измельчения исходной гематитовой руды и магнетизированной в токе водорода.

В качестве исходного материала использовали пробу агломерационной руды, предоставленную Михайловским ГОКом. Руда преимущественно гематитовая, с содержанием Feобщ 51,6 % и SiO_2 16,9 % согласно паспорту технологической пробы. Магнетизирующий обжиг проводили в изотермических условиях в трубчатой печи при температуре 375 °С в течение 20 минут в токе H2-Ar (10:1). Исследования кинетики измельчения исходной гематитовой руды и термически магнетизированного продукта проводили в идентичных условиях с использованием шаровой мельницы (сухое измельчение, класс крупности исходных продуктов –2,0 мм, суммарное время измельчения 30 мин).

Для определения размерных характеристик применяли комплекс методов: ситовой анализ, электронную микроскопию и лазерную дифракцию. Для расчёта кинетических параметров измельчения использовали модель В.В. Товарова, позволяющую характеризовать относительную скорость измельчения и её изменение в процессе размола.

Было обнаружено, что обработка водородом железной руды при температуре 375°С в течение 20 минут приводит к уменьшению среднего размера частиц на 13 %. Данный факт является новым, так как в случае чистых оксидов в большинстве случаев в ходе восстановления частицы увеличиваются в размерах за счёт их стремления уменьшить избыточную поверхностную энергию.

Установлено, что низкотемпературный магнетизирующий обжиг в водороде приводит к увеличению скорости измельчения в 1,5–2,1 раза на первых этапах измельчения. Полученные эффекты по уменьшению размера частиц и увеличению скорости измельчения можно объяснить созданием условий для возникновения микротрещин в рудном материале за счёт выделения влаги и разности плотностей

новой и старой фазы. На основании расчётов относительных констант скоростей измельчения по модели Товарова установлено, что скорость образования желаемого класса -0,045+0,020 мм в случае магнетизированной руды в 4,4 раза выше по сравнению с исходной рудой, а относительная скорость образования шламистых частиц класса -0,002+0,001 мм оказалась ниже в 2,5 раза за счёт процесса агрегирования, возникающего при увеличении длительности обработки до 30 минут.

Таким образом, магнетизирующий обжиг гематитовой руды в водороде приводит к увеличению скорости измельчения за счёт образования микротрещин, причём скорость образования оптимального класса для магнитной сепарации возрастает, а относительная скорость образования шламистых частиц снижается.

A study on the dry grinding kinetics of hematite ore before and after low-temperature hydrogen magnetizing roasting

Konyukhov Yu.V., Maslennikov N.A., Khanna R., Li Kejiang, Zinoveev D.V.

The study shows that magnetizing roasting of hematite ore in a hydrogen flow increases its dry grinding rate due to the formation of microcracks. At the same time, the formation rate of the optimal particle size class for magnetic separation increases, while the formation rate of slime particles decreases.

ФОРМИРОВАНИЕ ПАССИВИРУЮЩИХ КОРОК В ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТАХ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНЫХ ФАБРИК И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА *

Целюк Д.И., Михайлов А.Г., Целюк О.И.

Институт химии и химической технологии СО РАН, Федеральный исследовательский центр «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Российская Федерация,
e-mail:tselukdi@mail.ru

Установлено, что низкое извлечение золота при цианировании лежалых хвостов обусловлено формированием на поверхности на поверхности золотосодержащих минералов плотных пассивирующих корок и плёнок толщиной 5–30 мкм. Идентифицирован их состав, включающий сульфоарсенаты железа (туелеит, закаит), аморфные гидроксиды (ферригидрит), самородная сера. Корки создают физико-химический барьер для диффузии CN^-/O_2, связывают цианид в тиоцианат и ферроцианиды, сорбируют растворённое золото. Предложена схема деструкции корок перед биоокислением, повышающая извлечение до 90–95%.

Лежалые хвосты золотоизвлекательных фабрик в последние десятилетия всё чаще рассматриваются не как отходы, а как техногенные месторождения. По нашим оценкам, только в хвостохранилище Советской ЗИФ сосредоточено не менее 24 т

*** Работа выполнена в рамках базового проекта FWES-2026-0004**

золота, что сопоставимо с крупным коренным месторождением. Однако, длительное нахождение материала в условиях техногенеза привело к глубоким изменениям вещественного состава и, как следствие, к появлению так называемой «упорности» сырья. Прямое цианирование таких хвостов обеспечивает извлечение золота лишь на 44,4 %. Одной из главных причин является образование на поверхности золотосодержащих частиц плотных пассивирующих корок и новообразованных фаз. Цель работы заключалась в установлении причин упорности лежалых хвостов золотоизвлекающих фабрик, под воздействием пассивирующих факторов, а также выяснении механизма их формирования и рекомендация способов их устранения [1].

Объектом изучения послужило намывное хвостохранилище Советской ЗИФ, расположенное в пределах Енисейской Сибири. Отбор проб проводился зимой со льда методом колонкового бурения (6 скважин, глубина до 30 м, шаг опробования 0,5 м). Такой подход позволил сохранить естественное сложение техногенной толщи. В работе использовали стандартные методы: определение гранулометрического состава на ситах, ICP-MS и атомно-абсорбционный анализ. Определение форм нахождения золота осуществлялось с помощью рационального анализа по методике В.В. Лодейщикова. Для идентификации вторичных минеральных фаз применяли сканирующую электронную микроскопию (JEOL JSM-7001F и Hitachi TM-3000 с EDS) и рентгенофазовый анализ (ДРОН-3).

Изучение разреза показало фациальную зональность, характерную для гидронамывных хвостохранилищ. В техногенном массиве выделяются 3 зоны: пляжная (сложена наиболее крупным материалом), переходная и центральная зона пруда-отстойника (тонкие и илистые осадки). Самые высокие содержания золота приурочены к пляжной и переходной зонам. В вертикальном разрезе выделяется продуктивный пласт мощностью 7–8 м со средним содержанием Au 4–5 г/т, а в отдельных интервалах концентрации достигают 18,8 г/т. В зоне пруда-отстойника содержания золота низкие (0,08–0,2 г/т), за исключением придонного слоя (0,8–1,2 г/т). В продуктивном горизонте почти 40 % золота сосредоточено в классе крупности менее 0,05 мм, что уже на стадии гранулометрии указывает на трудности гравитационного обогащения.

По результатам рационального анализа установлено, что свободное (амальгамируемое) золото составляет 2,3 %. Около 42% золота содержится в сростках с сульфидами (пирит, арсенопирит) и породообразующими минералами. Но наиболее значимы две другие формы: золото, ассоциированное с гидроксидами железа и вторичными сульфатами (8 %), ещё 9 % приходится на рассеянное золото в породообразующих минералах. Суммарно доля упорного золота, не извлекаемого прямым цианированием, достигает 55,6 %, что и подтверждается прямыми опытами по цианированию [1]. При микроскопическом изучении нижних горизонтов техногенной толщи, контактирующих с техногенным водоносным горизонтом, на поверхности

многих зёрен были обнаружены плотные корки толщиной от 5 до 30 мкм. Под электронным микроскопом они выглядят как натёчные, колломорфные, а часто и микроглобулярные образования, напоминающие оолиты. Видны трещины усыхания и раковистые изломы – типичные признаки минералообразования из коллоидных растворов с последующим синерезисом. Качественный и фазовый состав этих корок оказался сложным. Рентгенофазовый анализ показал, что они в основном образованы сульфоарсенатами железа, таким ка туелеит $Fe_6(AsO_3)_4SO_4(OH)_4 \cdot 4H_2O$, закаит $Fe_2(AsO_4)(SO_4)_3OH \cdot 5H_2O$, сермент $Fe_2(AsO_4)(SO_4)OH \cdot 5H_2O$. Наряду с ними присутствуют аморфные и слабо раскристаллизованные гидроксиды железа (ферригидрит, переходящий в гетит), а также барит, гипс и, что особенно важно для цианирования, самородная сера. Микрозондовый анализ показал, что эти корки активно сорбируют из поровых растворов Cu, Ni, Zn, Pb, Au.

На основе полученных данных реконструирован процесс преобразования сульфидов. Процесс начинается с окисления пирита и арсенопирита трёхвалентным железом (Fe^{3+}). Реакции идут с образованием сульфатов, арсенатов и двухвалентного железа (Fe^{2+}). Накопившееся Fe^{2+} вновь окисляется до Fe^{3+} за счёт деятельности аборигенных железоокисляющих бактерий (типа Acidithiobacillus ferrooxidans), которые в анаэробных или микроаэрофильных условиях могут использовать альтернативные акцепторы электронов. В нейтральной или слабокислой среде Fe^{3+} гидролизуется, образуя аморфный гидроксид железа $Fe(OH)_3$. Этот гель осаждается на любых частицах, попутно соосаждая арсенаты и сульфаты. При достижении пересыщения зарождаются кристаллические сульфоарсенаты туелеит, закаит и др. На завершающем этапе при дегидратации происходит, уплотнение и структурная перестройка вещества. Гель кристаллизуется, превращаясь в прочную малопористую корку. При неполном окислении вещества выделяется самородная сера, которая также цементирует обломочный материал. Таким образом, формируются пассивирующие корки, которые представляет собой полиминеральное образование, блокирующее доступ реагентов к золотосодержащим минералам.

Исследования показали, что влияние корок проявляется сразу по нескольким факторам. Во-первых, они создают физический барьер: даже если корка имеет поры, их размер часто меньше размера диффундирующих ионов (CN^-, O_2). Скорость растворения золота при этом падает на порядки, а для достижения заметного извлечения требуется непропорционально много времени. Во-вторых, сама самородная сера и сульфаты железа активно реагируют с цианидом. Сера превращается в тиоцианат ($S^0 + CN^- \rightarrow SCN^-$), а Fe^{3+} связывается в комплекс $[Fe(CN)_6]^{3-}$. В результате расход цианида возрастает, что делает процесс экономически затратным. В-третьих, на поверхности самого золота могут формироваться тончайшие плёнки Au–Fe–As–O, которые дополнительно пассивируют благородный металл.

Гидроксиды железа и глинистые минералы, входящие в состав корок, способны сорбировать растворённые комплексы золота (прег-роббинг), что особенно проявляется при использовании альтернативных выщелачивающих растворов. Следовательно, без разрушения корок даже самое интенсивное цианирование будет давать низкие показатели. Ожидается, что из 24 т прогнозного золота при прямом цианировании потеряется более половины.

Анализ мировых тенденций 2024–2026 годов показывает, что для подобного упорного техногенного сырья необходимо использовать комбинированные методы. Так, компания BacTech Environmental внедрила биоокисление с помощью Acidithiobacillus ferrooxidans (технология BacOx), что позволило данной компании высвободить тонкодисперсное золото из сульфидной матрицы [2]. Китайские исследователи успешно применяют микроволновый обжиг с магнетитом-носителем, повышая извлечение на 22,9 % [3]. Установлено, что добавление оксалатов при тиомочевинном выщелачивании связывает Fe^{3+} и повышает извлечение до 86,7 % при снижении расхода реагента на 30% [4].

Исходя из состава пассивирующих корок на Советской ЗИФ (смесь аморфных гидроксидов, сульфоарсенатов и самородной серы), можно порекомендовать двухстадийную схему.

Первая стадия – предварительная обработка с целью разрушения корок, может включать два варианта: ультразвуковую кавитацию или кратковременный микроволновый нагрев до 400–600°C. После этого необходима кислотная промывка разбавленной серной или соляной кислотой для удаления растворившихся гидроксидов и солей. Вторая стадия относится к основной переработке и включает биоокисление с последующим цианированием. Альтернативой может быть тиомочевинное выщелачивание с добавкой оксалата натрия. Проведенный анализ показывает, что при выборе оптимального режима извлечение золота может быть повышено до 90–95 %, что делает переработку рентабельной и одновременно решает многолетнюю экологическую проблему хвостохранилища.

Таким образом, на примере хвостохранилища Советской ЗИФ впервые детально изучен состав пассивирующих корк сульфоарсенатно-гидрооксидного состава, формирующихся в процессе техногенеза внутри техногенных массивов лежалых хвостов. Показано, что сульфоарсенатно-гидрооксидные корки служат главным фактором упорности, снижая извлечение при прямом цианировании до 44,4 %. Рассмотрен механизм геохимической модели формирования пассивирующих корок, включающий последовательное окисление сульфидов, микробное окисление железа, гидролиз, соосаждение арсенатов и сульфатов и кристаллизацию коллоидной массы. Рекомендован двухстадийный технологический подход вторичной переработки лежалых хвостов, позволяющий повысить извлечение золота до 90–95 %.

Список использованных источников

1. Целюк Д.И., Целюк И.Н. Техногенные хвосты золотодобычи: промышленный потенциал и перспективы вторичного освоения // Разведка и охрана недр. – 2019. – № 8 – С. 41 –47.
2. Crystal Research Associates LLC. Executive Informational Overview on BacTech Environmental Corporation [Электронный ресурс] // BacTech Environmental. 2026. 46 p.
3. Kim B.-J. [et al.] Effective Gold Recovery from Near-Surface Oxide Zone Using Reductive Microwave Roasting and Magnetic Separation. Metals 2018,8, 957.
4. Li K. [et al.] Enhanced thiourea leaching of gold from a refractory sulfide gold ore using additives after bio-oxidation pretreatment // Minerals Engineering. 2026. Vol. 237. 110004.

Formation of passivating crusts in aged tailings of gold extraction plants and their effect on gold recovery efficiency

Tselyuk D.I., Mikhailov A.G., Tselyuk O.I.

It has been established that low gold recovery during cyanidation of mature tailings is due to the formation of dense passivating crusts and films 5–30 μm thick on the surface of gold-bearing minerals. Their composition has been identified: iron sulfoarsenates (thueleite, zakaite), amorphous hydroxides (ferrihydrite), and native sulfur. The crusts create a physicochemical barrier to CN^-/O_2 diffusion, bind cyanide to thiocyanate and ferrocyanides, and sorb dissolved gold. A scheme for crust destruction prior to biooxidation has been proposed, increasing recovery to 90–95%.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССОВ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ МЕДНЫХ РУД ЗА СЧЁТ УЛЬТРАЗВУКОВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ*

Николаева Н.В.[1], Чантурия А.В.[2], Каллаев И.Т.[3]

[1] ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II, Санкт-Петербург, Российская Федерация, *e-mail:nadegdaspb@mail.ru*

[2] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail:f.c.s.m@mail.ru*

[3] АО «Механобр инжиниринг», Санкт-Петербург, Российская Федерация

Результаты экспериментально-теоретических исследований показали, что использование ультразвукового воздействия позволяет снизить прочностные характеристики комплексных медных руд, что позволяет повысить энергоэффективность процессов их измельчения.

Современные тенденции на истощение богатых и легкообогатимых месторождений руд цветных металлов и увеличение производительности по руде ставят горно-обогатительную промышленность перед необходимостью поиска принципиально новых технологических решений. Комплексные медные руды, характеризующиеся тонкой вкрапленностью рудных минералов, высокими прочностными показателями и

* **Работа выполнена при финансовой поддержке российского научного фонда (проект № 26-17-00226)**

пр., представляют особую трудность при проектировании энергоэффективных схем рудоподготовки. Для обоснованного выбора этих схем (компоновки, оборудования, режимов и т.д.) необходимо провести комплексные исследования по изучению не только минералогического, химического и вещественного состава, но и детально изучить прочностные характеристики и методы воздействия на минеральное сырье с целью возможного снижения их прочности.

Традиционно прочностные свойства руды рассматриваются как фиксированная характеристика, заданная её вещественным составом и структурой. Вместе с тем современные представления о физике разрушения минеральных агрегатов открывают возможность управляемого изменения этих характеристик ещё до начала дезинтеграции. Ультразвуковое воздействие, способное инициировать кавитационные процессы в водной среде и активировать зародышевые дефекты в кристаллической решётке минералов, рассматривается как один из перспективных инструментов такой предварительной модификации.

Целью настоящего исследования является экспериментальное обоснование возможности снижения общей прочности комплексной медной руды с использованием ультразвукового воздействия для последующей оптимизации циклов рудоподготовки.

В качестве объектов исследования была выбрана проба комплексной медной руды. Основными рудными минералами являются пирит, халькопирит и магнетит. Нерудная составляющая руды представлена кварцем, полевыми шпатами (альбит, ортоклаз), слоистыми силикатами (слюды, хлорит, глины) и карбонатами (в небольшом количестве). Вмещающие породы - вторичные мелкозернистые кварц-серицитовые метасоматиты порфировидной структуры с признаками перекристаллизации кварца, хлоритизации и альбитизации. Сложные срастания халькопирита с пиритом и магнетитом определяют необходимость тонкого помола для достижения достаточного раскрытия перед флотацией.

Исследования проводились на оборудовании Санкт-Петербургского горного университета. Определение элементного состава исходных материалов и продуктов разрушения осуществлялось с использованием рентгенфлуоресцентного анализатора EDX 7000. Предварительная ультразвуковая обработка осуществлялась в ультразвуковой ванне Sonorex RK1028C в водной среде при рабочей частоте 35 кГц. Время ультразвукового воздействия составляло 15 мин. Оценка изменения прочностных свойств проводилась методом определения рабочего индекса шарового измельчения Бонда (BWi) на лабораторной мельнице Бонда. Данный показатель выбран как интегральная характеристика, учитывающая совокупность механизмов разрушения (удар, истирание, сжатие) и позволяющая непосредственно рассчитать удельный расход энергии для получения заданной крупности. Проведенные исследования измельчения руды до и после 15-минутной ультразвуковой обработки

позволили установить изменение прочностных параметров (таблица).

Таблица - Результаты определения рабочего индекса шарового измельчения

Параметр	До УЗ обработки	После УЗ обработки	Изменение
F80, мкм	2010,5	2010,5	-
P80, мкм	84	77	−8,3%
Gbp, г/об.	0,96	1,02	+6,25%
BWi, кВт·ч/т	20,08	17,99	−10,4%

Снижение значения рабочего индекса BWi с 20,08 до 17,99 кВт·ч/т соответствует переходу руды из категории «очень твёрдых» в категорию «твёрдых» по классификации Ф. Бонда. Физически переход обусловлен ослаблением структуры минеральных агрегатов вследствие инициирования и роста дефектов под действием кавитационных ударных волн и микроструй жидкости, образующихся при схлопывании кавитационных пузырьков вблизи поверхности частиц.

Таким образом, проведённые исследования демонстрируют принципиальную возможность управляемого изменения прочностных свойств комплексной медной руды посредством ультразвукового воздействия. Перспективность метода определяется его технологической совместимостью с существующими схемами переработки и отсутствием необходимости в кардинальной перестройке производственной инфраструктуры.

Improving the efficiency of complex copper ore comminution processes by means of ultrasonic treatment

Nikolaeva N.V., Chanturiya A.V., Kallaev I.T.

The results of the experimental and theoretical studies have shown that ultrasonic pretreatment reduces the strength characteristics of complex copper ores, thereby improving the energy efficiency of their comminution processes.

РАЗРАБОТКА DEM-МЕТОДИКИ МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕЖЧАСТИЧНОГО РАЗРУШЕНИЯ РУДЫ В ИКМР ДЛЯ СОПОСТАВЛЕНИЯ С ПРОЦЕССОМ В РОЛЛЕР-ПРЕССЕ

Махно Н.А., Федотов П.К.

Иркутский национальный исследовательский технический университет (ИРНИТУ),
г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: MakhnoNA@mail.ru*

В работе рассмотрена разработка методики математического моделирования межчастичного разрушения руды в испытательной камере межчастичного разрушения (ИКМР) с использованием метода дискретных элементов. Предлагаемая методика предназначена для определения механизма дезинтеграции рудного слоя в условиях стеснённого сжатия и последующего сопоставления с процессом разрушения руды в промышленном роллер-прессе (HPGR).

Цель работы – разработка методики DEM-моделирования процесса дезинтеграции в испытательной камере межчастичного разрушения (ИКМР) для определения механизма разрушения рудного слоя и его последующего сопоставления с процессом межчастичного разрушения в промышленном роллер-прессе.

В ранее выполненных исследованиях была предложена методика лабораторного моделирования межчастичного разрушения руды, характерного для роллер-пресса [1]. Установлено, что она обеспечивает сопоставимость лабораторного и промышленного продуктов по гранулометрическому составу, микротрещиноватости [2] и изменению «рабочего индекса» Ф. Бонда [3]. Однако для дальнейшего обоснования корректности методики необходимо сопоставление не только характеристик продукта, но и идентичности механизма разрушения.

Выбор метода дискретных элементов (DEM) обусловлен физической природой рассматриваемого процесса. В ИКМР, как и в HPGR, разрушение происходит в условиях стеснённого сжатия слоя гранулированного материала, при котором частицы испытывают многоконтактное нагружение и формируют сложную контактную структуру. В подобных условиях определяющее значение имеют взаимодействия типа «частица–частица», формирование силовых цепочек и перераспределение напряжений внутри уплотняющегося слоя [4].

В отличие от метода конечных элементов (FEM), ориентированного преимущественно на моделирование сплошных деформируемых тел, DEM позволяет рассматривать рудный слой как совокупность отдельных взаимодействующих частиц [5]. Такой подход обеспечивает возможность анализа эволюции контактной сети, межчастичных сил, локальных энергетических взаимодействий и процессов фрагментации, что является принципиально важным при исследовании механизма межчастичного разрушения.

Разработанная методика реализована авторами в программном комплексе Ansys Rocky. Геометрия испытательной камеры и пуансона воспроизводится по реальному образцу ИКМР.

Слой руды формируется как насыпной массив несферических частиц (рисунок 1), а контактные взаимодействия описываются моделью Hertz–Mindlin из семейства soft-sphere моделей [6, 7].

Для моделирования разрушения используется энергетическая модель Ab-T10, связывающая степень разрушения с величиной удельной энергии, поглощённой частицей при нагружении:

$$t_{10} = A(1-e^{-bE_{cs}}), \qquad (1)$$

где A и b – эмпирические параметры материала, определяющие форму кривой разрушения, E_{cs} – удельная энергия, поглощённая частицей при нагружении.

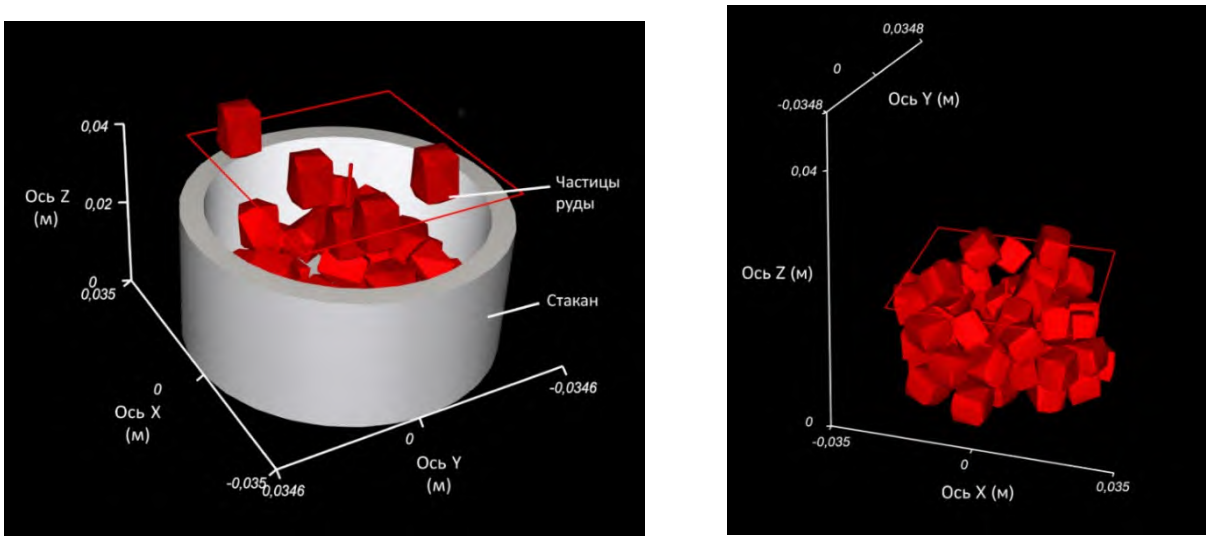


Рисунок 1 - Геометрия капсулы и характер начальной засыпки руды в расчётной модели

Физический смысл данного выражения заключается в том, что по мере увеличения удельной энергии степень разрушения возрастает нелинейно: на начальном этапе прирост выхода мелкого класса невелик, однако после достижения определённого энергетического уровня разрушение начинает развиваться значительно интенсивнее. Такой характер зависимости хорошо согласуется с результатами настоящего моделирования, в которых акты разрушения концентрируются в узком интервале времени и перемещения пуансона после стадии предварительного уплотнения слоя.

Дополнительные параметры расчётной схемы были зафиксированы непосредственно по настройкам проекта Rocky. Продолжительность моделирования составляла 3,7 с, шаг записи результатов – 0,05 с, экспорт промежуточных данных выполнялся на каждом интервале, а кривые моделирования формировались по одной точке на интервал. Включение разрушения и износа задавалось с момента t = 1,2 с, что соответствует завершению начального этапа стабилизации засыпки и переходу к активному нагружению. Интервал обновления геометрии для блока составлял 0,005 с (рисунок 2).

Принятая временная схема обеспечивает достаточное разрешение для сопоставления кинематики пуансона, роста контактных сил и момента начала фрагментации.

Базовый размер частицы принимался равным 0,01 м, минимальная удельная энергия разрушения – 5 Дж/кг, коэффициент функции отбора – 0,02 кг/Дж. Для образующихся фрагментов задавался минимальный абсолютный размер 0,002 м, минимальное отношение размеров – 0, а пороговая минимальная объёмная доля для отключения фрагмента принималась равной 0,5.

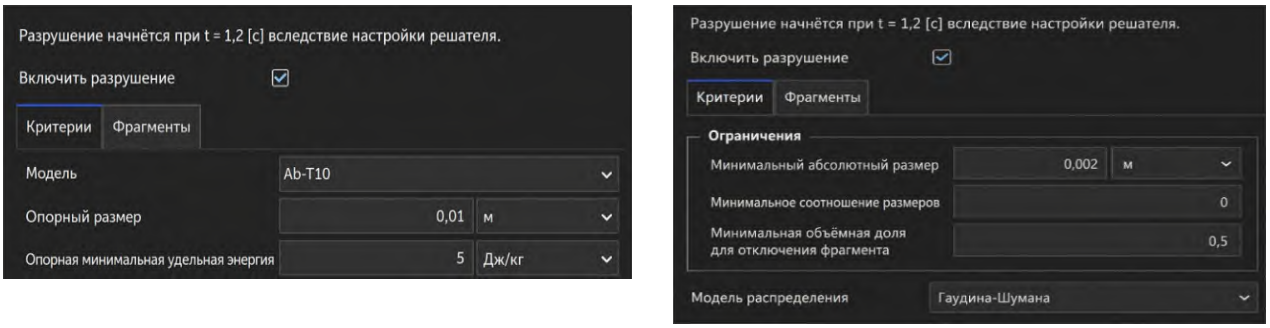


Рисунок 2 - Параметры модели разрушения Ab-T10 и ограничения на образование фрагментов

В качестве модели распределения фрагментов использовалось распределение Годэна-Шумана, что соответствует задаче получения условного гранулометрического спектра после разрушения и дальнейшего анализа перераспределения классов крупности.

Для получения данных Rocky использовались статистические модули программы, позволяющие регистрировать как кинематические и силовые параметры граничных тел, так и характеристики межчастичных взаимодействий внутри разрушаемого слоя. В частности, были получены данные о реакциях, перемещениях и скоростях движущейся границы, соответствующей перемещению рабочего органа, представленной пуансоном. Наряду с этим выполнялась регистрация межгрупповых контактных характеристик для пар «частица руды – частица руды», «частица руды – пуансон» и «частица руды – стакан», включая нормальные и касательные силы, энергии ударного, сдвигового и диссипативного взаимодействия, а также частоту и длительность контактов.

Таким образом, разработанная методика DEM-моделирования позволяет перейти от анализа только конечного гранулометрического состава к исследованию внутреннего механизма межчастичного разрушения рудного слоя в ИКМР. Использование дискретно-элементного подхода обеспечивает возможность регистрации и последующего анализа межчастичных контактных взаимодействий, распределения нормальных и касательных напряжений, формирования силовых цепочек и локализации контактных нагрузок в процессе стеснённого сжатия.

Предложенная расчётная схема позволяет оценивать вклад взаимодействий типа «частица–частица» и «частица–граница» в общий механизм разрушения, а также анализировать развитие сдвиговых компонентов напряжённого состояния, являющихся одним из ключевых признаков дезинтеграции материала в промышленных роллер-прессах.

Дополнительно методика обеспечивает возможность сопоставления кинематики

нагружения, контактной энергетики и параметров фрагментации на различных стадиях уплотнения рудного слоя.

Разработанная модель формирует основу для дальнейшего исследования механистического соответствия процессов разрушения в ИКМР и роллер-прессе.

Предполагается, что последующий анализ результатов DEM-моделирования позволит установить степень идентичности напряжённо-деформированного состояния, характера межчастичных взаимодействий и механизмов формирования мелкого продукта при лабораторном и промышленном межчастичном разрушении руды.

Development of a dem-based methodology for modelling interparticle ore breakage in a confined piston compression test for comparison with HPGR comminution mechanisms

Makhno N.A., Fedotov P.K.

This paper presents the development of a DEM-based methodology for mathematical modelling of interparticle ore breakage in a confined piston compression test. The proposed methodology is intended to determine the disintegration mechanism of an ore bed under confined compression conditions and to enable its further comparison with the ore breakage mechanism in an industrial high-pressure grinding roller (HPGR).

О ВЛИЯНИИ ЭЛЕКТРОЛИТОВ НА СВОЙСТВА ФЛОТАЦИОННОЙ ЖИДКОЙ ФАЗЫ И ФЛОТИРУЕМОСТЬ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ

Афонина Е.И., Титков С.Н.

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

Использование в качестве флотационной жидкой фазы минерализованных вод (морская вода, растворы подземных источников) и насыщенных солевых растворов при переработка водорастворимых полезных ископаемых обуславливает проведение флотации в минерализованных водах с различным содержанием солей. Исследования с применением флотокамеры фирмы JK TECH PTY LTD, высокоскоростной видеокамеры Tokina atx-1 и разработанной на кафедре обогащения СПбГУ математической программы показано что с увеличением содержания хлоридов калия и натрия во флотационной жидкой фазе до 31% размер пузырьков воздуха уменьшается в 3 раза, а количество пузырьков увеличивается в 25 раз. Показано, что увеличение дисперсности пузырьков воздуха значительно интенсифицирует процесс флотации минеральных частиц,

Использование в качестве флотационной жидкой фазы минерализованных вод (морская вода, растворы подземных источников), а также насыщенных солевых растворов при переработка водорастворимых полезных ископаемых обуславливает проведение флотации в минерализованных водах, которое должно осуществляться с учетом степени диссертации воздуха во флотационной жидкой фазе.

На основе растворов хлоридов калия, натрия и их смесей при температуре 2^{0o}C фотоколориметрически исследовано изменение дисперсности пузырьков воздуха в аэрированном растворе при увеличении содержания электролита в жидкой фазе от 0 (дистиллированная вода) до максимально возможной концентрации (рисунок 1).

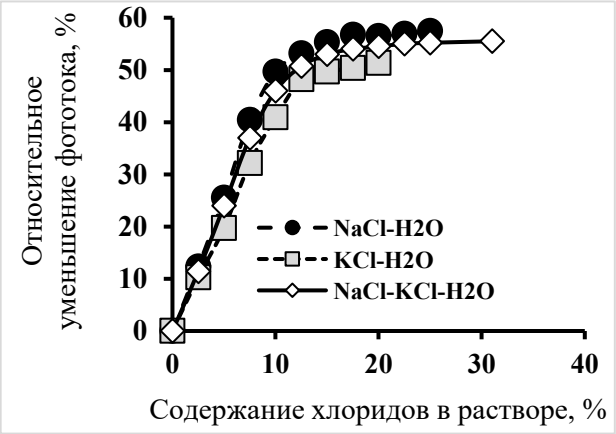


Рисунок 1 - Изменение оптической плотности аэрированного раствора в зависимости от содержания в нем электролита

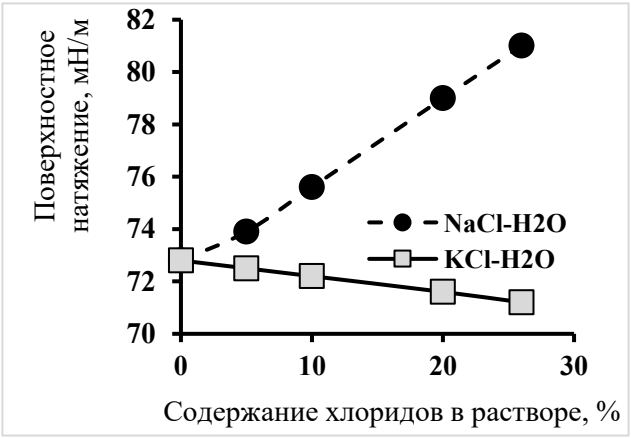


Рисунок 2 - Поверхностное натяжение растворов хлоридов калия и натрия при температуре раствора 20oC

Опыты при постоянном расходе воздуха показали, что с увеличением содержания электролита наблюдается интенсивное увеличение оптической плотности аэрированного раствора, обусловленное образованием тонкодисперсных пузырьков воздуха. Хлористый натрий по сравнению с хлористым калием в большей степени диспергирует пузырьки воздуха, что объясняются различием в гидратации ионов натрия и калия [1] и разной зависимостью величины поверхностного натяжения раствора от содержания в нем хлорида натрия и калия (рисунок 2) [2].Фотоколориметрический метол является относительным методом для оценки дисперсности пузырьков воздуха в аэрированном растворе.



Рисунок 3 - Кадры видеосъёмки пузырьков воздуха в водн (а) и в растворах хлоридов калия и натрия (б), содержание суммы солей – 31 %

Представляло интерес определить размер пузырьков воздуха непосредственно в аэрированной флотационной жидкой фазе в присутствии в ней разного количества

электролита. Опыты были проведены с применением фотокамере фирмы JK TECH PTY LTD и высокоскоростной видеокамеры Tokina atx-1. В качестве электролита была взята смесь хлоридов натрия и калия в соотношении 2 : 1 соответственно. Расход воздуха составлял 1 л/мин. Продолжительность аэрирования – 6 мин. Температура раствора 20°С.

На видеокадрах (рисунок 3) четко видны зафиксированные пузырьки воздуха, различия в их размере даже при максимально возможном содержании в растворе смеси хлоридов натрия и кадия 31 %.



Рисунок 4 - Крупность пузыртков воздухв в засимомти от содержания электролита в растворе

Проведенные расчеты по программе, разработанной кафедрой обогащения полезных ископаемых Санкт-Петербургского горного университета показали, что крупность пузырьков воздуха в вводе составила 1,11 мм, в солевом растворе уменьшилась до 0,38 мм (рисунок 4) с одновременным увеличением в ~25 раз количества зафиксированных пузырьков воздуха (за 6 минут с 6400 до 214100).

Проведенные опыты по моно флотации силикатно-карбонатных примесей калийной руды показали, что такое увеличение дисперсности пузырьков воздуха значительно интенсифицирует процесс (рисунок 5).



Рисунок 5 - Флотация силикатноо-карбонатных шламов а зависимости от содержания смеси хлоридов калия и натрия в растворе: соотношение NaCl : KCl = 2 : 1

Таким образом, проведенные исследования впервые позволили количественно оценить влияние электролитов (хлориды натрия, калия) на крупность пузырьков воздуха во взаимосвязи с флотируемостью минеральных частиц (силикатно-карбонатных примесей калийных руд). Показана целесообразность применения испытанной методики для проведения исследований на обогатимость калийных руд с различными водорастворимыми примесями.

Благодарности. Выражаем благодарность кафедре обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II» в помощи в проведения работ

Список использованных источников

1. H.Falkenhagen Theorie der Elektrolite Leipzig 1971
2. Справочник химика. 21 Химия и химическая технологии

On the effect of electrolytes on the properties of the flotation liquid phase and the flotability of mineral particles

Afonina E.I., Titkov S.N.

The use of mineralized waters (sea water, solutions from underground sources) as a flotation liquid phase, as well as saturated salt solutions during the processing of water-soluble minerals, requires flotation to be carried out in mineralized waters with varying salt contents. Research using a JK TECH PTY LTD flotation chamber, a Tokina ATX-1 high-speed video camera, and a mathematical program developed at the Department of Mineral Processing at Saint Petersburg Mining University showed that with an increase in the potassium and sodium chloride content in the flotation liquid phase to 31%, the size of air bubbles decreases by a factor of 3, while the number of bubbles increases by a factor of 25. t has been shown that such an increase in the dispersion of air bubbles significantly intensifies the flotation process of mineral particles.

ЛАЗЕРНАЯ ПОДГОТОВКА К ИЗВЛЕЧЕНИЮ УЛЬТРАДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ИЗ ТЕХНОГЕННЫХ РОССЫПЕЙ*

Леоненко Н.А.

Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Хабаровский федеральный исследовательский центр, Институт горного дела ДВО РАН – обособленное структурное подразделение ХФИЦ, г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: leonenko@igd.khv.ru*

Исследованы техногенные продуктов, содержащих ультрадисперсное золото после лазерной обработки. На поверхности микронеоднородных силикатных спеков установлено формирование агломерированных кристаллических структур золота, размером от 300 нм до 500 мкм.

В настоящее время большое внимание уделяется современным физико-химическим способам извлечения тонкодисперсных, микронных минералогических объектов. Для дальневосточного региона техногенные отвалы россыпных месторождений золота, содержащие микронное и субмикронное золото и накопленное более чем за вековой период техногенные отвалы представляют определенную

* **Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья», финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2025-621.**

технологическую и экологическую проблему извлечения [1, 2].

Одним из способов концентрирования и извлечения золота из техногенных россыпей может явиться способ лазерной агломерации. Несомненный интерес вызывают исследования, связанные с воздействием мощных энергетических потоков на природные дисперсные минеральные среды, так как такие исследования ведут к разработке новых технологических решений переработки минерального сырья.

Исследовано воздействие лазерного излучения (ЛИ) на минеральные алюмосиликатные среды, объекты россыпных месторождений, содержащие ультратонкодисперсное золото, не извлекаемое гравитационными технологическими методами. Способ впервые применён для концентрирования золота из илово-глинистых отложений техногенных россыпей. Минеральная проба отобрана из хвостохранилища высокоглинистой россыпи Верхнего Приамурья. Вещественный состав пробы представлен в основном силикатами: кварц, слюда, обломки глинистых сланцев, пироксен, эпидот. В небольшом количестве, около 5–7 %, содержится циркон, ильменит, сфен, магнетит, гранат. Из исследуемой пробы выделен класс крупности – 0,071 мм, весом 0,5 кг, который в дальнейшем с помощью седиментационного анализа разделён на классы: 71–40 мкм, 40–20 мкм, 20–10 мкм, 5–10 мкм, менее 5 мкм. В классах менее 20 микрон содержание золота колеблется от 0,162 до 0,29 г/т, в классах от 71 до 20 микрон содержание выше – от 6,51 г/т (20 мкм) до 24,2 г/т (71 мкм).Три фракции: 71 мкм, 40 мкм и 20 мкм подвержены лазерному воздействию. Исследования проведены на иттербиевой лазерной установке с волоконной системой передачи лазерного излучения ЛС-06. Мощность 600 Вт. Режим работы непрерывный, модуляция до 3 кГц. Спектральная ширина 10 нм. Длина волны λ= 1070 нм.

Выявлено агломерирование микронного золота на поверхности алюмосиликатных спеков – образцов из техногенных россыпей.

Анализ электронных изображений образцов проведен на растровом электронном микроскоп LEO EVO 40HV с энергодисперсионным анализатором INCA-ENERGY. Агломераты из расплавленного золота образовывали полусферы с размерами от 300 нм до 500 мкм. В результате лазерного воздействия по данным микроскопического анализа зарегистрировано образование укрупненного золота сферически агломерированных форм. Вместе с тем, при отработке параметров иттербиевого лазерного источника (мощность излучения, фокусировка) отмечено скопление субмикронного золота пластинчатой, игольчатой форм на силикатной матрице образцов.

В соответствии с рисунком 1 представлены цифровые изображения, полученные на оптическом микроскопе Discovery V12, визуализация объектов осуществлена с помощью программного обеспечения AxioVision, стрелками обозначены области концентрирования золота.

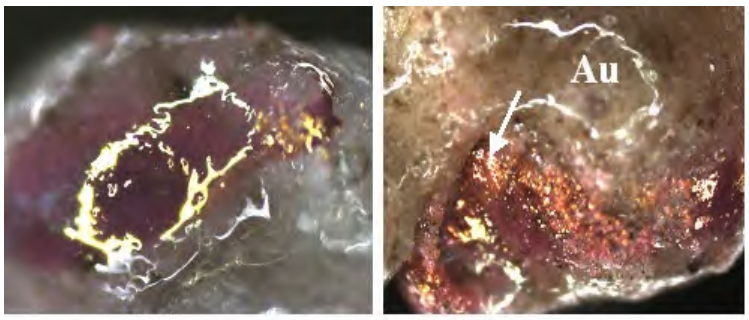


Рисунок 1 – Спеки алюмосиликатов иловых фракций после лазерной обработки, содержащие микронное золото, участок Гайфон; фракция –71+20 мкм

В соответствии с рисунком 2 представлен элементный анализ сферических золотин в окружении алюмосиликатной матрицы.

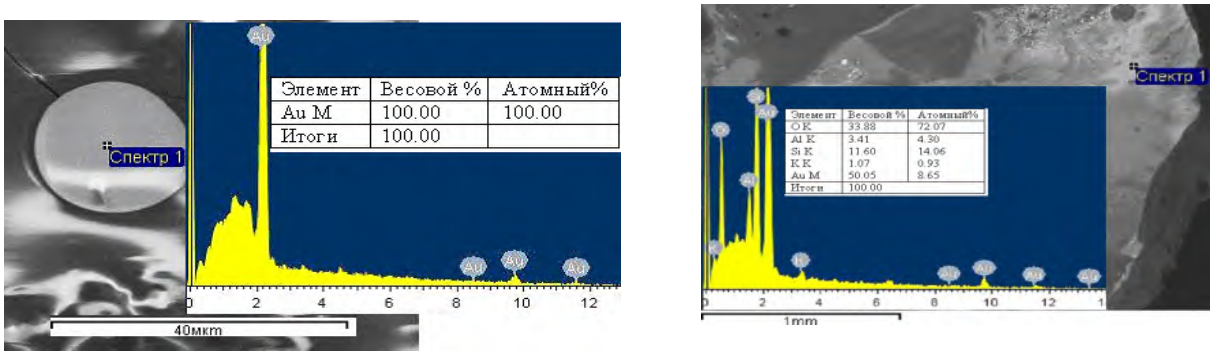


Рисунок 2 – Элементный анализ сферических золотин в окружении алюмосиликатной матрицы различных микронных фракций:

на изображении справа –спектр 1 имеет виртуальную формулу $\mathbf{Au_{1140}Si_{23}O_8Al_{21}K_{55}}$.

В непрозрачных средах взаимодействие света в виде отражения, рассеивания и поглощения происходит в очень тонком поверхностном слое. Известно, что под действием лазерного излучения твердые тела могут нагреваться до высокой температуры 1010 К, расплавляться и испаряться. Фазовое состояние твердого тела в начальный момент теплового воздействия не успевает измениться.

При взаимодействии световой волны с электронами вещества полученное тепло за счет теплопроводности распространяется во внутрь вещества. Если электроны в твердом теле частично связаны, то часть энергии электромагнитной волны отражается, а часть передается твердому телу, вызывая его нагревание [3].

Известно, что по-разному протекает взаимодействие света с металлами, полупроводниками и диэлектриками. Это можно объяснить разным строением этих веществ. Металлы состоят из кристаллической решетки, в узлах которой расположены положительные ионы. Все излучение, падающее на металлы, может отражаться или поглощаться в очень тонком поверхностном скин-слое (толщиной $10^{-5}...10^{-6}$ см). Поглощенная энергия у металлов распространяется только за счет электронной теплопроводности.Диэлектрики и полупроводники характеризуются фононной

теплопроводностью. В полупроводниках концентрация свободных электронов мала. Свойства полупроводников в зависимости от энергии поглощенных фотонов могут быть подобны либо со свойствами металлов, либо со свойствами диэлектриков. Если энергия поглощенных фотонов больше ширины запрещенной зоны, то наблюдается внутренний фотоэффект: электроны из валентной зоны переходят в зону проводимости. Чем выше интенсивность излучения, тем больше становится число свободных электронов, которые переносят энергию внутрь вещества и нагревают его.

Если энергия поглощенного фотона меньше ширины запрещенной зоны, то электроны остаются в валентной зоне и оптические свойства полупроводников схожи со свойствами диэлектриков. В диэлектриках поглощение света можно объяснить колебательным движением кристаллической решетки, молекул и атомов. В начале лазерного облучения у диэлектриков с большой энергетической щелью за счет обратного тормозного рассеяния поглощение излучения отсутствует. В это время происходит генерация свободных электронов вследствие многофотонного механизма, а, следовательно, развивается процесс лавинной ионизации. Появление большого количества электронов в зоне проводимости приводит к металлизации поверхностного слоя диэлектрика, а значит, коэффициенты поглощения и отражения увеличиваются. При прекращении лазерного воздействия происходят оже-рекомбинация и рекомбинация (захват) электронов в связанное состояние, что приводит к постепенному возвращению диэлектрических свойств [3].

Таким образом, при лазерной обработке золотосодержащего минерального сырья выявлены закономерности агломерирования и концентрирования ультрадисперсного золота, не извлекаемого гравитационными методами. Приведённые примеры применения нетрадиционных технологий для извлечения золота микронной крупности, позволяют считать, что решение проблемы трудноизвлекаемых форм благородных металлов возможно [4, 5].

Список использованных источников

1. Литвинцев В.С. и др. Проблемы оценки и освоения техногенных образований золотосодержащих россыпей Приамурья // ФТПРПИ. 2016. № 2. С. 72-79.
2. Мирзеханов Г.С. Условия формирования, принципы прогноза и оценки ресурсов техногенных образований отработанных россыпей золота (на примере Дальнего Востока): дисс. на соискание учёной степени д.г.-м.наук. Благовещенск, 2005. 253 с.
3. Булгаков Л.В. и др. Синтез наноразмерных материалов при воздействии мощных потоков энергии на вещество. - Новосибирск: Институт теплофизики СО РАН, 2009, 462 с.
4. Патент 2255995 РФ: Способ лазерного формообразования и обогащения благородных металлов в минеральных ассоциациях / Шевкун Е.Б. и др. Заявка 2003135458/02 от 04.12.2003, опубл. 10.07.2005 Бюл. № 19.
5. Патент 2541248 RU: Способ выделения ультрадисперсных и коллоидно-ионных благородных включений из минерального сырья и техногенных продуктов и установка для его осуществления / Кузьменко А.П. и др. 10.02.2015. Заявка № 2012130446/02 от 17.07.2012.

Laser preparation for extraction of ultrafine gold from man-made placers

Leonenko N.A.

The characteristics of man-made products containing ultrafine gold were studied after laser processing. It was found that after energy treatment, the samples formed superficially microheterogeneous silicate sinters, on the surface of which agglomerated crystalline gold structures, ranging in size from 300 nm to 500 mkm.

ПОВЕРХНОСТНЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ФЛОТАЦИОННАЯ АКТИВНОСТЬ ПРИРОДНОГО ВАЛЛЕРИИТА*

Борисов Р.В.[1,2], Лихацкий М.Н.[1], Карачаров А.А.[1], Бурдакова Е.А.[2]

[1] ФГБУН Институт химии и химической технологии СО РАН, ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: borisov.rv@icct.krasn.ru*

[2] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: roma_boris@list.ru*

В работе исследованы поверхностные характеристики природного валлериита Норильского месторождения и оценена его флотационная активность. Методами РФА, СЭМ-РСМА и РФЭС показано существенное различие исследуемых образцов по фазовому составу и поверхностным концентрациям меди и кремния, спектры Fe 2p отражают сосуществование сульфидных и гидроксидных форм железа. Электрохимические и электрокинетические измерения выявили зависимость окислительных процессов и знака дзета-потенциала от pH среды, степени изоморфного замещения и дефицита меди в кристаллической решётке. Показано, что добавление в пульпу серной кислоты (до pH 4) повышает флотируемость валлериита, что обусловлено разрушением гидроксидных слоев, оказывающих пассирующее действие. Извлечение Cu составило 57,8 % против 10,2 % при pH 8.

Валлериит классифицируется как слоистый минерал, кристаллическая структура которого образована чередующимися сульфидными (Cu–Fe) и бруситоподобными гидроксидными слоями, в последних из которых наблюдается частичное изоморфное замещение катионов Mg ионами Al и Fe [1–3].

Физико-химические параметры минерала характеризуются высокой вариабельностью, напрямую определяемой отклонениями от идеальной стехиометрии и природой примесных компонентов.

В пределах Западно-Сибирского региона валлериит преимущественно локализован в Норильском медном [4] и Кингашском медно-никелевом [5] месторождениях.

* **Работа выполнена в рамках государственного задания Института химии и химической технологии СО РАН (проект FWES-2026-0004) с использованием оборудования Красноярского регионального центра коллективного пользования ФИЦ КНЦ СО РАН.**

Несмотря на существенную экономическую перспективность валлериитсодержащих руд, обусловленную присутствием меди, никеля и благородных металлов, их промышленное освоение остаётся ограниченным из-за технологических сложностей, связанных с селективной сепарацией целевого минерала от вмещающих пород и отсутствием апробированных схем обогащения [6, 7].

В этой связи детальное исследование физико-химических свойств валлериита, включая закономерности его генезиса, приобретает критическое значение для разработки эффективных технологий переработки. Имеющиеся на данный момент сведения о строении, свойствах и подходах переработки валлериит-содержащих руд рассмотрены в работах [2, 7, 8, 9].

Целью настоящей работы является комплексная характеристика физико-химических параметров образцов природного валлериита Норильского месторождения и оценка его флотационной активности при кислотной обработке. Как ранее было установлено в работе [9], валлериит Кингашского месторождения формирует устойчивые парагенетические ассоциации с пирротином, серпентином, халькопиритом, точилинитом и магнетитом. Однако его крайне низкое содержание в рудной массе не позволяло получить статистически значимые данные для достоверной характеристики поверхностных свойств минерала.

В настоявшей работы были подготовлены и исследованы две пробы валлериита Норильской группы месторождений. Рентгенофазовым анализом установлено, что основными компонентами природного валлериита являются:

– для образца 1 % масс. - ферроваллериита 34 %, ферроточилинита 23 %; брусита 18 , пирита 8 %, троелита 8 %, магнетита 5 %, халькопирита 4 %;

– для образца 2% масс. – валлериита 37 %, лизардита 55 % и халькопирита 6 %, присутствуют незначительные примеси магнетита и гидрокальцита.

Проведено исследование образцов методом сканирующей электронной микроскопии в сочетании с энергодисперсионным рентгеноспектральным микроанализом и установлено, что образец 1 представлен трёхфазным агрегатом, включающим ферроваллериит, ферроточилинит и брусит, морфологическая, контрастная близость и схожий элементный состав которых затрудняет их надёжную дифференциацию.

Элементный анализ выявил пренебрежимо низкое содержание кремния, тогда как концентрация меди демонстрирует существенную гетерогенность, варьируя в пределах 0–7 ат. %. В образце 2 зафиксированы срастания валлериита с лизардитом; при этом поверхностные концентрации кремния и меди достигают 16 и 15 ат. % соответственно.

Поверхностный элементный состав, определённый методом рентгеновской фотоэлектронной спектроскопии, демонстрирует удовлетворительную корреляцию с результатами локального рентгеноспектрального микроанализа.

Спектры Fe 2p характеризуются наложением сигналов от нескольких химических форм железа, каждая из которых проявляет сложную мультиплетную структуру, что существенно осложняет процедуру деконволюции пиков. Тем не менее, представляется возможным количественно оценить относительный вклад железа, координированного в гидроксидных и сульфидных анионных окружениях.

Электрокинетические исследования, проведённые методом определения дзета-потенциала для фракции -125+40 мкм в интервале pH 3,5–11, выявили отрицательные значения электрокинетического потенциала при pH > 7 (диапазон от -10 до -25 мВ) для обоих образцов. В слабокислой и нейтральной областях (pH 4–7) зафиксированы значения, близкие к изоэлектрической точке: для образца 2 потенциал составляет -3…0 мВ, тогда как для образца 1 наблюдается незначительный положительный сдвиг (-2…+5 мВ), что свидетельствует о различиях в протонно-обменной активности поверхностных центров.

Проведены циклические вольтамперометрические исследования природного валлериита в модельном электролите (0,1 М HCl). Вольтамперограмма образца 1, характеризующегося сложным фазовым составом, содержит ряд анодно-катодных пиков, положение и интенсивность которых существенно отличаются от ранее опубликованных данных для синтетических аналогов [10].

Указанные расхождения, по-видимому, обусловлены дефицитом меди в структуре ферроваллериита и преобладанием гидроксидных форм железа, модифицирующих электрохимический отклик поверхности.

Для образца 2, характеризующегося менее выраженным дефицитом меди, при анодном сканировании регистрируется окислительный пик при потенциале +0,35 В, интерпретируемый как окисление медь-обогащённых поверхностных слоев валлериита [10].

При достижении потенциалов порядка +0,9 В наблюдается стадия глубокого электрохимического разрушения сульфидных слоёв минеральной решётки, сопровождающаяся переходом в раствор ионов Cu^{2+} и Fe^{3+}, что свидетельствует о необратимой деструкции стехиометрической структуры фазы.

Проведено тестирование флотационных свойств материалов с использованием в качестве собирателя бутилового ксантогената калия (100 г/т). Добавление серной кислоты в пульпу (pH 4) способно повысить флотируемость валлериита, посредством разрушения гидроксидных слоёв и появления на поверхности сульфида меди и обеспечивает извлечение меди свыше 57,8 %, в то время как при pH 8 извлечение меди составило 10,2 %.

Список использованных источников

1. Chamberlain J.A. [et al.] Mackinawite and valleriite in the Muskox intrusion //Am. Mineral., 1965, V.50. P.682-695.

2. Organova N.I. Crystallochemistry of modulated and incommensurate structures in minerals // Int. Geol. Rev.,1986, Vol.28. P.802-814.
3. Mikhlin Y. [et al.] Metal Chalcogenide–Hydroxide Hybrids as an Emerging Family of Two-Dimensional Heterolayered Materials: An Early Review // Materials, 2023, V.16(19). Art.6381.
4. Додин Д.А. Металлогения Таймыро-Норильского региона (север Центральной Сибири). Наука, СПб, 2002. 822с.
5. Mikhlin Y. [et al.] Ultrafine particles in ground sulfide ores: A comparison of four Cu-Ni ores from Siberia, Russia //Ore Geol. Rev. 2017, V.81, P.1–9.
6. Laptev Yu.V. [et al.] Sulphidation of valleriite in SO_2 solutions // Hydrometallurgy. 2009, V.98. P.201–205.
7. Хашковская Т.Н. и др. Редкие и второстепенные минералы сульфидных медно-никелевых руд Талнахского рудного узла и их влияние на показатели обогащения // Цветные металлы, 2024, Т.10. С.19-26.
8. Jiang X. [et al.] Physicochemical properties and beneficiation challenges of valleriite: A review. // Int. J. Miner. Metall. Mater. 2026, V.33, P.369–381.
9. Mikhlin Y. [et al.] // J. Sib. Fed. Univ. Chem., 2022, V.15, 303-313.
10. Likhatski M.N. [et al.] Some electrochemical reactivity features of a series of synthetic valleriites modified with Ni. Part II: cyclic voltammetry investigation in acid media // Journal of Siberian Federal University. Chemistry, 2024, V.17. P. 607 – 617.

Surface characteristics and flotion activity of natural valleriite

Borisov R.V., Likhatski M.N., Karacharov A.A., Burdakova E.A.

This study investigates the surface properties of natural valleriite from the Norilsk deposit and evaluates its flotation performance. X-ray diffraction, scanning electron microscopy with energy-dispersive X-ray spectroscopy, X-ray photoelectron spectroscopy revealed significant variations in phase composition and surface Cu/Si concentrations across the samples, Fe 2p spectra confirmed the coexistence of sulfide and hydroxide iron species. Electrochemical and electrokinetic analyses demonstrated that oxidation behavior and zeta potential are strongly governed by solution pH, degree of isomorphic substitution and Cu deficiency within the crystal lattice. Acid conditioning of the pulp to pH-4 with H_2SO_4 found to markedly enhance valleriite floatability by dissolving passivating hydroxide layers. Under these conditions, copper recovery reached 57.8%, compared to 10.2% at pH-8.

ОСОБЕННОСТИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ИНФОРМАЦИОННЫМИ МЕТОДАМИ

Овчинникова Т.Ю., Цыпин Е.Ф.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: tsipin.e@mail.ru; tatayana.ovchinnikova@m.ursmu.ru*

В настоящее время наблюдается значительный рост применения информационных методов на этапе рудоподготовки. Информационные методы широко используют при обогащении как рудного, так и нерудного минерального сырья, решая при этом различные технологические задачи: удаление породной массы в крупнокусковом виде; выделение крупнокусковых кондиционных концентратов; разделение на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам и режимам; удаление вредных для последующих технологий пород и минералов.

Рудоподготовка является одним из ключевых этапов переработки минерального сырья. В настоящее время руды богатых месторождений во многом отработаны, поэтому неизбежно вовлечение в переработку забалансовых руд, руд бедных месторождений, а также сырья месторождений, удалённых от существующих обогатительных производств.

Очевидно, что в ходе добычи и после первых операций дробления и грохочения будет наблюдаться раскрытие минеральных фаз, преимущественно породных минералов, следовательно для повышения степени концентрации полезных компонентов ещё на этапе рудоподготовки целесообразно применять операции предварительного обогащения.

Начиная с третьей четверти XX века для предварительного обогащения применяли магнитные методы в варианте сухой магнитной сепарации и гравитационные методы – чаще всего тяжелосредную сепарацию, в некоторых случаях отсадку.

С развитием электроники и электронно-вычислительной техники в 80-х гг. появилась группа методов, суть которых сводится к разделению на основе определённого вида информации, получаемой от порций или кусков обогащаемого материала с последующим удалением порций (кусков) в разные продукты.

В различных источниках эти методы называют по-разному: автоматическая или электронная сортировка, сенсорные или информационные методы обогащения.

Информационные методы обогащения имеют ряд особенностей, отличающих их от других методов обогащения.

Все обогатительные процессы имеют определённые особенности элементарных актов разделения, так, например, при грохочении элементарным актом разделения является достижение частицей просеивающей поверхности и последующее её прохождение либо непрохождение сквозь отверстие; для процессов гравитационного и магнитного разделения – это движение частиц в среде при наложении сепарирующей силы в каком-либо поле до перемещения в зону разгрузки целевого продукта.

При реализации разделения электрической сепарацией необходимо заряжание частиц с их последующем отклонением в зону разгрузки целевого продукта либо закреплением на заряженном электроде.

Во время элементарного акта флотации происходит закрепление частиц на поверхности носителя, являющейся границей раздела фаз.

Для информационных методов разделения необходимо соблюдение следующих составляющих элементарного акта: получение информации о разделяемом материала (порциях, кусках, частицах); преобразование информации в разделительный признак или признаки; принятие решения об удалении части материала (порции, куска) на основе сопоставления величины разделительного признака с заданным граничным значением; принудительное удаление части материала (порции, куска) из первоначального потока.

Применение информационных методов разделения многократно расширяет арсенал методов переработки минерального сырья за счёт использования различий разделяемых

компонентов в свойствах ядерного и атомного уровней организации материи, а также отличий особенностей взаимодействия отдельных видов электромагнитного излучения с веществом различного минерального, элементного и изотопного состава.

Получение информации о разделяемом материале происходит с применением различных систем датчиков, при необходимости измерение информации может осуществляться по нескольким признаками, что даёт возможности формирования признаков разделения, весьма близких к содержаниям полезных компонентов или коррелированных с ними, а также измерения содержаний нескольких компонентов.

Использование для обработки полученной информации алгебраических и/или логических процедур позволяет комбинировать параметры и принимать решение об удалении по сложным (в том числе условным) алгоритмам.

Отличие прямых физико-механических и информационных групп методов состоит в том, что в них по-разному формируется силовое воздействие на частицу в потоке разделения, а граница разделения настраивается: в прямых физико-механических процессах – механическими делительными устройствами (шиберами, заслонками, перегородками, затворами, насадками, разгрузчиками и т.п.), в информационных – сигналами задания.

Использование информации о свойствах каждого куска для перемещения его в один из продуктов разделения является другим механизмом разделения. Другими словами, одни и те же свойства минералов могут использоваться для разделения частиц, как непосредственно – прямыми методами, так и с использованием информации об этих свойствах всех разделяемых частиц (порций).

В последнем случае информация необходима для каждой разделяемой порции (частицы) и только по ней принимается решение об удалении только лишь определённой порции (частицы).

При этом силовое воздействие избирательно, оно распространяется только на те частицы, для которых принято решение об удалении.

Характеристики (свойства) вещества, используемые для измерений в информационных методах, определяются элементным, изотопным, минеральным составом, особенностью текстуры и структуры, характером минерализации, состоянием поверхности и многими другими факторами.

Благодаря тому, что параметр разделения непосредственно коррелирует с минеральным составом разделяемого материала в информационных методах происходит не только определение фракционного состава, но и его формирование благодаря объединению признаков и содержаний компонентов в комбинированные признаки и параметры разделения с помощью информационных (алгебраических, логических и прочих) процедур.

Эта особенность позволяет использовать методы для различных видов минерального сырья.

Фракционный состав минерального сырья, подвергаемого обогащению информационными методами, может быть целенаправленно сформирован с целью улучшения обогатимости.

Для формирования нового фракционного состава возможно применение новых признаков разделения руды, получаемых объединением элементарных признаков в более эффективный комбинированный или, за счёт специальных воздействий, изменяющих малоэффективные для разделения первичные признаки на более эффективные вторичные.

Возможно целенаправленное формирование сложных границ разделения, реализуемых в одном аппарате предварительного обогащения за счёт совмещения двух последовательных и независимо регулируемых технологических операций разделения по разным признакам разделения или за счёт измерения нескольких признаков, их информационного преобразования в комбинированные признаки и нахождения границы разделения как функции (алгебраической или логической) нескольких признаков.

Граница разделения оптимизируется по одному из технологических критериев изменением её параметров, например, максимальным выходом целевого продукта заданного качества.

Для случая предварительной концентрации таким целевым продуктом являются хвосты.

Особая многооперационная структура информационных методов приводит к формированию нового типа сепарационной характеристики, а потенциальное многоканальное получение информации о нескольких физических признаках объекта позволяет заменить схему из нескольких операций с различными разделительными признаками и их граничными значениями одной обогатительной операцией.

Основными направлениями расширения применения информационных методов для обогащения минерального сырья являются: разработка рациональных технологических решений по подготовке сырья к сортировке, повышение селективности идентификации элементов, совершенствование алгоритмов сортировки, в том числе комбинированием признаков разделения.

Features of pre-concentration of mineral raw materials by information methods

Ovchinnikova T.Yu., Tsypin E.F.

Currently, there is a significant increase in the use of information methods at the ore preparation stage. Information methods are widely used in the processing of both ore and non-metallic mineral raw materials, while solving various technological tasks: removal of rock mass in lumps; separation of coarse-grained conditioned concentrates; separation into technological types and grades, which are further processed according to various technological schemes and modes; removal of rocks and minerals harmful to subsequent technologies.

ЗАВИСИМОСТЬ ЭНЕРГИИ РАЗРУШЕНИЯ И ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ ОТ ЦИРКУЛИРУЮЩЕЙ НАГРУЗКИ В ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Пелевин А.Е.[1], Ельникова С.П.[2], Евстифеев А.Д.[2]

[1] ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: a-pelevin@yandex.ru*

[2] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: Evstifeev_AD@umbr.ru, Elnikova_SP@umbr.ru*

Выявлена зависимость энергетического индекса, характеризующего удельный расход электроэнергии при измельчении, от циркуляционной нагрузки. Определено, что циркуляционная нагрузка влияет на извлечение железа в концентрат при последующей мокрой магнитной сепарации.

Циркуляционная нагрузка в циклах измельчения оказывает существенное влияние как на эффективность самого процесса дезинтеграции, так и на последующие операции обогащения. С увеличением циркуляционной нагрузки уменьшается продолжительность измельчения и увеличивается скорость прохождения материала через мельницу. При эффективной классификации это позволяет снизить переизмельчение руды, ведущее к шламообразованию и снижению извлечения полезных компонентов в операциях обогащения. Однако, чрезмерно высокая циркулирующая нагрузка приводит к перегрузке мельницы и снижению её удельной производительности. Циркуляционная нагрузка оказывает значительное влияние и на магнитную сепарацию. Значительное увеличение циркуляционной нагрузки может привести к перегрузке сепараторов, установленных в замкнутом цикле измельчения и к снижению селективности разделения [1, 2]. Таким образом, оптимизация циркуляционной нагрузки в циклах измельчения – магнитная сепарация позволяет избежать переизмельчения, повысить производительность мельницы, снизить потери железа с хвостами и увеличить извлечение железа в концентрат. Управление циркуляционной нагрузкой является одним из значимых факторов, влияющих на повышение эффективности обогащения железосодержащих руд.

Целью исследования являлось изучение влияния циркуляционной нагрузки в цикле измельчения на извлечение ценного компонента при последующем магнитном обогащении титаномагнетитовой руды.

Объектом исследования являлась титаномагнетитовая руда крупностью -3+0 мм.

Исследования включало в себя следующие этапы:

- проведение теста по определению энергетического индекса шарового измельчения при разных значениях циркуляционной нагрузки;
- выполнение мокрой магнитной сепарации на продуктах измельчения.

В первом этапе исследуемая руда подвергалась измельчению в замкнутом цикле в шаровой мельнице Бонда с последующим грохочением на сите с размером ячейки 0,106 мм. Методика выполнения соответствует стандартной методике определения индекса шарового измельчения Ф. Бонда [3, 4], в каждом из опытов циркуляционная нагрузка была различна. Опыты проводились при циркуляционных нагрузках 100, 175, 250, 325 и 400 %. Для каждого значения циркуляционной нагрузки было проведено два параллельных опыта. Результатом первого этапа исследования являлся расчёт энергетического индекса, характеризующего удельный расход электроэнергии на измельчение. Результаты определения энергетического индекса при различных значениях циркуляционной нагрузки приведены на рисунке 1.

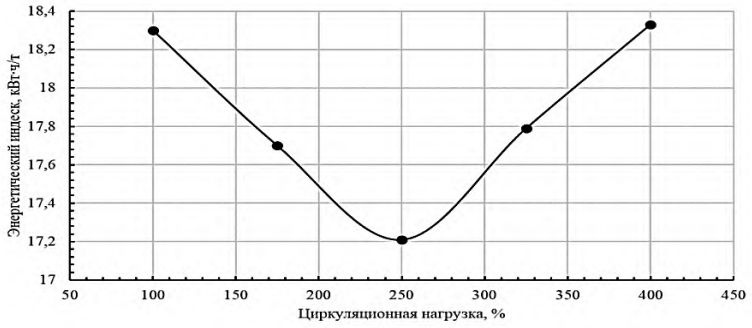


Рисунок 1 – Зависимость энергетического индекса от циркуляционной нагрузки

Результаты мокрой магнитной сепарации приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты ММС

Наименование продукта	Циркуляционная нагрузка, %	Выход, %	Массовая доля $Fe_{общ}$, %	Извлечение, %
Магнитный	100	28,23	59,76	74,68
Немагнитный		71,78	7,97	25,32
Итого		100,00	22,58	100,00
Магнитный	175	29,97	59,10	76,94
Немагнитный		70,04	7,58	23,06
Итого		100,00	23,02	100,00
Магнитный	250	29,58	60,35	77,78
Немагнитный		70,42	7,24	22,22
Итого		100,00	22,95	100,00
Магнитный	325	29,12	58,85	76,13
Немагнитный		70,88	7,58	23,87
Итого		100,00	22,51	100,00
Магнитный	400	26,03	60,70	73,89
Немагнитный		73,97	7,55	26,11
Итого		100,00	21,38	100,00

Первый этап исследования показал, что при циркуляционной нагрузке 250 % удельные затраты электроэнергии минимальны и для исследуемой руды данный режим является наиболее энергоэффективным. Во втором этапе каждый подрешётный

продукт последнего цикла измельчения поступал на мокрую магнитную сепарацию, которая проводилась на магнитном сепараторе ЭБМ-32/20 с индукцией магнитного поля 0,11 Тл. Далее оценивались выход продуктов, массовая доля общего железа в них и было рассчитано извлечение железа в продукты. Зависимость извлечения железа в концентрат от циркуляционной нагрузки приведена на рисунке 2.

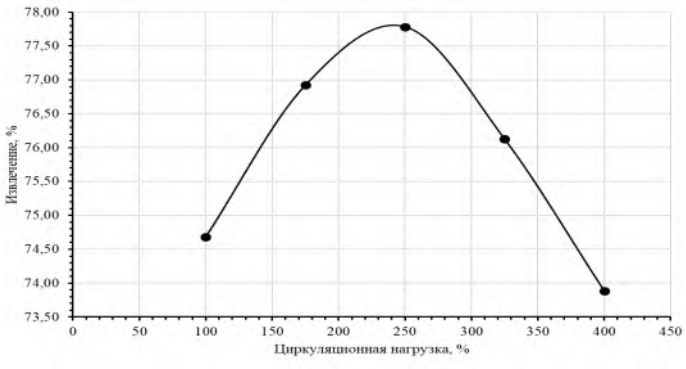


Рисунок 2 – Зависимость извлечения $Fe_{общ}$ в концентрат от циркуляционной нагрузки

Анализ результатов проведённого исследования показал, что при циркуляционной нагрузке 250 % в цикле измельчение-грохочение при последующем проведении мокрой магнитной сепарации извлечение железа в концентрат является максимальным. Таким образом, режим измельчения с циркуляционной нагрузкой 250 % для исследуемой руды является не только наиболее энергоэффективным, но и позволяет увеличить извлечение железа в концентрат при проведении последующей мокрой магнитной сепарации на 0,8-3,9 % (абс.) в сравнении с другими режимами измельчения. Влияние величины циркуляционной нагрузки на массовую долю железа в магнитном продукте не выявлено.

Список использованных источников

1. Пелевин А.Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем применения сепарации в повышенном магнитном поле //Чёрные металлы. №1, 2022. − С. 31–36.
2. Пелевин А.Е. Магнитные и электрические методы обогащения: [Учебное пособие] – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2003. – 157 с.
3. Bond F.C. Crushing and grinding calculation Part II [Text] // British Chemical Engineering, 1961. − P. 543−548.
4. Napier-Munn T. J. [et al.] Mineral Comminution Circuits. Their operation and Optimization / JKMRC, 2005. – 413 p.

Dependence of destruction energy and enrichment indicators on the circulating load in the grinding cycle

Pelevin A.E., Elnikova S.P., Evstifeev A.D.

The dependence of the energy index, which characterizes the specific energy consumption during grinding, on the circulation load was determined. It was determined that the circulation load affects the iron recovery into concentrate during subsequent wet magnetic separation.

Секция "Флотация, гравитация, магнитная и электромагнитная сепарация "

СОБИРАТЕЛЬНАЯ АКТИВНОСТЬ ФИЗИЧЕСКОЙ ФОРМЫ СОРБЦИИ РЕАГЕНТА

Кондратьев С.А.
ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН,
г. Новосибирск, Российская Федерация, *e-mail: kondr@misd.ru*

На конкретном примере рассмотрен вопрос выполняемых реагентом – собирателем своих функций в элементарном акте флотации и условия, при которых их реализация повышает его флотационную активность и, как следствие, извлечение полезного компонента.

Необходимость физической формы сорбции собирателя доказывалась экспериментально и многократно [1-3]. В случае применения дополнительного физически сорбируемого собирателя повышение флотируемости в основном объяснялось повышением гидрофобности. Рассмотрим вопрос назначения физически сорбируемого собирателя на конкретных примерах. Флотация мусковита додециламин хлоридом (DDA) с концентрацией 10^{-4} моль/л и октанолом (ОСТ) выполнялась в [4]. При использовании одного DDA максимальная флотируемость достигнута в диапазоне pH 2 – 4 и 9-10 (рисунок).

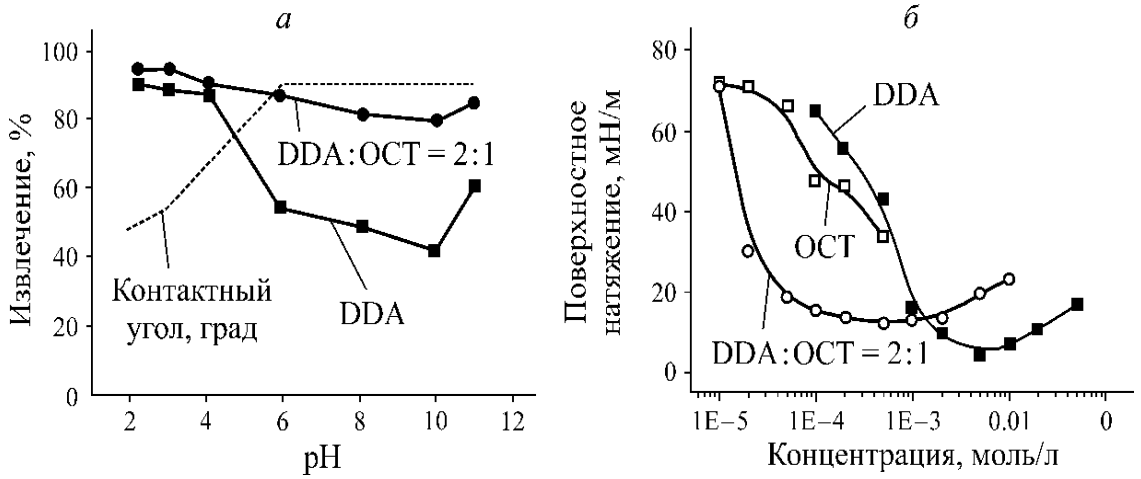


Рисунок – Влияние индивидуальных собирателей и их смесей на флотируемость мусковита и контактного угла в зависимости от pH (а), на поверхностное натяжение раствора в зависимости от их концентрации (б) [4]

На минеральной поверхности для указанных диапазонов pH формы сорбции отличаются. В сильно кислой среде, например при использовании HCl, повышается концентрация хлорид-ионов. Высокая ионная сила раствора экранирует заряд

отдельных катионов собирателя. В результате снижения электростатического отталкивания происходит их агрегация и образование предмицеллярных ассоциатов. В щелочной среде на минеральной поверхности находятся катионная форма, закрепившаяся в результате электростатического взаимодействия, и ионно-молекулярная в форме ассоциатов $x(RNH_3^+)y(RNH_2)$. Каждая форма выполняет свою функцию в образовании флотационного комплекса, приводя к высокому извлечению мусковита ~90 %. Образовавшиеся в указанных областях pH ассоциаты обладают высокой поверхностной активностью по отношению к границе раздела "газ-жидкость".

При pH 4 – 6 происходит быстрое уменьшение флотируемости с одновременным увеличением краевого угла смачивания (рисунок, а). Это объясняется ростом плотности сорбции ионной формы реагента в результате усиления электростатических сил и сокращением образования предмицеллярных ассоциатов.

Разнонаправленность изменения краевого угла и извлечения мусковита указывает на значение физически закрепившихся ассоциатов во флотационном извлечении минерала.

Увеличение pH от 6 до 10 приводит к медленному уменьшению флотируемости мусковита. Увеличивается сорбция катионов додециламмония, практически отсутствует молекулярная форма сорбции. Как следствие, в диапазоне pH 6 – 10 контактный угол практически не изменяется.

При pH ~ 10 растворимый додециламмоний практически полностью переходит в молекулярную форму. Образуется небольшое количество ионно-молекулярных ассоциатов, физической формы сорбции реагента, обусловливающей извлечение мусковита (рисунок, а).

Применение ОСТ позволяет поднять извлечение в диапазоне pH от 4 до 10, то есть в том диапазоне, где отсутствует физическая (в молекулярном виде) форма сорбции додециламина. В случае флотируемости гидрофобного минерала достаточно одной физически сорбируемой формы собирателя.

Вернёмся к вопросу о предполагаемой необходимости повышения сорбции и гидрофобности минеральной поверхности дополнительным реагентом-собирателем. В [5] приводятся результаты обогащения шеелитовой руды сочетанием собирателей. В качестве ионогенного собирателя применялся алкилсульфосукцинат, неионогенного – нонилфенол с 5 оксиэтильными группами. Применение смеси анионного и неионогенного собирателей с суммарным расходом, равным расходу одного анионного собирателя, привело к снижению качества концентрата с 5.3 до 1.8 % WO_3 (таблица). Этот результат обусловлен гидрофобизацией не только извлекаемых минералов, но также минералов вмещающих пород избыточным количеством анионного собирателя. Как следствие, ФСС закрепляется на всех минералах, гидрофобизированных хемосорбированным сульфосукцинатом.

Таблица - Результаты флотации шеелита алкил сульфосукцинатом (АСФС) и его смесью с нонилфенолом (NP5) [45]

АСФС, г/т	NP5, г/т	Извлечение, %		Качество концентрата, %				
		Общее	WO_3	WO_3	CaO	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3
				0.4	6.8	59.5	12.1	7.0
500		3.9	52	5.3	19.1	36.2	11.6	8.6
250	250	8.7	39	1.8	11.5	47.7	12.5	8.2
150	150	4.9	51	4.1	15.6	41.0	11.8	9.4
100	100	3.8	55	5.9	15.8	39.6	10.2	9.5

Сокращение расходов обоих собирателей до 100 г/т позволило повысить извлечение WO_3 до 55 %, а качество концентрата до 5.9 %. Высокие показатели флотации шеелита в данном случае обусловлены не повышением плотности сорбции собирателей, а ее снижением. Химически сорбируемый собиратель закрепился в основном на извлекаемом минерале, а ФСС – только на гидрофобизированных поверхностях и обеспечил высокое извлечение.

Таким образом, флотируемость обусловлена наличием на минеральной поверхности двух форм сорбции собирателя или собирателей, выполняющих различные функции.

Одна из форм сорбции гидрофобизирует минерал, а вторая, обладающая поверхностной активностью по отношению к границе раздела "газ-жидкость", снимает кинетическое ограничение образованию флотационного контакта. Плотность сорбции собирателя и краевой угол смачивания нельзя отнести к основным факторам, определяющим эффективность флотационного процесса.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Принципы выбора и синтеза более селективных собирателей во флотации // Цв. металлы. – 2009. – № 4. – С. 35 – 40.
2. Богданов О.С., Поднек А.К., Хайнман В.Я. и др. Вопросы теории и технологии флотации // Тр. института “Механобр”. – Л.: Механобр, 1959. – Вып. 124. – 392 с.
3. Leja J. Surface Chemistry of Froth Flotation, Plenum press, 1 st edition, 1982. New York and London. – P. 758.
4. Wang L., Hu Y., Liu J. [et al.] Flotation and adsorption of muscovite using mixed cationic – nonionic surfactants as collector, Powder Technol., 2015, Vol. 276. – P. 26 – 33.
5. Von Rybinski W. and Schwuger M. J. Adsorption of Surfactant Mixtures in Froth Flotation, Langmuir, 1986, Vol. 2. – P. 639 – 643.

Collective activity of the physical form of sorption of the reagent

Kondrat`ev S.A.

Using a specific example, the issue of the functions performed by the reagent-collector in the elementary act of flotation and the conditions under which their implementation increases its flotation activity and, as a consequence, the extraction of the useful component is considered.

ВЛИЯНИЕ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ АКТИВАЦИИ РАСТВОРОВ НА СТРУКТУРУ ТОНКОЙ ПЛЕНКИ ВОДЫ НА ПОВЕРХНОСТИ ПИРИТА*

Прохоров К.В.

Институт горного дела ДВО РАН обособленное подразделение ХФИЦ ДВО РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: kostyan1986_ne@mail.ru*

При использовании католита ион гидроксония увеличивает расстояние Fe-O с 2,145 Å до 3,245 Å и это влияет и на связь между молекулами пленочной воды. Общее количество водородных связей между молекулами воды уменьшается на расстоянии до 5,5 Å от поверхности FeS_2. Молекулярно-динамическое моделирование показывает перенос протона от приповерхностных слоев воды к верхним слоям.

Влияние модификаторов действующих на разделе фаз твердое-жидкое-газ во флотационной системе, а также энергетические воздействия интенсифицируют процесс закрепления и удержания минеральных частиц на пузырьке воздуха. Как показывают авторы [1-4], использование модифицированных сред (католита и анолита) позволяют интенсифицировать процесс как подготовки, так и последующего флотационного обогащения, путем изменения условий на поверхности материала.

Целью данной работы являлось проведение экспериментальных и теоретических исследований с целью более детального понимания кинетики закрепления частиц пирита на поверхности пузырька воздуха и поиске возможности интенсификации закрепления минеральных частиц FeS_2 в элементарном акте флотации путем электрохимической активации растворов.

Были теоретически изучены особенности адсорбции пленочной воды на поверхности пирита (100). Оптимизация атомной геометрии была выполнена с использованием пакета VASP. Расчеты проводились с помощью квантово-механических методов на основе теории функционала плотности (DFT). В работе была смоделирована суперячейка слаба пирита размером 10×10 Å с позициями атомов железа на поверхности (100). Так как эта поверхность является наиболее выгодной из-за низкого значения ее поверхностной энергии [5].

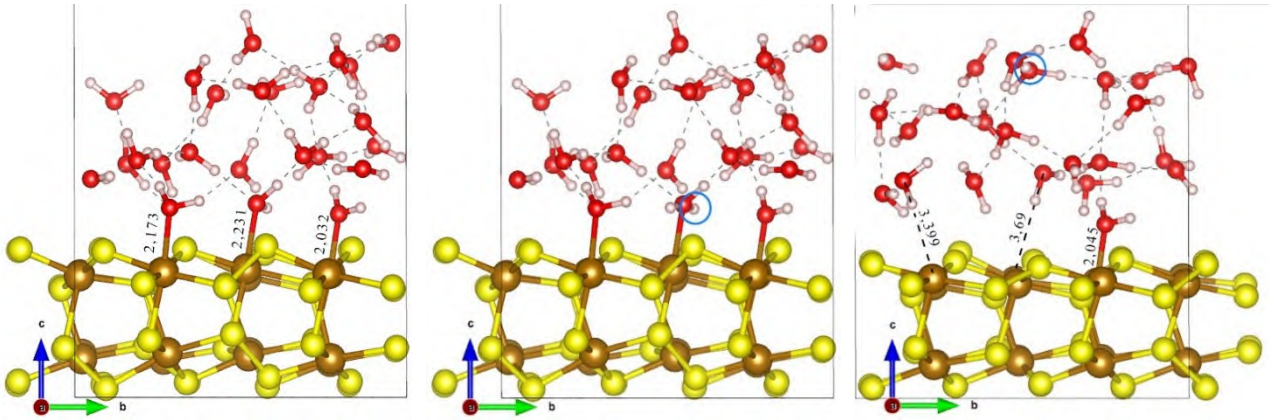
На поверхности пирита были построены адсорбированные слои из изолированных молекул воды и иона гидроксония. Далее с помощью моделирования методом молекулярной динамики (MD) были произведены расчеты взаимодействия молекул воды и иона гидроксония как между собой, так и с поверхностью пирита.

***Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 24-27-20084, https://rscf.ru/project/24-27-20084/ и гранта в форме субсидий из краевого бюджета Хабаровского края (Соглашение № 110С/2024 от 31.07.2024 г.)**

Исследования выполнены с использованием оборудования ЦКП «ЦИМС» ИГД ДВО РАН.

Анализ атомной структуры проводился с помощью программного пакета VESTA.

После релаксации модель показывает, что молекулы воды адсорбируется на поверхности пирита (100) с длиной связи Fe-O в среднем 2,145 Å (рисунок 1а).



а ***б*** ***в***

Рисунок 1 - Организация молекул воды на поверхности пирита в исходном состоянии и после добавления ионов гидроксония:

а – молекулы воды на поверхности пирита, б – начальный этап расчета динамики при добавлении иона H_3O^+, в – конечный этап расчета при добавлении иона H_3O^+. На рисках б и в выделен протон, переносимый в процессе расчета молекулярной динамики в пленке воды

Следует также отметить, что направление связи атомов Fe-O совпадает с направлением связи Fe-S в подслое пирита, что указывает на направленное расположение молекул воды на поверхности пирита. Затем методом молекулярной динамики были изучены адсорбционные свойства молекул H_2O на поверхности пирита при добавлении в слой воды одного иона гидроксония (H_3O^+).

После добавления иона гидроксония (рисунок 1 б, в) в конечном состоянии минимальное расстояние от первого слоя молекул воды до пирита увеличилось и составило в среднем 3,245 Å. Также наблюдается изменение ориентации молекул воды. В случае, когда расчет проводили без иона гидроксония первый слой воды ориентирован к поверхности пирита кислородом, образуя "связи" Fe-O. При добавлении H_3O^+ значительное количество молекул воды в основном ориентированы водородом. Количество связей Fe-O и их сила уменьшаются.

Также в ходе расчета молекулярной динамики в пленочной воде наблюдается перенос протона молекулами воды от поверхности пирита в верхним слоям воды, что влияет на водородные связи молекул в слоях воды, о чем будет показано далее.

В исходном состоянии (без добавления H_3O^+) количество водородных связей на 24 молекулы воды, использованных в расчетах, увеличивается с 3, на расстоянии 1,5 Å от поверхности кристалла, до 8 на расстоянии 3,5 Å от поверхности. При расчетах системы с добавлением H_3O^+ в начальный момент картина незначительно отличается от расчета только с молекулами воды. Однако конечный результат расчета молекулярной динамики

показывает снижение количества водородных связей в 2 раза, как между молекулами воды, так и между водой и поверхностью пирита. Из-за переноса протона в верхние слои воды его воздействие снизило количество связей в верхних слоях воды.

Результаты показывают, что взаимодействие между молекулами воды и поверхностью пирита, а также между молекулами воды в целом слабее при добавлении иона гидроксония, чем взаимодействие между молекулами воды и поверхностью пирита без него.

Таким образом, электрохимическая активация воды создает режим, при котором возможно условие создание более ослабленной водородной связи (умеренная водородная связь 1,5-2,5 Å, слабая > 2.5 Å [6]).

Данные выводы подтверждают экспериментальные исследования кинетики закрепления частиц пирита на поверхности пузырька. Проведенные теоретические и экспериментальные исследование позволяют получить более детальную информацию о влиянии активированных растворов на процесс закрепления пузырька воздух на минеральной частице и показывает дополнительные возможности пути интенсификации процесса флотации и перспективность внедрения комбинированных методов обогащения связанных с электроактивацией.

Список использованных источников

1. Чантурия Е.Л. Изучение влияния католита на процессы окисления мелющих тел и раскрытия минералов при мокром измельчении редкометалльных, оловянных и вольфрамовых руд // Обогащение руд. – 2004. – № 4. – С. 23–27.
2. Чантурия Е.Л., Чантурия В.А. и др. Перспективы использования электрохимической технологии водоподготовки при флотационном обогащении медно-цинковых руд//Цветные металлы. – 2016. –№1. – С. 13-19.
3. Чантурия Е.Л. и др. Интенсификация измельчения руд с использованием энергетических воздействий // Горный журнал. – 2014. –№12. –С. 63-69.
4. Прохоров К.В. и др. способы интенсификации процесса флотации медно-порфировых и золото-серебряных руд путем применения электрохимической обработки //Проблемы недропользования. – 2020. – №2(25). – С. 96-106.
5. Santos E.C.D [et al.] Pyrite Oxidation Mechanism by Oxygen in Aqueous Medium // J. Phys. Chem. C. – 2016. – № 120. – P 2760−2768.
6. Steiner T. The Hydrogen Bond in the Solid State // Angewandte Chemie International Edition. – 2002. – № 41. – P. 48–76.

Influence of electrochemical activation of solutions on the structure of a thin water film on the pyrite surface

Prokhorov K.

Using a catholyte, the hydronium ion increases the Fe-O distance from 2.145 Å to 3.245 Å, which also affects the copper bonding between film water molecules. The total number of hydrogen bonds between water molecules is transferred up to 5.5 Å from the FeS_2 surface. Molecular dynamics simulation of proton transfer from the near-surface water layers to the upper layers.

УСТАНОВЛЕНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ ФЛОТИРУЕМОСТИ РУДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ ПО РЕЗУЛЬТАТАМ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ МЕЖФАЗНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК

Кузнецов В.В.[1], Шлыков Н.А.[2]

[1] ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский горный университет, Санкт-Петербург, Российская Федерация, *e-mail: kuznetsov@vvalen.ru*

[2] ФГБОУ ВО Санкт-Петербургский государственный университет промышленных технологий и дизайна, Санкт-Петербург, Российская Федерация

Рассмотрено повышение эффективности флотационной переработки рудного и техногенного сырья за счёт комплексного подхода к обоснованию технологических решений. Ключевой элемент предлагаемого подхода – математическое моделирование флотационного процесса на основе интерпретации данных о дзета-потенциале фракций частиц различной плотности и крупности. Экспериментальные исследования подтвердили влияние расхода собирателя и особенностей формирования агрегатов на селективность извлечения компонентов сырья.

Гибкость флотационных методов обогащения, обусловленная возможностью селективно регулировать смачиваемость компонентов сырья за счет широкого спектра доступных флотационных реагентов, определяет универсальность их применения для решения задач переработки как рудного сырья, так и техногенного. Несмотря на различия в генезисе рудного и техногенного сырья, основные проблемы, которые возникают при реализации технологий флотационной сепарации принципиально остаются такими же: тесная ассоциация компонентов и близость их флотационных свойств, наличие множества факторов, которые сказываются на эффективности флотации. Разработка новых и совершенствование действующих решений в области реагентного режима, аппаратурного оформления и конфигурации последовательности операций флотации требует как обоснования по результатам опытно-промышленных испытаний, так и теоретически - лабораторных. Все большую важность получает переходное звено между этими двумя уровнями обоснования – математическое моделирование. Применение моделей позволит значительно сократить затраты на опытно-промышленные испытания и тиражировать существующие технологии на другие виды сырья со схожим компонентным составом. Масштабирование и тиражирование результатов моделирования возможно на основании обоснованных комплексных физико-химических параметров, характеризующих механизмы межфазных процессов при флотации для конкретного сырья.

В нашей работе предложен подход к обоснованию решений по повышению эффективности флотационной переработки сырья на основании совокупной интерпретации результатов измерения дзета-потенциала для фракций частиц различной плотности и крупности. В основе подхода лежит соотношение для задания кинетических характеристик флотационного процесса, связанных с физико-

химическими свойствами сырья:

$$E_f\, ln(t) + C = \frac{2\pi g l}{\eta k} \sum_{i=1}^{n} [\gamma_i(t) d_i \zeta_i (\rho_i - \rho_0) v_i]$$

где: E_f –коэффициент, характеризующий межфазные явления во флотационной системе, В/с; С – поправочный коэффициент, учитывающий фон, обусловленный ионным составом среды; d_i – эквивалентный диаметр минеральных сростков во фракции, ζ_i – усредненное значение дзета-потенциала поверхности в анализируемой фракции; ρ_i – усредненное значение плотности анализируемой фракции материала, кг/м^3; v_i- средняя скорость движения частиц фракции между электродами, g =9,81 м/с^2, t – время процесса, с; l – расстояние между измерительными электродами в объеме колонки, м; η – вязкость среды разделения, Па·с; k – коэффициент пропорциональности; $\gamma_i(t)$ – значение доли фракции минеральных сростков от общей массы, находящихся в заданный момент времени в пространстве между электродами, доли ед.; ρ_0 – плотность среды, кг/м^3.

Проведенные оптико-микроскопические и лазерно-дифрактометрические исследования техногенного сырья показали, что при увеличении расхода собирателя происходит понижение селективности извлечения частиц загрязнителя техногенного материала, ввиду вероятного формирования мицелл из молекул собирателя и волокон сырья.

Установлено, что гидрофобность аполярных фрагментов олеата натрия обуславливает гидрофобность формируемых агрегатов и повышение вероятности их извлечения в пенный продукт, что коррелирует с изменением значений критерия E_f.

Список использованных источников

1. Aleksandrova T.N. [et al.] Investigation of interfacial characteristics as a key aspect of the justification of the reagent regime for coal flotation //*Minerals*, 2025. *15*(1), 76.
2. Aleksandrova T. [et al.] Justification of complex physical–chemical criteria for flotation processing efficiency in waste recycling using paper de-inking as an example //*AppliedChem*, 2025. *5*(3), 20.
3. Aleksandrova T. [et al.] Evaluation Methods for Aeration Parameters in Flotation Separation Modelling with Neural Network Applications //Processes. – 2026. – Т. 14. – №. 4. – С. 728.

Determination of the ore and technogenic raw materials' floatability parameters based on the results of the experimental studies of interfacial properties

Kuznetsov V.V., Shlykov N.A.

Discusses improving the efficiency of flotation processing of ore and man-made raw materials due to an integrated approach to the justification of technological solutions. The key element of the proposed approach is mathematical modeling of the flotation process based on the interpretation of data on the zeta potential of particle fractions of different density and size. Experimental studies have confirmed the effect of the collector consumption and the features of the formation of aggregates on the selectivity of the extraction of raw material components.

К ВОПРОСУ ВЛИЯНИЯ ОСАДКОВ ТИОЛОВЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ НА МЕХАНИЗМ АКТИВАЦИИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ *

Гаврилова Т.Г., Цицилина Д.М.

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала Сибирского отделения РАН,
г. Новосибирск, Российская Федерация, *e-ma il: gavrilova.t.g@mail.ru, tsitsilinadm@mail.ru*

В работе предложен один из критериев оценки собирательной активности физической формой сорбции. Показана корреляция извлечения полезного компонента со скоростью растекания физически сорбируемых форм собирателя, представленных этиловыми осадками ксантогената свинца.

При флотации сульфидных минералов с сульфгидрильными собирателями и катионами тяжелых металлов в пульпе, в зависимости от условий, в качестве вторичных продуктов образуются различные соединения. В том числе и осадки металлсурфактанта, оказывающие влияние на показатели обогащения [1]. Применение тонкодисперсного этилового ксантогената свинца в качестве собирателя привело к сравнительно высокому извлечению галенита [2]. Влияние осадков ксантогенатов тяжелых металлов с различной длиной углеводородного фрагмента на показатели флотации также отмечено в работах [3, 4].

В качестве объяснения механизма действия осадков ксантогенатов тяжелых металлов авторы предполагают, что данные формы собирателя способны дополнительно гидрофобизировать поверхность минерала и тем самым влиять на показатели извлечения ценного компонента. В работе [5] исследованы условия формирования осадков этиловых ксантогенатов тяжелых металлов, показано, что повышение концентрации металла приводит к укрупнению осадков ксантогенатов тяжелых металлов и снижению извлечения в концентрат.

Осадки сульфгидрильных собирателей обладают поверхностно-активными свойствами по отношению к границе раздела «газ-жидкость» [6, 7]. На основании представленного в работе [6] анализа результатов флотационных экспериментов показан механизм активации флотации с образованием катион-коллекторного комплекса или осадка сульфгидрильного реагента (физическая форма сорбции), который действует как неселективный собиратель. Согласно [7] производные формы сульфгидрильных реагентов могут физически сорбироваться на границе раздела «газ-жидкость» и удалять прослойку жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа, способствуя сокращению времени индукции и увеличению эффективности флотации. Растекание физически сорбируемых форм собирателя вызвано локальным поверхностным давлением, которое создается на границе раздела "газ-жидкость".

* **Работа выполнена в рамках государственного задания, номер госрегистрации 126021217133-3**

Таким образом, одним из критериев оценки собирательной активности физической формы сорбции служит скорость растекания производных форм реагента собирателя, характеризующая их способность удалять прослойку жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа.

Исследование механизма действия физической формы сорбции, представленной продуктами взаимодействия сульфгидрильных собирателей и солей тяжелых металлов, необходимо для понимания возможностей их воздействий на флотационный процесс и повышения показателей обогащения.

Цель работы – доказательство связи извлечения полезного компонента с поверхностно-активными свойствами катион-коллекторного комплекса на примере активации флотации свинцово-цинковой руды продуктами взаимодействия этилового ксантогенат калия (КЕХ) с нитратом свинца при различных соотношениях их концентраций.

Определение скорости растекания продуктов взаимодействия этилового ксантогената калия с нитратом свинца по поверхности дистиллированной воды проводилось методом скоростной видеосъемки на специальной установке, согласно методике, представленной в [7].

Собирательные смеси готовились в дистиллированной воде путем смешения нитрата свинца и этилового ксантогената калия при соотношениях концентраций 1 : 2 или 1 : 5. Концентрация реагента-собирателя 0,1 моль/л, значение pH приготовления собирательной смеси 9.

Зависимости скоростей растекания собирательных смесей от времени представлены на рисунке.

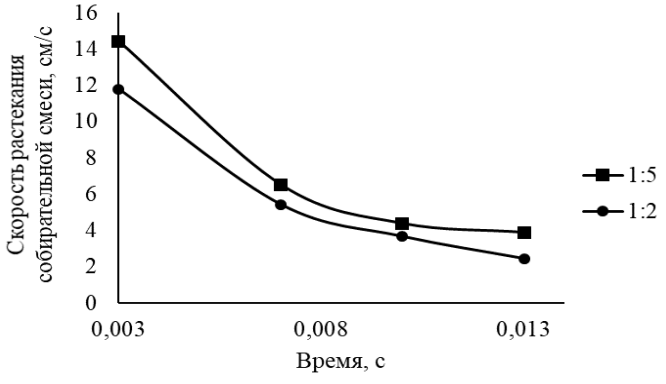


Рисунок – Скорость растекания продуктов взаимодействия этилового ксантогената калия с нитратом свинца при различных соотношениях их концентраций в зависимости от времени

Согласно полученным результатам, продукты взаимодействия ионов свинца с этиловым ксантогенатом калия при pH = 9 являются поверхностно-активными относительно границы раздела "газ – жидкость" и могут растекаться по поверхности воды. Опыты выявили, что повышение соотношения концентраций соль металла : собиратель приводит к увеличению скорости растекания собирательных смесей по поверхности воды. Следовательно, продукты взаимодействия этилового

ксантогената калия с нитратом свинца, полученные при соотношении 1 : 5, способны оказать большее влияние на скорость удаления жидкости из прослойки, чем собирательная смесь при соотношении 1 : 2.

От скорости растекания катион-коллекторного комплекса зависит скорость удаления прослойки жидкости между минеральной частицей и пузырьком газа, время индукции и собирательная активность указанной формы сорбции. Для сопоставления критерия скорости растекания физической формы сорбции с показателями извлечения проведены флотационные эксперименты на свинцово-цинковой руде, среднее содержание Zn - 4.62 %, Pb – 5.54 %.

В работе использовались этиловый ксантогенат калия (ГОСТ 7927-75), пенообразователь Т-80. Корректировка pH 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). Перед флотацией навеска руды массой 100 г и классом крупности -3 мм направлялась для измельчения в рольганговую мельницу при соотношении Т : Ж : Ш = 1 : 1 : 7 до получения содержания класса – 0.071 мм 85 %. Полученная навеска руды с водой после измельчения отправлялась в камеру лабораторной механической флотомашины 189 ФЛ для флотации. Время агитации 3 мин, время флотации 5 мин, исходное значение pH в камере 9.

Порядок подачи реагентов: КЕХ 20 г/т, Т-80 30 г/т, этиловый осадок ксантогената свинца полученный при расходе КЕХ 70 г/т и соотношениях соль металла : собиратель 1 : 2 или 1 : 5 и pH = 9. Результаты исследований представлены в таблице.

Таблица - Результаты флотации свинцово-цинковой руды

Продукт	Выход, %	Извлечение, %	
		Pb	Zn
Pb^{2+}: EX– 1 : 2			
Пенный	13.47	71.36	39.56
Камерный	86.53	28.64	60.44
Итого	100	100	100
Pb^{2+}: EX– 1 : 5			
Пенный	15.74	73.29	52.21
Камерный	84.26	26.70	47.79
Итого	100	100	100

Результаты флотации коррелируют со значениями скоростей растекания. Увеличение соотношения концентраций реагентов приводит к увеличению скорости удаления жидкости из прослойки между минеральной частицей и пузырьком газа, и как следствие повышению извлечения свинца и цинка.

Эффект действия физической формы сорбции реагента-собирателя проявляется на

границе раздела «газ-жидкость». Понимание механизма работы физической формы сорбции в дополнении к роли химической формы сорбции позволит повысить эффективность флотационного обогащения сульфидной руды.

Список использованных источников

1. Leja J. Surface chemistry of froth flotation, Plenum press. 1982, 758 p.
2. Богданов О.С. и др. Вопросы теории и технологии флотации // Труды института "Механобр". - Л: Механобр - 1959. - № 124.
3. Fuerstenau M.C. [et al.] The role of zinc-xanthate precipitation in sphalerite flotation, // International Journal of Mineral Processing. 1974. Vol. 1, No. 4, PP. 307-318.
4. Kim M., You K. Study on the interaction between depressants zinc sulfate and xanthate on the flotation of sphalerite //Journal of Korean Institute of Resources Recycling. 2020. Vol. 29, No. 6, PP. 98-103.
5. Захваткин В.В. Флотационные свойства ксантогенатов тяжелых металлов // Обогащение руд. – 2012. – № 1. – С. 29-31.
6. Кондратьев С.А. и др. Повышение селективности флотационного разделения минералов на основе механизма работы физически сорбируемого собирателя // ФТПРПИ. – 2023. – № 6 – С. 105 – 116.
7. Гаврилова Т.Г. и др. Влияние физической формы сорбции собирателя на активацию флотации сфалерита // ФТПРПИ. – 2020. – № 3. – С. 131-143.

On the influence of thiol collector sludge on the mechanism of activation of sulfide ore flotation

Gavrilova T.G., Tsitsilina D.M.

The work proposes one of the criteria for assessing the collecting activity of the physical form of sorption. The correlation of the extraction of the useful component with the spreading rate of the physically sorbed forms of the collector, represented by the ethyl precipitates of lead xanthate, is shown.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННОЙ АКТИВНОСТИ ТИОЛЬНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ И ИХ СМЕСЕЙ С НЕИОНОГЕННЫМИ СОБИРАТЕЛЯМИ*

Коновалов И.А.

ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН,
г. Новосибирск, Российская Федерация, *e-mail: igd_k@mail.ru*

Проведены флотационные эксперименты с индивидуальными собирателями (ксантогенатом и дитиокарбаматом), а также с их сочетаниями с Флотеком 404 и неонолами АФ 9-4 и АФ 9-6. Повышение показателей флотации при использовании комбинаций собирателей объяснено на основе механизма действия физически сорбированного собирателя и его производных форм.

Синергетический эффект во флотации – повышение показателей процесса при использовании комбинации собирателей с суммарным расходом, равным или меньшим

* **Работа выполнена в рамках государственного задания (номер гос. регистрации 126021217133-3).**

расходом одного реагента – хорошо известен экспериментально. Однако механизм этого явления остаётся дискуссионным. Основные гипотезы связывают синергизм с повышенной адсорбцией [1], латеральным взаимодействием углеводородных цепей и экранированием электростатического отталкивания [2]. В то же время ряд исследований показывает конкурирующую адсорбцию и снижение сорбции основного собирателя в присутствии неионогенных добавок [3–6]. Для тиольных собирателей предложено объяснение через более равномерное распределение реагентов с различной адсорбционной активностью на минеральной поверхности [7, 8] или формирование требуемых производных форм за счёт регулирования Eh/pH [9].

Целью работы является сравнительное исследование собирательной активности дитиокарбаматов, ксантогенатов и их смесей на свинцово-цинковой руде и объяснение синергетического эффекта на основе механизма физически сорбированного собирателя.

Экспериментально определялась скорость растекания реагентов и их смеси по поверхности дистиллированной воды. В качестве реагентов использовались: бутиловый ксантогенат (ГОСТ 7927-75), диэтилдитиокарбамат натрия (ГОСТ 8864-71), нитрат свинца (ГОСТ 4236-77), сульфат цинка (ГОСТ 4174-77), флотэк 404 (ТУ № 2452-006-624945732012), неонолы АФ 9-4 и АФ 9-6 (ТУ 20.41.20-229-05766801-2020), йод (фиксанал, МРТУ 6-09-1678-64). Фиксация скорости растекания осуществлялась камерой evercam 4000-16-c со скоростью 10000 кадров в секунду при разрешении видео 1280x304. Результаты представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Скорость растекания на поверхности воды

Реагент	Концентрация	Мольное соотношение	Скорость в начальный момент времени (0,01 с), см/с
Этиловый ксантогенат – диксантогенид	5 % раствор	-	10,3
Бутиловый ксантогенат – диксантогенид	5 % раствор	-	22,8
Диэтилдитиокарбамат натрия (ДЭДК)	$1\cdot10^{-1}$ моль/л	-	10,6
Этиловый Кх+$Pb(NO_3)_2$	$1\cdot10^{-1}$ моль/л	10:1	11,3
Бутиловый Кх+$Pb(NO_3)_2$	$1\cdot10^{-1}$ моль/л	10:1	14,4
Кх+$ZnSO_4$	$1\cdot10^{-1}$ моль/л	10:1	12,9
ДЭДК+$ZnSO_4$	$1\cdot10^{-1}$ моль/л	10:1	8,9
ДЭДК+$Pb(NO_3)_2$	$1\cdot10^{-1}$ моль/л	10:1	7,8
Флотэк 404	100 %	-	21
АФ 9-4	100 %	-	19,1
АФ 9-6	100 %	-	31,4
Бутиловый Кх+АФ 9-6	$1\cdot10^{-2}$ моль/л	1:2	13,7
Бутиловый Кх+АФ 9-6	$1\cdot10^{-2}$ моль/л	1:5	17,9

Флотация проводилась в лабораторной флотационной машине 189ФЛ с объемом камеры 300 мл. В качестве сырья использовалась проба сульфидной руды Горевского месторождения.

Свинцово-цинковая руда прошла предварительную стадию дробления до класса -10-20 мм. Перед флотационными экспериментами руда измельчалась в рольганговой мельнице до 85% класса -0,0071 мм.

В качестве реагента – собирателя применялся бутиловый ксантогенат, диэтилдитиокарбамат натрия, Флотэк 404 и Неонолы АФ 9-4 и АФ 9, в качестве вспенивателя – Т-80. Режимы флотации приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Режимы флотации

Реагент	Расход, г/т	Время, мин	
		Агитации	Флотации
Бутиловый ксантогенат	5	3	5
Бутиловый ксантогенат	10	3	
Бутиловый ксантогенат	100	3	
ДЭДК	100	10	
Бутиловый Кх/ ДЭДК	5-100 / 5-100	3 / 12	
Бут. Кх/ Флотэк-404	5 / 500	3 / 7	
Бутиловый Кх/ АФ 9-4	10/20	3/5	
Бутиловый Кх/ АФ 9-6	10/20	3/3	

Эмульсия микрокапель диксантогенида, стабилизированная анионами ксантогената, полученная путем нестехиометрического окисления ксантогената с йодом, имеет высокую скорость растекания 22,8 см/с. Дитиокарбамат и его производные с ионами цинка и свинца обладает меньшей скоростью, чем аналогичные продукты ксантогената. Флотационные испытания показали:

– при использовании бутилового ксантогената (100 г/т) извлечение составило: Pb – 62,9 %, Zn – 46,7 %; содержание в концентрате: Pb – 20,65 %, Zn – 19,0 %;
– при применении ДЭДК (100 г/т): извлечение снизилось до Pb – 35,5 %, Zn – 13,9 %, содержание Pb в концентрате – 34,6 %, Zn – 13,9 %;
– комбинации ксантогената и ДЭДК обеспечила извлечение Pb до 78,5 и Zn 71,3 % при сохранении высокой селективности.

Полученные данные подтверждают, что собирательная активность реагентов коррелирует с их активностью на границе «газ-жидкость». Высокая скорость растекания производных форм ксантогената («ксантогенат-ион – диксантоген») обусловливает их эффективность в закреплении частиц на пузырьках.

Дитиокарбаматы, обладая низкой поверхностной активностью, проявляют высокую селективность за счёт преимущественной хемосорбции на целевых минералах.

Сочетание ксантогената (5 г/т) с Флотэк-404 (500 г/т) увеличило извлечение свинца до 79,9 % и цинка до 66,3 % благодаря высокой скорости растекания Флотэка (21 см/с) и его сорбции на гидрофобизированных центрах.

Применение физически сорбируемого реагента (Флотэк) совместно с

сульфгидрильными собирателями в «голодном» режиме позволяет повысить селективность: минимальная хемосорбция гидрофобизирует только целевой минерал, а физическая сорбция активного реагента обеспечивает закрепление частиц на пузырьках. При сочетании бутилового ксантогената (10 г/т) с неонолами АФ 9-4 и АФ 9-6 (20 г/т) извлечение Pb выросло на 12 %, а Zn практически не изменилось. Неонолы обладают высокой активностью по отношению к границе раздела «газ-жидкость» и могут оказывать влияние на образование флотационного контакта и требуют дальнейшего исследования.

В заключение отметим, что собирательные свойства тиольных реагентов определяются преимущественно их активностью на границе «газ-жидкость». Увеличение активности собирателя по отношению к указанной границе раздела и его расхода приводит к росту извлечения. Селективность извлечения зависит от соотношения химической и физической форм сорбции: снижение активности физической формы повышает избирательность.

Список использованных источников

1. Critchley J.K. [et al.] Study of synergism between xanthate and dithiocarbamate collectors in flotation of heazlewoodite / Transaction of the Institution of Mining and Metallurgy. – 1991. – Vol. 100. – P. 55-57.
2. Rao K.H. [et al.] Mixed collector systems in flotation / International Journal of Minerals Processing. – 1997. – Vol. 51. – P. 67–79.
3. Sis H, Chander S. Adsorption and contact angle of single and binary mixtures of surfactants on apatite. Minerals Engineering. – 2003. – Vol. 16. - P. 839–848.
4. Von Rybinski W., [et al.] Adsorption of Surfactant Mixtures in Froth Flotation / Langmuir, 1986. - Vol. 2. – P.639-643.
5. Von Rybinski W. [et al.] Surfactant mixtures as collectors in flotation / Colloids and Surfaces. – 1987. – Vol. 26. – P. 291-304.
6. Lu Y., Liu N. [et al.] Improved phosphate flotation with nonionic polymers. In: Zhang P., El-Shall H., Wiegel R. (Eds), Beneficiation of Phosphates: Advances in Research and Practice. – P. 3-19.
7. Плаксин И.Н. и др. Научные сообщения Института горного дела им. А.А. Скочинского, Академия наук СССР, Москва. – 1960. - № 6. – С. 15-20.
8. Bagci E. [et al.] Adsorption behaviour of xanthate and dithiophosphinate from their mixtures on chalcopyrite. Minerals Engineering. - 2007. – Vol. 20. – P. 1047–1053.
9. Lotter N.O. [et al.] Classification of the Major Copper Sulphides into semiconductor types, and associated flotation characteristics / Minerals Engineering. – 2016. –Vol.96-97. – P. 177-184.

Study of flotation activity of thiol collectors and their mixtures with nonionic collectors

Konovalov I.A.

Flotation experiments were carried out with individual collectors (xanthate and dithiocarbamate), as well as with their combinations with Flotec 404 and neonols AF 9-4 and AF 9-6. The increase in flotation rates when using combinations of collectors is explained on the basis of the mechanism of action of the physically sorbed collector and its derivatives.

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ПИРРОЛИДИНДИТИОКАРБАМАТА ДЛЯ СЕЛЕКТИВНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ КОМПЛЕКСНОЙ МЫШЬЯК-СОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ*

Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: tmatveyeva@mail.ru*

Целью работы явилось изучение нового реагента из класса дитиокарбаматов - пирролидиндитиокарбамата (ПирроДТК) в качестве селективного собирателя сульфидных минералов при флотации комплексной золотомедной мышьяк-содержащей руды Малиновского месторождения.

При флотационном концентрировании промышленно ценных компонентов из поликомпонентных руд [1] одним из эффективных способов повышения селективности процесса является усиление контрастности физико-химического состояния поверхности минералов и технологических свойств разных видов сульфидных минералов и минеральных комплексов путем применения новых хелатообразующих реагентов направленного действия [2].

В данной работе изучалась адсорбция пирролидиндитиокарбамата (ПирроДТК) на аншлифе полиметаллической руды при совместном присутствии разных сульфидов с целью установления возможности использования ПирроДТК в качестве перспективного собирателя для флотации сульфидных минералов, содержащих цветные и благородные металлы. Аналитическим сканирующим электронным микроскопом LEO 1420VP и лазерным сканирующим микроскопом Keyence VK-9700 изучалось состояние поверхности аншлифа, приготовленного из штуфного образца комплексной руды Малиновского месторождения до и после контакта с раствором реагента ПирроДТК.

Малиновское месторождение в Центральном Приморье относится к золото-сульфидно-кварцевой формации и характеризуется сложным поликомпонентным составом руд, основную промышленную ценность имеют золото, серебро и медь.

На рисунке 1,а представлено изображение поверхности исходного аншлифа поликомпонентной руды, полученное с помощью лазерного микроскопа, на котором отчетливо видны зерна различных минералов. Исследование данного участка аншлифа на электронном микроскопе LEO 1420VP с получением энергодисперсионных спектров отдельных минеральных зерен показало, что рудные минералы представлены преимущественно халькопиритом и пиритом, в меньшем количестве арсенопиритом и шеелитом. Зерна нерудных минералов представлены алюмосиликатами [3].

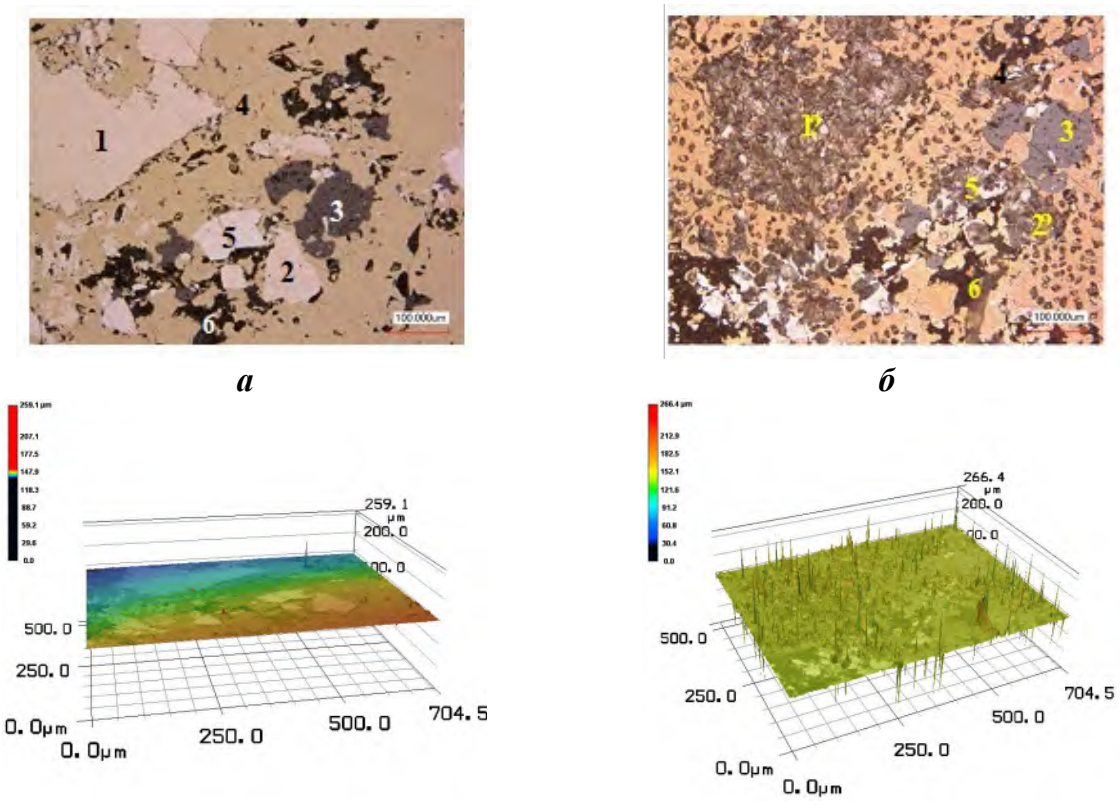
* **Исследование выполнено по теме базового бюджетного финансирования FMMS-2024-0006.**

В результате обработки аншлифа раствором ПирроДТК на поверхности минералов происходит адсорбция реагента с образованием органических фаз различной формы, внешнего вида, размеров и прочности закрепления (рисунок 1,б).

На халькопирите обнаружено формирование дискретной пленки оранжево-коричневого цвета, равномерно покрывающей всю поверхность минерала. Закрепление ПирроДТК на халькопирите, по всей видимости, происходит с образованием устойчивого не растворимого в воде комплексного соединения с медью [4], равномерно покрывающего всю поверхность минерала в виде мелких дискретных формирований пирролидиндитиокарбамата меди.

На зернах пирита отмечается появление коричневых новообразований (рисунок 1,б), вероятно, относящихся к продукту окисления ПирроДТК – дипирролидинтиурамдисульфиду (ПирроДТК)$_2$. На поверхности пирита определено образование соединения ПирроДТК-Fe, химически адсорбированного на минерале и устойчивого к многократной отмывке водой.

На арсенопирите отмечены отдельные небольшого размера органические фазы. На шеелите и алюмосиликатах закрепление фаз реагента не обнаружено.



а *б*

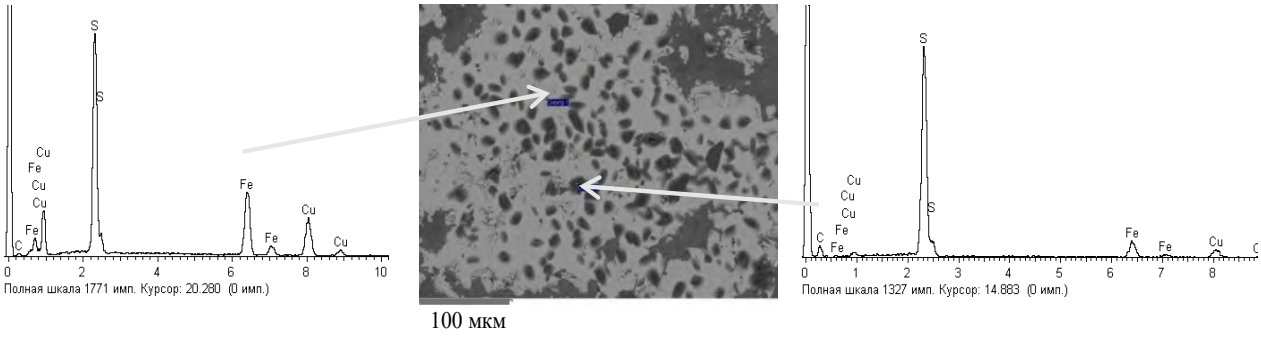
в *г*

Рисунок 1 – Снимки и 3D изображения поверхности аншлифа поликомпонентной руды до (а, в) и после (б, г) контакта с реагентом ПирроДТК:
1, 2 – пирит; 3 – шеелит; 4 – халькопирит; 5 – арсенопирит; 6 – алюмосиликат; 1*, 2* – новообразования на пирите; в, г – 3D изображения (лазерный микроскопом Keyence VK-9700)

На 3D изображении аншлифа после контакта с раствором реагента наглядно прослеживается разница высот отдельных участков поверхности, характерных для зерен различных минералов (рисунок 1, в, г).

На микрофотографии электронного микроскопа LEO 1420VP участка халькопирита также отчетливо видны дискретные новообразования реагента в виде темных органических фаз округлой формы размером 4-12 мкм (рисунок 2,б). В энергодисперсионном спектре этого участка (рисунок 2,в) наблюдаются пики S и C, входящие в структуру реагента.

Устойчивость соединений ПирроДТК на халькопирите и пирите свидетельствует о прочной химической связи реагента с поверхностными центрами этих минералов – ионами Cu (II) в структуре халькопирита [4], склонными к образованию малорастворимых соединений с комплексообразующими реагентами, и поверхностью пирита, обладающего окислительными свойствами [5]. Методом УФ-спектрофотометрии определена величина адсорбции ПирроДТК на халькопирите флотационной крупности, которая составила – 0,53 мг/г.



а ***б*** ***в***

Рисунок 2 – Микрофотография участка поверхности аншлифа поликомпонентной руды с зерном халькопирита после контакта с ПирроДТК (б) и энергодисперсионные спектры халькопирита (а) и фазы адсорбированного реагента (в) (микроскоп LEO 1420VP)

Тестирование реагента ПирроДТК в условиях флотации выполнено на частной пробе комплексной золотомедной руды Малиновского месторождения с содержанием меди 1,5 %, мышьяка 1,12 % и вольфрама 0,14 %. Результаты испытаний и расход реагентов представлены в таблице.

Как видно из таблицы, при флотации в базовом режиме получен концентрат с содержанием меди – 9,77 %, мышьяка – 5,29 %, вольфрама – 0,37 % при извлечении Cu – 91,15 %, As – 58,9 %, W – 32,4 %. Замена 50% расхода ксантогената на ПирроДТК привела к повышению содержания Cu – до 13,33 % при небольшом снижении выхода концентрата и извлечения. При полной замене БКК на ПирроДТК (100 г/т) содержание меди в концентрате возросло до 15,2 %, извлечение меди – до 93,16 %.

Таблица – Результаты флотации пробы поликомпонентной руды с использованием ПирроДТК и БКК

Расход реагентов, г/т	Продукты	Выход %	Содержание, %			Извлечение, %		
			Cu	As	W	Cu	As	W
БКК – 100	Концентрат	12,61	9,77	5,29	0,37	91,15	58,9	32,4
	Хвосты	87,39	0,137	0,53	0,11	8,85	41,1	67,6
	Исходное	100	1,35	1,13	0,14	100	100	100
ПирроДТК – 50 БКК – 50	Концентрат	8,74	13,33	4,71	0,26	86,3	36,94	16,23
	Хвосты	91,26	0,21	0,77	0,13	13,7	63,06	83,77
	Исходное	100	1,4	1,12	0,14	100	100	100
ПирроДТК – 100	Концентрат	8,08	15,2	3,34	0,22	93,16	24,09	14,89
	Хвосты	91,92	0,1	0,92	0,12	6,84	75,91	85,11
	Исходное	100	1,32	1,12	0,13	100	100	100

Следует отметить, что положительным воздействием реагента явилось его меньшая активность в отношении арсенопирита и вольфрамита. Содержание мышьяка в медном концентрате снизилось на 1,95 %, вольфрама на 0,15 %. Реагент проявил большую по сравнению с ксантогенатом избирательность действия к халькопириту и меньшую флотационную активность по отношению к арсенопириту и шеелиту, что может положительно отразиться на качестве медного концентрата с пониженным содержанием мышьяка и сократить потери вольфрама с медным концентратом.

Таким образом, методами сканирующей электронной и лазерной микроскопии получены новые экспериментальные данные о характере формирования адсорбционного слоя комплексообразующего реагента ПирроДТК на поверхности сульфидных минералов, входящих в состав поликомпонентной руды. Установлена избирательная адсорбция ПирроДТК на халькопирите и пирите в форме устойчивых комплексов пирролидиндитиокарбамата меди, железа и дипирролидинтиурамдисульфида $(ПирроДТК)_2$. Тестирование ПирроДТК в условиях флотации золотомедной руды подтвердило селективность его действия к халькопириту и меньшую флотационную активность по отношению к арсенопириту и шеелиту, что привело к снижению содержания мышьяка в медном концентрате и сокращению потерь вольфрама с медным концентратом.

Благодарности: Авторы выражают благодарность кандидатам геол.-мин. наук Е.В. Копорулиной и В.А. Минаеву за помощь в проведении исследований.

Список использованных источников

1. Aleksandrova T.N. [et al.] Enhancement of copper concentration efficiency in complex ore processing by the reagent regime variation // Journal of Mining Science. – 2020. – Vol.56. – № 6. – pp. 982-989.
2. Митрофанова Г.В. и др. Поиск новых комплексообразующих реагентов для флотации медно-никелевых руд // Цветные металлы. – 2019. – № 11. – С. 27-33.

3. Matveeva T.N. [et al.] Determining Modes of Thiol Collector Attachment at Sulfide Minerals by Optical, Electron Scanning and Laser Microscopy // Journal of Mining Science. – 2023. – Vol. 59. – № 4. – pp. 673-680.
4. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. – М.: Наука, 1984. – 342 с.
5. Чантурия В.А., Вигдергауз В.Е. Электрохимия сульфидов. Теория и практика флотации. – М.: Руда и Металлы, 2008. – 272 с.

Rationale for the use of pyrrolidinedithiocarbamate for the selective copper extraction from complex arsenic-containing ore

Matveeva T.N., Gromova N.K., Lantsoba L.B.

The aim of this work was to study a new reagent from the class of dithiocarbamates - pyrrolidine dithiocarbamate (PyrroDTC) as a selective collector of sulfide minerals in the flotation of complex gold-arsenic-copper ore of the Malinovskoye deposit.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ МОДИФИКАТОРОВ, СОДЕРЖАЩИХ ЭЛЕКТРОННОИЗБЫТОЧНЫЕ АТОМЫ АЗОТА

Лавриненко А.А., Кузнецова И.Н., Лусинян О.Г., Гольберг Г.Ю., Марченко Д.Ю., Корзинова А.С.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: gr_yu_g@mail.ru*

Представлены экспериментальные данные по флотации медно-никелевой руды композициями модификаторов, содержащих электронноизбыточные атомы азота, и полисахаридного депрессора ПАЦ-Н. Наиболее эффективна композиция с подачей реагента Р1 после ПАЦ-Н.

Одной из существенных проблем технологии обогащения сульфидных руд, в том числе медно-никелевых, является выбор композиций реагентов, обеспечивающих эффективные режимы флотации бедных руд сложного вещественного состава. При этом важно создать условия для достижения как высоких значений извлечения меди и никеля, так и депрессии минералов пустой породы, в особенности – магнийсодержащих силикатов (МС), поскольку извлечение в концентрат магния оказывает отрицательное влияние на процессы пирометаллургической переработки концентрата [1].

В качестве депрессоров МС применяют, как правило, полисахариды [2]. Согласно [3], из реагентов этого класса сравнительно высокую эффективность депрессии показала полианионная целлюлоза марки ПАЦ-Н с молекулярной массой порядка 116 000 кг/кмоль и степенью замещения 90 %. В то же время полисахариды оказывают депрессирующее действие не только на силикатные, но и на сульфидные минералы. Так, из работы [4] видно, что при расходе ПАЦ-Н примерно 400 г/т извлечение меди и

никеля уменьшается на 5-8 % по сравнению с флотацией без применения депрессора.

По нашему мнению, для сохранения флотируемости сульфидов меди и никеля в условиях применения депрессора целесообразно добавление реагентов, способных активировать поверхности указанных сульфидов. Так как полисахариды могут химически взаимодействовать с медью и никелем, образуя комплексные соединения [5, 6], то для модифицирования поверхности сульфидов целесообразно применение реагентов, образующих прочные комплексы с названными металлами. В связи с этим представляют интерес органические соединения с атомами азота в степени окисления -3, имеющим неподеленную электронную пару, способную к взаимодействию с вакантными *d*-орбиталями меди и никеля.

Литературные данные указывают на возможность повышения эффективности флотации медной оксидной руды с применением реагента из класса азолов [7], и медно-никелевой сульфидной руды с применением азо-соединений, содержащих ароматические кольца с гидроксильной группой в орто-положении по отношению к азо-группе [8]. До настоящего времени не вполне ясно, какое влияние на флотацию медно-никелевых руд оказывают модификаторы в композиции с депрессорами.

Цель настоящей работы: определение влияния композиций модификаторов и депрессора на флотацию медно-никелевой руды.

Исследования были выполнены с пробой медно-никелевой руды Кольского полуострова. По данным рентгенофлуоресцентного анализа, содержание меди в руде составило 0,39 %, никеля – 0,6 %, серы – 2,1 %, магния – 8,7 %. По результатам рентгенофазового анализа в составе руды были выявлены халькопирит, пентландит, а также силикатные минералы, преимущественно слоистого строения.

В качестве модификаторов применяли следующие реагенты, содержащие электроноизбыточные атомы азота:

– Р1 из класса азолов с сопряженной системой из трех атомов азота;
– Р2 из класса азолов с двумя несопряженными атомами азота (бензимидазол);
– Р3, содержащий одну азо-группу и гидроксильную группу в орто-положении;
– Р4, содержащий две азо-группы с гидроксильной группой в орто-положении по отношению к азо-группе (2,7-бис(азо-5-нитробензол)-1-амино-8-гидрокси-3,6-дисульфонатриевая соль).

Опыты по флотации были выполнены при естественном значении pH 8,5. Расход модификаторов был определен по данным предварительных опытов и составил примерно 1 г/т. В качестве депрессора применяли полианионную целлюлозу ПАЦ-Н.

По результатам предварительных опытов, выполненных без применения модификаторов, наибольшая эффективность депрессии была достигнута при значении расхода ПАЦ-Н 700 г/т. В этом случае выход концентрата снижался примерно на 0,6-0,9 %, извлечение меди – на 0,6-0,9 %, никеля – на 0,4-0,5 %. Установлено, что подача

модификатора после депрессора повышает извлечение металлов, в отличие от подачи модификатора перед депрессором.

На основании приведенных данных был выбран следующий порядок подачи реагентов: депрессор → модификатор → собиратель (бутиловый ксантогенат) → пенообразователь (МИБК). Полученные экспериментальные данные представлены в таблице.

Из таблицы видно, что подача реагентов-модификаторов Р1, Р2 и Р3 после ПАЦ-Н практически не изменяет значение выхода концентрата. При этом Р1, Р2 и Р3 повышают извлечение меди на величину 0,2-0,5 %, а Р1 повышает извлечение никеля примерно на 0,3 % (без применения модификатора при расходе ПАЦ-Н 700 г/т извлечение меди составило в среднем 88,5 %, а никеля – в среднем 71,0 %).

Таблица - Результаты опытов по флотации руды с применением ПАЦ-Н (700 г/т) и модификаторов

№ пп	Модификатор	Выход концентрата, % (γ)	Прирост извлечения, % (в среднем)	
			меди (ΔεCu)	никеля (ΔεNi)
1	Нет	40-42	0,0	0,0
2	Р1	40-42	0,5	0,3
3	Р2	40-42	0,3	-0,2
4	Р3	40-42	0,2	0,0
5	Р4	43-45	3,0	2,5

Из сравнения Р1 и Р2 видно, что извлечение меди и никеля для Р1 выше, чем для Р2 на 0,2-0,5 %. По нашему мнению, это обусловлено тем, что в молекуле Р1, в отличие от Р2, неподелённые электронные пары атомов азота образуют сопряженную систему, что обеспечивает образование более прочных комплексных соединений с ионами меди и никеля. В отличие от Р1, Р2 и Р3, бис-азо реагент Р4 повышает выход концентрата в среднем на 3,0 %; за счет этого извлечение меди и никеля возрастает соответственно на 3,0 % и 2,5 %. Возможно, это связано с тем, что молекула бис-азо, характеризующаяся большими размерами по сравнению с Р1, Р2 и Р3, а также наличием по крайней мере двух реакционноспособных групп, в большей мере способна к адсорбции на поверхности минералов, как сульфидных, так и силикатных, в том числе покрытых макромолекулами ПАЦ-Н, тем самым повышая гидрофобность этих минералов.

Повышение извлечения меди и никеля при подаче исследованных модификаторов после ПАЦ-Н, вероятно, связано с частичным уменьшением депрессирующего действия ПАЦ-Н. При этом Р4, в отличие от Р1, Р2 и Р3, вероятно, также частично снижает эффективность депрессии силикатных минералов.

Таким образом, результаты экспериментальных исследований по флотации медно-никелевой руды позволили установить, что из исследованных реагентов-модификаторов наиболее перспективен Р1 из класса азолов с сопряженной системой из трех атомов

азота, который при подаче с расходом 1,0 г/т после депрессора ПАЦ-Н обеспечивает прирост извлечения меди и никеля на величину до 0,5 %.

Список использованных источников

1. Yin F. [et al.] Review on the challenges of magnesium removal in nickel sulfide ore flotation and advances in serpentinite depressor // Minerals. – 2024, V. 14. – P. 965.
2. Красавцева Е.А. и др. Обзор способов депрессии талька при флотации медно-никелевых руд //Тр.Кольского научного центра РАН. – 2019. – Т.10, №6(1). – С.149-154.
3. Лавриненко А.А. и др. Применение отечественных полимерных анионоактивных депрессоров при флотации забалансовой оталькованной медно-никелевой руды // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2023. – Т. 29, № 5. – С. 5-14.
4. Лавриненко А.А. и др. Применение полистиролсульфонатов для депрессии магнийсодержащих силикатов при флотации медно-никелевых руд // Горные науки и технологии. – 2025. – Т. 10, № 3. – С. 262-270.
5. El-Saied H. [et al.] Semiconductor properties of carboxymethyl cellulose-copper complexes // Polymer-Plastics Technology and Materials. –1999. – V. 38. –№ 5. – P. 1095-1105.
6. Hosny W.M. [et al.] Metal chelates with some cellulose derivatives. Part III. Synthesis and structural chemistry of nickel (II) and copper (II) complexes with carboxymethyl cellulose // Polymer International. – 1995. – V. 37, № 2. – P. 93-96.
7. Qicheng Feng [et al.] Flotation of copper oxide minerals: A review //International Journal of Mining Science and Technology. – 2022, V. 32. – P. 1351-1364.
8. Гусев В.Ю. и др. Азопроизводные пирокатехина, резорцина и салициловой кислоты как собиратели для флотации сульфидных руд // Журнал прикладной химии. – 2019. – Т. 92, №12. – С. 1598-1609.

Increasing the efficiency of flotation of copper-nickel ore using modifiers containing electron-rich nitrogen atoms

Lavrinenko A.A., Kuznetsova I.N., Lusinyan O.G., Golberg G.Yu., Marchenko D.Y., Korzinova A.S.

Experimental data on the flotation of copper-nickel ore by compositions of modifiers containing electron-excess nitrogen atoms and the polysaccharide depressor PAC-N are presented. The most effective composition is with the supply of reagent P1 after PAC-N.

КОМПЛЕКСООБРАЗУЮЩИЕ СОБИРАТЕЛИ НА ОСНОВЕ АЗОТСОДЕРЖАЩИХ МОНОПРОИЗВОДНЫХ ДИКАРБОНОВЫХ КИСЛОТ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД

Базарова Е.А., Митрофанова Г.В.

Горный институт Кольского научного центра РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: e.bazarova@ksc.ru

Представлены результаты исследований монопроизводных о-фталевой кислоты в качестве реагентов-собирателей. Проведена оценка их реакционной способности методом квантово-химического моделирования. Использование реагентного режима с содержанием 30 масс. % исследуемых соединений, в соответствии с теоретически оценённой реакционной способностью, обеспечивает прирост извлечения никеля до 8,5 %.

Расширение ассортимента собирателей для флотации сульфидных руд является особенно актуальным при переработке тонковкрапленного и сложного по составу минерального сырья. Перспективными считаются реагенты, образующие хелатные соединения с ионами цветных металлов [1, 2], причем азотсодержащие группировки способны связывать ионы переходных металлов в растворе [3], что указывает на возможность формирования поверхностных комплексов на сульфидных минералах. Наличие в молекуле реагента двух функциональных групп может обеспечить образование прочных внутрикомплексных соединений и дополнительное специфическое взаимодействие с минеральной поверхностью.

В качестве бифункциональных комплексообразующих реагентов синтезированы монопроизводные о-фталевой кислоты (МФК) с различными азотсодержащими группировками: моногидроксиамид (МГАФК), моногидразид (МГФК), моноамид (МАФК) и монобутиламид (С4-ФК). Методами ИК- и рамановской спектроскопии ранее экспериментально подтверждено образование комплексов полученных соединений с ионами никеля и меди [4].

Для прогнозирования координационных центров в молекулах реагентов проведён квантово-химический расчёт функций (индексов) Фукуи в рамках теории функционала плотности (DFT). Индекс f описывает изменение электронной плотности при добавлении или удалении электрона, что коррелирует со склонностью атома к нуклеофильной или электрофильной атаке.

На практике наиболее распространён метод расчёта конденсированных индексов Фукуи с использованием конечно-разностного подхода [5] по формуле (1):

$$f_A^- = q_{N-1}^A - q_N^A, \quad (1)$$

где: q_{N-1}^A соответствует заряду атома в системе с N-1 электронами (радикал, заряд 0),

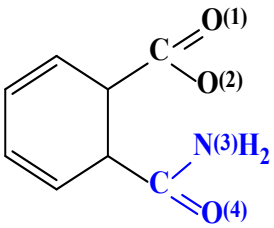
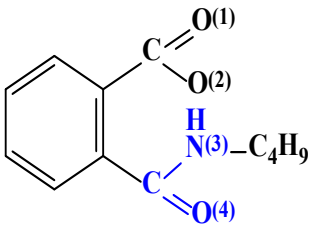
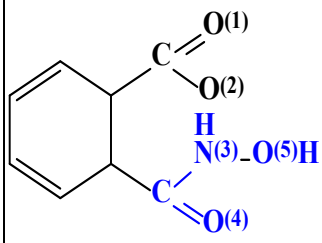
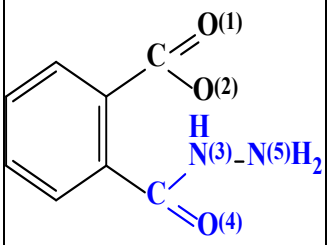
q_N^A – заряду того же атома в системе с N электронами (анион, заряд -1).

Таким образом, индекс отражает изменение электронной плотности на атоме при добавлении одного электрона. Рассчитанные значения индексов Фукуи донорных атомов в составе каждой функциональной группы приведены в таблице.

Согласно представленным данным, для МАФК наибольшей нуклеофильной способностью обладает карбонильный кислород карбоксильной группы (f = 0,28), тогда как амидный азот малоактивен (f = 0,05). Для С4-ФК значения f амидного азота (0,08) сопоставимы с амидным кислородом (0,09), поэтому амидный азот рассматривается как дополнительный активный центр.

В МГФК помимо карбоксильного кислорода (f = 0,22) значимый вклад вносит концевой азот гидразидной группы (f = 0,1). В МГАФК наиболее активным является гидроксаматный фрагмент: кислород и азот имеют близкие значения (0,16 и 0,14 соответственно), что позволяет ему конкурировать с карбоксильной группой.

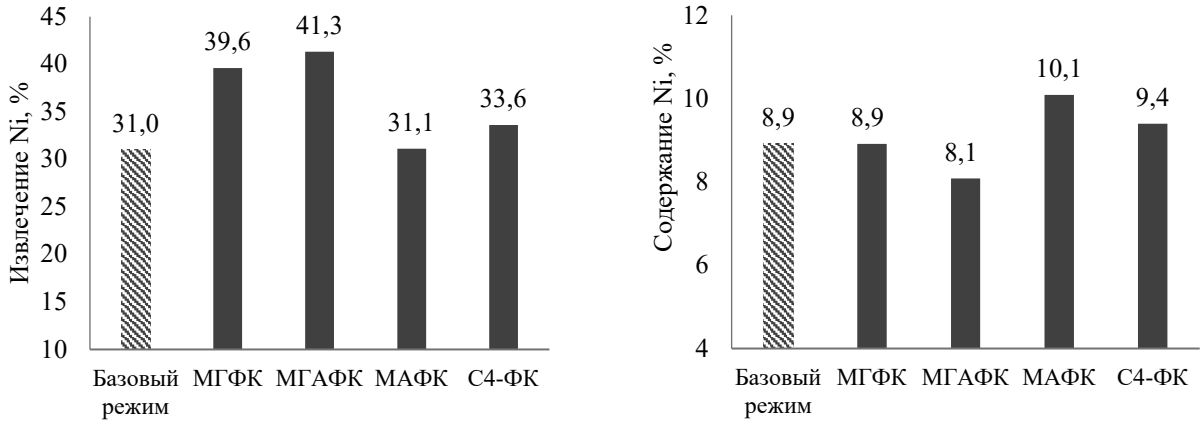
Таблица – Конденсированные индексы Фукуи для исследуемых соединений

Атом	f_A^-	Атом	f_A^-	Атом	f_A^-	Атом	f_A^-
МАФК 		С4-ФК 		МГАФК 		МГФК 	
O1	0,28	O1	0,26	O1	0,16	O1	0,22
O2	0,15	O2	0,13	O2	0,07	O2	0,13
O4	0,12	O4	0,09	O4	0,13	O4	0,10
N3	0,05	N3	0,08	O5	0,16	N3	0,07
–	–	–	–	N3	0,14	N5	0,10

Таким образом, во всех исследованных соединениях активными центрами электрофильной атаки ожидаемо являются атомы кислорода карбоксильной и амидной групп, но также и атомы азота гидразидного и гидроксаматного фрагментов. При этом в амидах доминируют кислородные центры карбоксильной группы, тогда как в гидразидах и гидроксиамидах значительный вклад в нуклеофильность вносят также азотсодержащие центры.

Наряду с теоретическим анализом реакционной способности, собирательную способность синтезированных реагентов оценивали по результатам получения готового концентрата в открытом цикле с проведением перечистных операций. Технологические показатели сравнивали с базовым режимом, включающим использование бутилового ксантогената (БК) и бутилового аэрофлота (БА) в оптимальном соотношении, принятом на фабрике. Соотношение МФК и ксантогената в собирательной смеси составило 30 : 70 масс. %. Общий расход МФК и БК составил 135 г/т, расход БА – 95 г/т. Полученные зависимости представлены на гистограммах (рисунок).

Наибольший прирост извлечения никеля относительно базового режима (на 8,6–10,3 %) обеспечивают реагенты с максимальными значениями функции Фукуи для нуклеофильных центров – МГФК и МГАФК. Участие МАФК, для которого расчётный индекс амидного азота минимален (f = 0,05), практически не повышает извлечение, что подтверждает определяющую роль электронного строения в собирательной способности. С4-ФК, обладающий дополнительным активным центром на амидном азоте, даёт умеренный прирост извлечения, содержание Ni в концентрате варьируется незначительно (8,1–10,1%), а в случае МАФК даже возрастает до 10,1%, что может указывать на некоторое селективное действие.



а ***б***

Рисунок – Извлечение (а) и содержание (б) никеля в готовом концентрате при использовании смеси МФК:БК = 30:70 %

Таким образом, результаты флотационных опытов хорошо согласуются с прогнозами DFT-расчётов: высокая нуклеофильность реагента коррелирует с ростом извлечения никеля, тогда как низкие индексы Фукуи приводят к эффективности, близкой к базовой.

Список использованных источников

1. Черноусенко Е.В. и др. Использование реагентов-собирателей Tecflote при флотации медно-никелевых руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 6. – С. 150-161.
2. Buckley A.N. [et al.] The Adsorption of n-Octanohydroxamate Collector on Cu and Fe Oxide Minerals Investigated by Static Secondary Ion Mass Spectrometry // Minerals. – 2012. – № 2. – P. 493-515.
3. Трошанин Н.В. и др. Гомо- и гетеролигандные комплексные соединения меди(II) с гидразидами некоторых ароматических кислот и l-гистидином // Журнал неорганической химии. – 2020. – Т. 65. – № 1. – С.56-64.
4. Базарова Е.А. и др. Возможности использования бифункциональных азотсодержащих собирателей при флотации медно-никелевых руд //Цветные металлы. 2025, № 11. С. 28-33.
5. Yang W. [et al.] The use of global and local molecular parameters for the analysis of the gas-phase basicity of amines // Journal of the American Chemical Society. – 1986. – V. 108. – P. 5708-5711.

Complexing collectors based on nitrogen-containing monoderivatives of dicarboxylic acids for copper-nickel ore flotation

Bazarova E.A., Mitrofanova G.V.

The research results of o-phthalic acid monoderivatives as collector reagents are presented. Their reactive capacity was assessed using quantum-chemical modeling. Using a reagent regime containing 30% by weight of the studied compounds, in accordance with the theoretically estimated reactivity, provides an increase in nickel recovery of up to 8.5%.

ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ПЕНООБРАЗОВАТЕЛЯ ПФ-1304 ПРИ ФЛОТАЦИОННОМ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Пулатов Х.А., Шакаров Т.И., Холматов М.З., Кабилова Ф.А.
Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Республика Узбекистан

В статье исследовано влияние пенообразователей Т-92 и ПФ-1304 на дисперсность пузырьков и технологические показатели флотации медно-молибденовой руды Кальмакырского месторождения. Показано, что ПФ-1304 при пониженном расходе 15 г/т формирует более мелкодисперсную и устойчивую газовую фазу и обеспечивает повышение извлечения Cu и Mo по сравнению с базовым реагентом Т-92 при расходе 40 г/т.

Пенообразователь – один из ключевых реагентов флотационного процесса, поскольку определяет дисперсность пузырьков, устойчивость пенного слоя, вероятность столкновения и закрепления минеральных частиц на границе "газ–жидкость" [1–3]. Для медно-молибденовых руд это особенно важно, так как технологическая эффективность процесса зависит не только от извлечения меди, но и от сохранения флотируемости тонких частиц молибденита. В условиях снижения содержаний ценных компонентов в исходном сырье актуальной задачей становится подбор пенообразователя, обеспечивающего устойчивую пенную фазу при меньшем удельном расходе реагента [4–6].

Цель работы – сравнительная оценка пенообразователей Т-92 и ПФ-1304 по критериям среднего диаметра пузырьков, устойчивости пенной фазы и показателям открытых флотационных опытов при обогащении медно-молибденовой руды. Т-92 принят в качестве базового реагента, ПФ-1304 – как перспективная альтернатива для повышения эффективности флотации при снижении расхода пенообразователя.

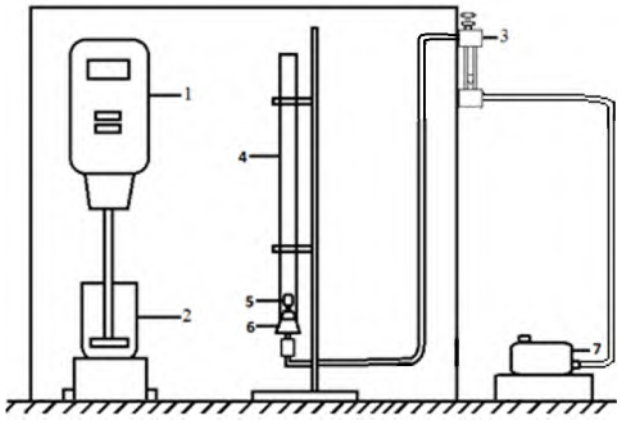


Рисунок 1 – Установка для изучения пенообразующих характеристик реагентов: 1 – мешалка; 2 – стакан; 3 – ротаметр; 4 – мерный цилиндр; 5 – диспергатор воздуха; 6 – пробка; 7 – компрессор

Эксперименты по оценке пенообразующих свойств выполняли в мерном цилиндре с использованием компрессора, ротаметра и диспергатора воздуха (рисунок 1). Растворы пенообразователей готовили с концентрациями 0,01; 0,05; 0,1; 0,2; 0,3; 0,4 и 1,0 % (таблица 1, рисунок 2).

Таблица 1 — Изменение среднего диаметра пузырьков при разных концентрациях пенообразователей

С Т-92, %	D пузырьков, мм	С ПФ-1304, %	D пузырьков, мм
0	4,45	0	4,40
0,01	2,21	0,01	2,05
0,05	1,52	0,05	1,32
0,1	0,94	0,1	0,87
0,2	0,91	0,2	0,72
0,3	0,89	0,3	0,68
0,4	0,86	0,4	0,62
1,0	0,50	1,0	0,35

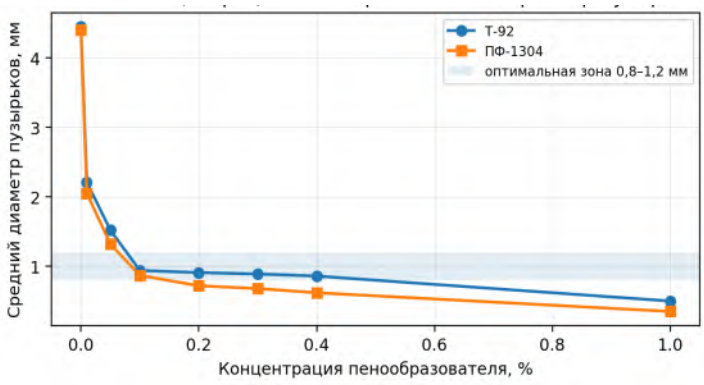


Рисунок 2 – Влияние концентрации пенообразователя на средний диаметр пузырьков

Раствор перемешивали в течение 3 мин, после чего фиксировали время образования пены, высоту пенного слоя, характер роста пузырьков и время разрушения пены. Для количественного анализа дисперсности использовали цифровую обработку изображений в программе ImageJ.

Флотационные испытания проводили на пробе медно-молибденовой руды Кальмакырского месторождения. Средняя проба массой около 1 кг была усреднена и сокращена методом квартования. Измельчение выполняли в лабораторной шаровой мельнице МШЛ-7 при соотношении Т:Ж:Ш = 1:1:6. Время измельчения до получения 85 % класса -0,071 мм составило 27 мин. Флотационные опыты проводили во флотомашине с камерой 1 л по схеме основной и контрольной флотации (рисунок 3).

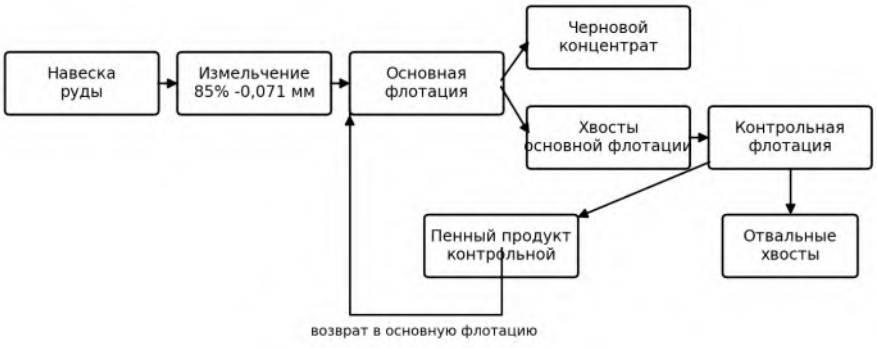


Рисунок 3 – Принципиальная схема лабораторных флотационных испытаний

Полученные данные показывают, что увеличение концентрации пенообразователя приводит к закономерному уменьшению среднего диаметра пузырьков. В отсутствие реагента средний диаметр пузырьков составлял 4,40–4,45 мм, что является неблагоприятным для эффективного извлечения тонких и средних классов сульфидных минералов. При концентрации 0,1 % средний диаметр пузырьков составил 0,94 мм для Т-92 и 0,87 мм для ПФ-1304, то есть оба реагента обеспечили попадание в технологически благоприятную область 0,8–1,2 мм.

При дальнейшем росте концентрации ПФ-1304 формировал более мелкие пузырьки, что указывает на его более высокую поверхностно-активную эффективность (рисунок 4).

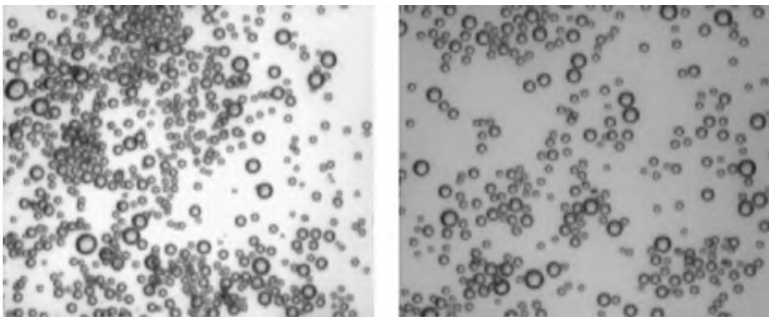


Рисунок 4 – Микрофотографии пузырьковой фазы при использовании Т-92 и ПФ-1304

В технологических опытах использовали 1 %-й водный раствор бутилового ксантогената калия с расходом 250 г/т. Пенообразователь Т-92 подавали с расходом 40 г/т, а ПФ-1304 — с расходом 15 г/т. Несмотря на более низкую дозировку, ПФ-1304 обеспечил более высокое извлечение меди и молибдена, что можно объяснить формированием более однородного пузырькового спектра и повышением устойчивости пенной фазы.

Сравнение результатов показывает, что при использовании ПФ-1304 извлечение меди в концентрат увеличилось с 85 до 90 %, а извлечение молибдена — с 54 до 70 %. При этом содержание меди в концентрате осталось на сопоставимом уровне: 18,0 % для Т-92 и 17,6 % для ПФ-1304 (таблица 2, рисунок 5). Положительный эффект ПФ-1304 проявляется главным образом в повышении извлечения, особенно по молибдену, без существенного ухудшения качества чернового концентрата.

Таблица 2 – Сравнительные показатели флотации при применении Т-92 и ПФ-1304

Реагент	Продукт	Cu,	Mo,	Масса,	Выход,	Извлечение, %	
		%	%	г	%	Cu	Mo
Т-92	Концентрат	18,0	0,072	4,2	2,1	85	54
	Хвосты отвальные	0,07	0,0013	195,8	97,9	15	46
	Исходная руда	0,45	0,0028	200,0	100,0	100	100
ПФ-1304	Концентрат	17,6	0,085	4,6	2,3	90	70
	Хвосты отвальные	0,04	0,00086	195,4	97,7	10	30
	Исходная руда	0,45	0,0028	200,0	100,0	100	100

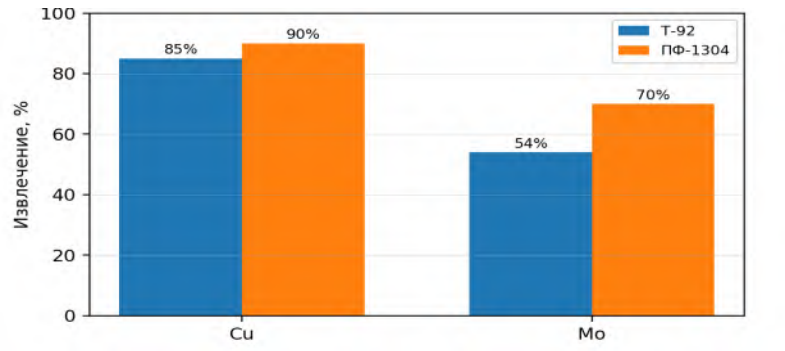


Рисунок 5 – Сравнение извлечения меди и молибдена при использовании Т-92 и ПФ-1304

Практическое значение полученных результатов заключается в возможности снижения расхода пенообразователя при одновременном повышении технологической эффективности флотации. Для промышленных условий это может иметь значение не только с точки зрения реагентных затрат, но и с позиции стабилизации пенного слоя, уменьшения потерь тонких частиц молибденита и повышения комплексности извлечения ценных компонентов из медно-молибденовых руд.

На основании вышеизложенного можно констатировать, что концентрация пенообразователя существенно влияет на дисперсность пузырьковой фазы: при увеличении концентрации средний диаметр пузырьков закономерно снижается. При концентрации 0,1 % пенообразователи Т-92 и ПФ-1304 формируют пузырьки технологически благоприятной крупности: 0,94 и 0,87 мм соответственно.

ПФ-1304 проявляет более высокую поверхностно-активную эффективность, поскольку обеспечивает более мелкодисперсную и однородную пузырьковую фазу при низкой концентрации. В открытых флотационных опытах применение ПФ-1304 при расходе 15 г/т позволило повысить извлечение Cu с 85 до 90 %, а Mo — с 54 до 70 % по сравнению с Т-92 при расходе 40 г/т. Пенообразователь ПФ-1304 рекомендуется принять в качестве перспективного реагента для дальнейших укрупненно-лабораторных и опытно-промышленных испытаний при флотации медно-молибденовых руд АО «Алмалыкский ГМК».

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: Горная книга, 2016. 595 с.
2. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Руда и металлы, 2007. 472 с.
3. Глембоцкий В.А., Классен В.И., Плаксин И.Н. Флотация. М.: Госгортехиздат, 1961.
4. Wills B.A. [et al.] Wills' Mineral Processing Technology. 8th ed. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2016. 512 p.
5. Finch J.A., Dobby G.S. Column Flotation. Oxford: Pergamon Press, 1990. 180 p.
6. Laskowski J.S. Frothers and flotation froth // Minerals Engineering. 1998. V. 11. No.9. P. 849–858.
7. Cho Y.S. [et al.] Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability // International Journal of Mineral Processing. 2002. Vol. 64. P. 69–80.
8. Grau R.A. [et al.] Effect of frothers on bubble size // International Journal of Mineral Processing. 2005. Vol. 76. P. 225–233.

Substantiation of PF-1304 frother application in flotation concentration of copper-molybdenum ores

Pulatov Kh.A., Shakarov T.I., Kabilova F.A.

The influence of T-92 and PF-1304 frothers on bubble size and flotation performance of copper-molybdenum ore was studied. PF-1304 formed a finer and more uniform bubble phase and, at a reduced dosage of 15 g/t, increased copper recovery from 85 to 90% and molybdenum recovery from 54 to 70% compared with T-92 at 40 g/t. The reagent is recommended for further pilot-scale verification.

ОБОСНОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО ТЕМПЕРАТУРНОГО РЕЖИМА СЕЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ МОЛИБДЕНА ИЗ КОЛЛЕКТИВНОГО МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Шакаров Т.И., Пулатов Х.А., Эралиев Д.К.
Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Республика Узбекистан,
e-mail: shakarovtulkin@gmail.com

Исследовано влияние температуры 75-40 °С на селективную флотацию молибдена из коллективного Cu-Mo концентрата МОФ АО «Алмалыкский ГМК». Показано, что снижение температуры после тепловой подготовки повышает содержание Mo в концентратах и уменьшает медную примесь; рациональным по качеству конечного продукта является режим 40 °С.

Селективное разделение молибденита и медных сульфидов является одной из наиболее сложных операций при переработке коллективных медно-молибденовых концентратов. Трудность процесса связана с близостью флотационных свойств сульфидных минералов, остаточной сорбцией аполярных собирателей, изменением окислительно-восстановительных условий пульпы и высокой чувствительностью молибденита к состоянию поверхности. Для условий МОФ АО «Алмалыкский ГМК» задача имеет прикладное значение, поскольку действующая технология селекции молибдена предусматривает повышенную температуру пульпы порядка 80-85 °С. Однако после завершения стадии пропарки дальнейшее поддержание высокой температуры не всегда является необходимым условием роста селективности.

Цель работы - экспериментально оценить влияние последовательного снижения температуры от 75 до 40 °С на качество продуктов основной селективной флотации и перечистных операций при переработке коллективного Cu-Mo концентрата МОФ АО «Алмалыкский ГМК», а также определить рациональный режим по критерию содержания Mo и Cu в конечном молибденовом продукте.

Объектом исследования служил коллективный медно-молибденовый концентрат промышленной схемы МОФ. Лабораторные опыты выполняли на механических флотомашинах при температурах 75, 65, 50 и 40 °С. Для каждого режима

анализировали исходное питание, концентрат и хвосты основной селективной флотации, а также концентраты 1й, 2й и 3ей перечисток (таблица).

Таблица – Основные показатели селективной флотации молибдена при разных температурах

T, °C	Mo в конц. осн. фл., %	Mo в хвостах осн. фл., %	Mo в конц. 3-й пер., %	Cu в конц. 3-й пер., %	Kсел
75	1,42	0,072	18,56	10,30	1,80
65	1,56	0,068	19,92	9,54	2,09
50	1,76	0,054	20,84	8,74	2,38
40	2,06	0,042	21,62	7,56	2,86

Технологическую оценку проводили по содержанию Mo и Cu; дополнительно учитывали Au и Ag. Для сопоставления режимов использовали условный индекс селективности $K_{сел} = w(Mo)/w(Cu)$, характеризующий отношение содержания молибдена к медной примеси в продукте. Полученные результаты показывают направленное улучшение качества молибденовых продуктов при снижении температуры. В концентрате основной флотации содержание Mo возрастает с 1,42 % при 75 °C до 2,06 % при 40 °C, тогда как в хвостах основной флотации содержание Mo уменьшается с 0,072 до 0,042 %. Следовательно, более мягкий температурный режим положительно влияет не только на качество чернового молибденового продукта, но и на снижение потерь молибдена на первой стадии разделения.

Наиболее существенный эффект проявляется в конечном концентрате 3-й перечистки. При снижении температуры с 75 до 40 °C содержание Mo увеличивается с 18,56 до 21,62 %, а содержание Cu уменьшается с 10,30 до 7,56 % (рисунок).

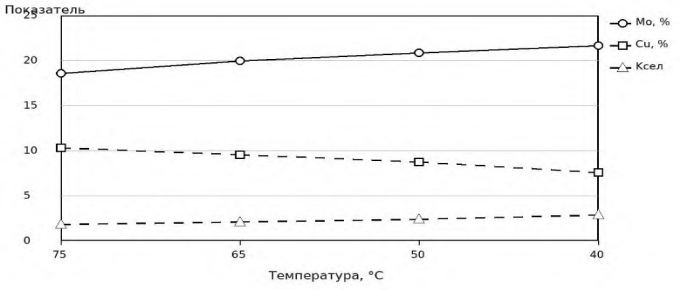


Рисунок – Влияние температуры на качество концентрата 3й перечистки и индекс селективности

Условный индекс селективности возрастает с 1,8 до 2,86, что указывает на более эффективное разделение молибденита и медных сульфидов. Изменения Au и Ag выражены слабее, поэтому температурный фактор в рассматриваемом диапазоне прежде всего управляет селективностью пары Mo-Cu.Физико-химически выявленная закономерность может быть объяснена различием функций стадии пропарки и стадии собственно флотационного разделения. Повышенная температура на этапе предварительной обработки способствует десорбции остаточных реагентов с

поверхности медных сульфидов и повышает эффективность их последующей депрессии. Однако после достижения этого эффекта избыточное сохранение высокой температуры может усиливать окисление и гидроксилирование реакционноспособных кромок молибденита, ухудшая сохранение его природной гидрофобности. Поэтому охлаждение пульпы до 40-50 °С после тепловой подготовки рассматривается как технологический прием, позволяющий сохранить флотируемость MoS_2 при одновременном подавлении медных минералов.

Практическое значение полученных данных заключается в том, что температура может рассматриваться как самостоятельный регулирующий параметр селективной молибденовой флотации наряду с расходом депрессора, подачей аполярного реагента, временем кондиционирования и ионным составом оборотной воды. По критерию качества конечного концентрата рациональным в исследованном диапазоне является режим 40 °С, при котором одновременно достигаются максимальное содержание Mo, минимальная медная примесь и наибольший индекс селективности.

Следует подчеркнуть, что приведенные результаты характеризуют прежде всего качество продуктов, поскольку в исходном массиве отсутствуют выходы продуктов и распределение металлов. Для промышленного внедрения режима необходимо провести опытно-промышленные испытания с расчетом извлечения Mo и Cu, расхода реагентов, теплового баланса, затрат на охлаждение пульпы и ожидаемого технико-экономического эффекта.

Таким образом, снижение температуры селективной флотации после стадии тепловой подготовки является научно обоснованным направлением совершенствования молибденовой селекции на МОФ АО «Алмалыкский ГМК». Наилучшие лабораторные показатели получены при 40 °С: содержание Mo в концентрате 3^{й} перечистки составило 21,62 %, содержание Cu - 7,56 %, $K_{сел}$ - 2,86. Данный режим рекомендуется принять в качестве исходного для последующей опытно-промышленной проверки.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: Горная книга, 2016. 595 с.
2. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Руда и металлы, 2007. 472 с.
3. Park I. [et al.] A review of recent advances in depression techniques for flotation separation of Cu-Mo sulfides // Metals. 2020. Vol. 10. Art. 1269.
4. Yi G. [et al.] Recent progress on research of molybdenite flotation: A review // Advances in Colloid and Interface Science. 2021. Vol. 295. Art. 102466.
5. Tang X. [et al.] Selective flotation separation of molybdenite and chalcopyrite by thermal pretreatment // Colloids and Surfaces A. 2019. Vol. 583. Art. 123958.
6. Yushina T.I. [et al.] Analysis of technological schemes and reagent regimes for copper-molybdenum ores flotation // Non-Ferrous Metals. 2019. No. 1. P. 3-11.

Justification of the rational temperature regime for selective flotation of molybdenum from collective copper-molybdenum concentrate

Shakarov T.I., Pulatov Kh.A., Eraliev D.K.

The effect of 75-40 °C temperature range on selective molybdenum flotation from the bulk Cu-Mo concentrate of Almalyk MMC was studied. Cooling after thermal conditioning improves Mo grade and decreases Cu impurity; 40 °C is the most rational mode according to final concentrate quality.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПО ИЗВЛЕЧЕНИЮ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД МОФ-2 АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Шакаров Т.И., Абдумуродова М.А.
Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Республика Узбекистан,
e-*mail: shakarovtulkin@gmail.com*

Рассмотрена возможность получения железосодержащего концентрата из хвостов флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК» методом мокрой магнитной сепарации с последующей перечисткой. По предварительным лабораторным испытаниям содержание Fe в магнитном продукте достигает 44,6–53,8 %, извлечение Fe – 49,4–55,1 %. Показана технологическая и экономическая целесообразность вовлечения отходов флотации в повторную переработку как техногенного железосодержащего сырья.

Вовлечение техногенных отходов обогащения в повторную переработку является одним из важных направлений повышения комплексности использования минерального сырья [1–3]. На МОФ-2 АО «Алмалыкский ГМК» ежегодно образуется более 3,7 млн т хвостов флотации. При среднем содержании железа около 4 % расчетная масса Fe в отходах составляет порядка 148 тыс. т/год. В настоящее время железосодержащие компоненты из хвостов не извлекаются, а вместе с основной массой отходов направляются в хвостохранилище. Железо в хвостах флотации присутствует преимущественно в виде магнитных и слабомагнитных компонентов: магнетита, гематита, а также примесного металлического железа, связанного с износом мелющих тел и футеровки. Поэтому для предварительного выделения железосодержащей фракции наиболее рациональным является применение мокрой магнитной сепарации, позволяющей отделять магнитные частицы без существенного усложнения действующей водно-шламовой схемы [4, 5].

Цель работы состоит в обосновании технологической возможности извлечения железосодержащих компонентов из хвостов флотации МОФ-2 на основе мокрой магнитной сепарации и определении предварительных показателей качества магнитного продукта, извлечения Fe и потенциального экономического эффекта.

Методика исследования включала отбор и подготовку проб хвостов флотации

МОФ-2, определение содержания железа методом рентгенофлуоресцентного анализа, проведение мокрой магнитной сепарации, перечистку магнитного продукта и оценку металлургической пригодности полученного концентрата. В качестве ключевых критериев использовали содержание Fe в исходном материале, выход магнитного продукта, содержание Fe в концентрате и извлечение Fe.

Лабораторные опыты показали - хвосты флотации МОФ-2 можно рассматривать как перспективное техногенное сырье для получения железосодержащего магнитного продукта. Несмотря на сравнительно низкое содержание Fe в исходной массе, магнитная сепарация обеспечивает существенное концентрирование железа: содержание Fe в концентрате по отдельным пробам увеличивается до 44,6–53,8 % при извлечении 49,4–55,1 % (таблица 1, рисунки 1 и 2).

Таблица 1 – Результаты предварительных лабораторных испытаний мокрой магнитной сепарации

№ пробы	Fe в исходном материале, %	Выход магнитного продукта, %	Fe в концентрате, %	Извлечение Fe, %
1	3.7	4.1	44.6	49.4
2	3.9	4.3	45.8	50.5
3	5.1	5.8	48.2	54.8
4	4.6	5.3	53.8	55.1

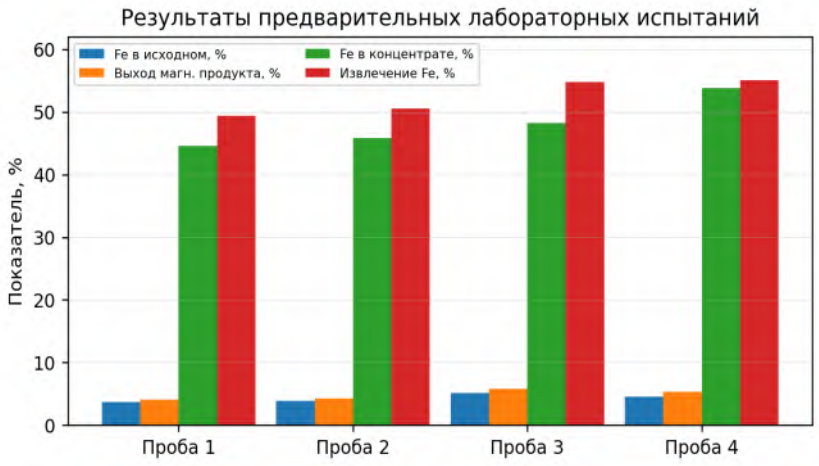


Рисунок 1 – Сравнение показателей магнитной сепарации по пробам хвостов флотации



Рисунок 2 – Образец полученного железного сплава

Полученные данные показывают, что увеличение содержания Fe в исходной пробе в целом сопровождается ростом выхода магнитного продукта и повышением

извлечения железа. Наиболее высокое качество концентрата получено по пробе 4: содержание Fe составило 53,8 % при извлечении 55,1 %.

Такой результат указывает на необходимость дальнейшей оптимизации напряженности магнитного поля, плотности пульпы, скорости прохождения материала через рабочую зону и числа перечистных операций. Подтверждением практической применимости концентрата является получение в лабораторных условиях железного сплава с содержанием Fe более 98 %, что не означает завершенности промышленной технологии, но показывает принципиальную возможность использования выделенного магнитного продукта как сырья для черной металлургии после доводки, агломерации или иной подготовки к плавке.

Экономические оценки следует рассматривать как предварительные, поскольку они характеризуют валовую потенциальную стоимость железосодержащего продукта без учета капитальных и эксплуатационных затрат, потерь при доводке, логистики, сушки, агломерации и металлургической переработки. Вместе с тем даже при минимальном расчетном извлечении Fe 25 % ресурсный потенциал хвостов МОФ-2 составляет ~37 тыс. т Fe в год, что подтверждает актуальность опытно-промышленной проверки технологии (таблица 2, рисунок 3).

Таблица 2 – Расчетный ресурсный и экономический потенциал извлечения Fe

Объект	Q, млн т/год	Fe, %	Масса Fe, т/год	Fe при 25% извлеч., т/год	Цена, сум/т	Потенциальная сумма	
						тыс. сум/год	тыс. $/год
МОФ-2	3,7	4,0	148 000	37 000	3 000 000	111 000 000	9 060
АГМК, суммарно	103,7	4,0	4 148 000	1 037 000	3 000 000	3 111 000 000	253 959

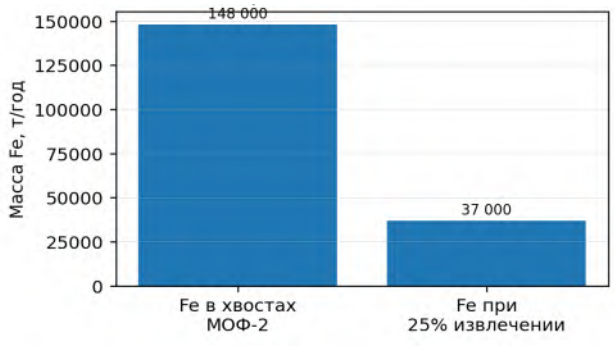


Рисунок 3 – Расчетный потенциал извлечения железа из хвостов флотации МОФ-2

Предварительные испытания мокрой магнитной сепарации показали возможность получения магнитного продукта с содержанием Fe 44,6–53,8 % при извлечении железа 49,4–55,1 %.

Таким образом, хвосты флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 являются перспективным техногенным железосодержащим сырьем: при среднем содержании Fe ~4 % расчетная масса железа в хвостах составляет порядка 148 тыс. т/год (рисунок 3).

Лабораторная выплавка железного сплава с содержанием Fe более 98 %

подтверждает принципиальную металлургическую пригодность полученного концентрата после соответствующей доводки.Для промышленного внедрения необходимо выполнить полупромышленные испытания, уточнить режим магнитного поля, схему перечистки, водно-шламовый режим, затраты на обезвоживание и реальный технико-экономический эффект.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. М.: Недра, 1983.
2. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Руда и металлы, 2007. 472 с.
3. Wills B.A., Finch J.A. Wills' Mineral Processing Technology. 8th ed. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2016.
4. Свобода Я. Магнитные методы обогащения минерального сырья. М.: Недра, 1986.
5. Svoboda J. Magnetic Techniques for the Treatment of Materials. Dordrecht: Springer, 2004.

Research on the extraction of iron-containing components from flotation waste of copper-molybdenum ores MOF-2 JSC "Almalyk MMC"

Shakarov T.I., Abdumurodova M.A.

The paper examines the possibility of obtaining iron-containing concentrate from the flotation tailings of copper-molybdenum ores MOF-2 of Almalyk MMC JSC using the method of wet magnetic separation with subsequent cleaning. According to preliminary laboratory tests, the Fe content in the magnetic product reaches 44.6–53.8 %, Fe extraction is 49.4–55.1 %. The technological and economic feasibility of involving flotation waste in recycling as a technogenic iron-containing raw material is shown.

ПРИМЕНЕНИЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ В РЕШЕНИИ ВОПРОСА ПОВЫШЕНИЯ СЕЛЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Дегодя Е.Ю.[1], Медяник Н.Л.[1], Шадрунова И.В.[2], Гмызина Н.В.[1], Карелина Ю.А.[1]

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

[2] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация,

e-mail: magur@mail.ru, chem@magtu.ru, shadrunova_@mail.ru, gmnat1307@mail.ru

Установлены квантово-химические закономерности селективной адсорбции собирателей на кальцийсодержащих минералах на основе дескрипторов их реакционной способности. Обосновано избирательное действие реагента FC по отношению к флюориту в сравнении с неселективной олеиновой кислотой.

Труднообогатимость флюоритовых руд, связанная, прежде всего, с близкими свойствами кальцийсодержащих минералов, требует исследований в рамках прогнозной оценки особенностей кристаллических решеток кальцита и флюорита.

Исследованные кристаллические структуры флюорита и кальцита путем молекулярно-динамического моделирования доказывают близкие свойства флюорита и кальцита. Выявленные одинаковые хемосорбционные центры у флюорита и кальцита – катионы Ca^{2+}, подтверждают их способность не только с аналогичной активностью взаимодействовать с реакционными центрами молекул флотационных реагентов, но и установлено, что концентрация электронов вблизи уровня Ферми у флюорита значительно ниже, чем у кальцита. Проведенный сравнительный анализ распределения зарядов по Малликену для поверхностных атомов кальцита и флюорита показывает, что на d-орбиталях атомов *Ca* на поверхности кальцита и флюорита присутствуют электроны. Общий заряд атомов *Ca* на поверхности кальцита составляет 1.45 е, на поверхности флюорита – 1.41 е. Поскольку заряд атомов *Ca* на поверхности кальцита больше, чем на поверхности флюорита, считается, что поверхностные атомы *Ca* в кальците обладают большим положительным зарядом, что повышает вероятность их взаимодействия с молекулами реагентов. Атомы *O* на поверхности кальцита имеют отрицательный заряд, равный -0.75 е, который преимущественно локализован на p-орбиталях. Атомы *F* на поверхности флюорита имеют заряд, равный -0.71 е, также сосредоточенный на p-орбиталях. Значения отрицательного заряда *O* на флюорите несколько ниже чем на кальците, что указывает на его меньшую реакционную способность.

В элементарной ячейке кальцита электронная заселенность по Малликену для связей *C–O* составляет -0.83 и -0.84, для связи *O–O* -0.21, а для связи *Ca–O* -0.11. Среди них наибольшая заселенность наблюдается для связей *C–O*, что указывает на сильное ковалентное взаимодействие. Ковалентный характер связи Ca–O отсутствует, а отрицательное значение заселенности для связи O–O, равное -0.21 означает, что эта связь соответствует антисвязывающей орбитали и характеризуется слабым взаимодействием.

Во флюорите электронная заселенность по Малликену для связи *Ca–F* составляет -0.08, а для связи *F–F* -0.03. Из чего следует, что характер связи *Ca–F* слабый, причём значительно слабее по сравнению со связью *Ca–O* в кальците. Кроме того, отрицательные значения заселенностей для связей *F–F* и *O–O* (-0.03 и -0.21 соответственно) подтверждают их антисвязывающую природу. Таким образом, среди изученных минералов ковалентный характер связи наблюдается для связи *O–O* – (-0,21) в кальците, за которой следует ионная связь *Ca–O,* а в молекуле флюорита более слабая связь *F–F* (-0,03) предшествует ионной связи *Ca–F.*

Таким образом, исследованные кристаллические структуры флюорита и кальцита путем молекулярно-динамического моделирования доказывают близкие свойства флюорита и кальцита и сложность их разделения при флотации традиционными собирателями – олеиновой кислотой и олеатом натрия. Олеиновая кислота интенсивно

гидрофобизирует поверхность как флюорита, так и кальцита благодаря олеат–иону, образующему труднорастворимые соединения с катионами поверхности кальцийсодержащих минералов путем химической адсорбции. При этом минералы по-разному реагируют на количество собирателя. Флюорит достигает максимальной флотируемости в строго определенном диапазоне концентраций, после которого ее рост прекращается. Кальцит же продолжает усиливать флотационную активность при более высоких концентрациях. Это указывает не только на низкую селективность олеиновой кислоты по отношению к минералам «флюорит ↔ кальцит» и её выраженную активность к гидрофобизации кальцита при повышенных концентрациях, но и в тоже время доказывает близкие свойства данных минералов. В результате полученных результатов, доказывающих низкую избирательность действия олеиновой кислоты по отношению к флюориту и кальциту определено, что требуется предварительная дезактивация кальцита в начале технологического цикла и применение реагента-собирателя, содержащего в своем составе молекулы селективно хемоадсорбирующиеся на поверхности флюорита.

В качестве селективно-действующего собирателя для флотации флюорита изучен реагент FC. Для объяснения прочности и характера адсорбции исследуемых реагентов-собирателей и сопоставления их способности взаимодействовать с поверхностью флюорита и кальцита произведены расчеты энергий высшей занятой орбитали (E_{HOMO}) и низшей свободной орбитали (E_{LUMO}). С помощью квантово – химического моделирования системы «реагент – минерал» рассчитанные энергии граничных орбиталей позволили определить химический потенциал (χ), абсолютную жесткость (η), глобальную электрофильность, глобальную нуклеофильность (далее основные показатели), тем самым осуществить прогнозирование практической эффективности и селективности изучаемых реагентов. Совместный анализ рассчитанных параметров позволяет оценить предпочтительность взаимодействия изучаемых реагентов с активными центрами минеральной поверхности кальцийсодержащих минералов и объяснить наблюдаемую селективность адсорбции.

Анализ граничных молекулярных орбиталей и рассчитанных показателей реакционной способности позволяет детально раскрыть природу селективности реагента FC по отношению к флюориту в сравнении с традиционной олеиновой кислотой (таблица 1). Фундаментальное различие механизмов их действия на атомном уровне наглядно иллюстрируется направленностью и величиной параметра переноса заряда. Положительное значение данного показателя фиксируется исключительно в гетерогенной системе «Флюорит – Реагент FC», что строго доказывает протекание электронного потока от минеральной поверхности к собирателю, где реагент выступает в роли акцептора, а флюорит – в роли донора электронов.

Таблица 1 – Результаты расчетов основных показателей системы «реагент – минерал»

Показатели	Кальцит	Флюорит	Олеиновая кислота	Реагент FC
E_{HOMO}, эВ	-4,589	-7,415	-6,479	-8,261
E_{LUMO}, эВ	-3,779	0,657	0,424	0,541
η, эВ	0,81	8,072	6,903	8,802
S, эВ	1,2346	0,1239	0,14486	0,1136
χ, эВ	4,184	3,379	3,0275	3,86
I_E, эВ	10,806	0,7072	0,6639	0,8464
ΔN, эВ				
Кальцит - Олеиновая кислота			Кальцит - FC	
-0,14994			-0,03371	
Флюорит - Олеиновая кислота			Флюорит - FC	
-0,02347			0,028505	

В то же время в системе «Кальцит – Реагент FC» значение переноса заряда приближается к нулю, указывая на отсутствие энергетического сродства и блокировку процессов хемосорбции, что и предопределяет инертность нового собирателя по отношению к кальциту. Напротив, олеиновая кислота характеризуется отрицательными значениями параметра переноса заряда как для кальцита, так и для флюорита, подтверждая свою известную технологическую неселективность, вызванную одновременным сорбционным сродством к катионам кальция обоих сопутствующих минералов.

Дополнительное теоретическое обоснование избирательного действия изучаемых собирателей дает сопоставление их энергетических параметров в рамках концепции жестких и мягких кислот и оснований (ЖМКО). Поверхностные катионы кальция в кристаллической решетке флюорита характеризуются высоким значением абсолютной жесткости и минимальной мягкостью электронных оболочек, что обусловлено преимущественно ионным характером связи и сильным экранирующим эффектом фторид-ионов.

Поскольку синтезированный реагент FC обладает существенно более высокой жесткостью по сравнению с олеиновой кислотой, его электростатическое и координационное взаимодействие с центрами адсорбции флюорита оказывается термодинамически наиболее предпочтительным. Локализация высшей занятой молекулярной орбитали реагента FC в области более низких энергий также свидетельствует о повышенной стабильности его молекулярной структуры, требующей для инициации химической связи координационно-ненасыщенных центров с высокой плотностью положительного заряда, какими и выступают поверхностные катионы кальция флюорита.

В результате комплементарность электронных и жесткостных характеристик флюорита и реагента FC обеспечивает высокую селективность адсорбции последнего,

открывая перспективы для эффективного разделения данных кальцийсодержащих минералов.

Таким образом, установлено, что контрастность флотационного разделения между флюоритом и кальцитом практически отсутствует и может быть достигнута подбором современных флотационных реагентов с заранее заданными свойствами, определёнными молекулярно-динамическими расчётами реакционной способности извлекаемого ценного минерала флюорита. Показан научно обоснованный подход к предварительному изысканию реагентов – собирателей путем молекулярного моделирования для флотации труднообогатимых флюоритовых руд, позволяющий сократить объем дорогостоящих и длительных экспериментальных исследований.

Application of molecular modeling to improve the selectivity of fluorite ore flotation

Degodya E.Yu., Medyanik N.L., Shadrunova I.V., Gmyzina N.V., Karelina Yu.A.

Quantum-chemical principles governing the selective adsorption of collectors on calcium-containing minerals were established based on their reactivity descriptors. The selective action of the FC reagent on fluorite was substantiated compared to non-selective oleic acid.

ОБ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СУЛЬФАТА ЦИНКА ТЕХНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА АО «ЧЕЛЯБИНСКИЙ ЦИНКОВЫЙ ЗАВОД» В КАЧЕСТВЕ РЕАГЕНТА ДЕПРЕССОРА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

Алгебраистова Н.К.[1], Чухно И.В.[2], Русаков А.С.[3] , Гольсман Д.А.[1], Плотникова А.А.[1], Плотников И.С.[1]

[1] ФГАОУ ВО «Сибирский Федеральный Университет», г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: algebraistova@mail.ru*
[2] АО «Челябинский цинковый завод», г. Челябинск, Российская Федерация,
[3] ООО «Горевский горно-обогатительный комбинат», Красноярский край, п. Новоангарск, Российская Федерация,

Представлена предварительная сравнительная технологическая оценка сульфата цинка технического ($ZnSO_4$) производства АО «Челябинский цинковый завод» с цинковым купоросом, используемым на фабрике. Лабораторными тестами показана перспективность представленного реагента а опытно-промышленными испытаниями на одной из секций фабрики подтверждена его эффективность: за время испытаний на всех этапах критерий Ханкока-Люйкена составил от 68,22 до 73,33 % для свинцового концентрата, что на 8,5–14,9 % выше показателя эффективности фабричного режима.

Объектом исследования является Pb-Zn руда текущей добычи одного из месторождений Красноярского края. Цель работы – определить технологические показатели обогащения, которые можно достичь при использовании сульфата цинка

($ZnSO_4$) технического производства АО «Челябинского цинкового завода», оценить его перспективность применения в качестве реагента депрессора на сфалерит.

Экспериментальные лабораторные исследования проводились на базе кафедры обогащения полезных ископаемых Сибирского федерального университета, опытно-промышленные испытания (ОПИ) на одной из секций фабрики. При выполнении исследований применялись технологические, математические и специальные методы исследований.

Схема флотации прямая селективная, продолжительность снятия пенного продукта соответствовала режиму моделирующей схемы действующего предприятия. На этом этапе исследований за функцию отклика принят показатель «селективность процесса» – суммарное извлечение свинца и цинка в одноимённые циклы. Поисковые исследования выполнялась с использованием классического метода, а оптимизация реагентного режима - статистическим методом планирования экспериментов-Бокса-Уилсона.

Анализ химического состава продуктов флотационного обогащения проводился в лаборатории биогеохимии экосистем Сибирского федерального университета. Использовался рентгенофлуоресцентный анализатор Vanta M, производства США, "Olympus Scientific Solutions Americas Corp." Градуировка аппарата выполнялась по стандартным образцам и продуктам обогащения обогатительной фабрики.

Для тестирования был предоставлен образец цинкового купороса в твёрдом, кристаллическом виде. Поисковые опыты выполняли, в двух параллелях. В таблице представлены статистически обработанные технологические показатели.

Таблица – Технологические показатели обогащения, полученные при использовании реагента с АО «ЧЦЗ»

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия/ Селективность
		Pb	Zn	Pb	Zn	
Pb к-т	20,535	23,32	12,51	75,28	57,58	Режим фабрики/ 106,14
Пр.продукт 1	3,4	5,61	4,59	3,00	3,5	
Zn к-т	6,29	5,03	18,.45	4,98	26,02	
Пр.продукт 2	2,175	4,24	3,77	1,45	1,84	
Хвосты	67,6	1,44	0,73	15,29	11,06	
Исх. руда	100	6,36	4,46	100,0	100,0	
Pb к-т	20,05	23,78	12,33	74,63	54,11	Реагент с АО «ЧЦЗ»/ 110,64
Пр.продукт 1	3,03	6,03	4,95	2,86	3,28	
Zn к-т	7,53	5,27	19,1	6,21	31,47	
Пр.продукт 2	2,21	3,96	3,47	1,37	1,68	
Хвосты	67,18	1,42	0,64	14,93	9,46	
Исх. руда	100,0	6,39	4,57	100,0	100,0	

При обработке данных селективность рассчитывалась как сумма извлечений металлов в одноимённые концентраты по циклам (Pb в свинцовый концентрат, Zn - в цинковый). Выхода и извлечения – как среднеарифметические значения, полученные в параллелях. Полученные результаты показали перспективность исследуемого образца: селективность с цинковым купоросом фабрики составила 106,14 %, с исследуемым образцом – 110,64 %.

Учитывая, что для исследований использовали фабричный семи-водный реагент, а представленный для тестирования – безводный, была поставлена серия опытов на их расход, с учётов молярной массы реагентов. Диапазон расхода цинкового купороса изменяли от ~160 до 508 г/т.

Определено, что расход исследуемых купоросов влияет как на извлечение цинка, так и на извлечение свинца в одноимённые циклы. В целом, представленный образец цинкового купороса и фабричный, при изменении в исследуемом диапазоне их расходов, обеспечивают эквивалентные тренды изменений в технологических показателях обогащения.

Для окончательных выводов об эффективности предлагаемого реагента была выполнена оптимизация реагентного режима: как гидрофилизирующих реагентов (сочетание цинкового купороса, сульфида натрия, извести) так и активатора сфалерита (медный купорос) с использованием статистического метода планирования эксперимента – метода крутого восхождения к оптимуму.

Базовые значения факторов были приняты:

X10 – расход Na_2S – 34 г/т;

X20 – расход $ZnSO_4$ – 285 г/т;

X30 – расход $CuSO_4$ – 420 г/т;

X40 – расход CaO – 2,6 кг/т.

Реализована матрица. Технологические показатели при реализации матриц свидетельствуют, что значения извлечения свинца в свинцовый концентрат варьируются от 71,8 до ~75 %, цинка в цинковый концентрат от 27,75 до ~37 % при использовании безводного цинкового купороса. Если применять фабричный реагент, эти показатели составляют: от 73 до ~77 % и от 23,7 до ~31 % соответственно. Определена значимость коэффициентов регрессии, составлено уравнение регрессии, модель проверена на адекватность. Реализация тестов на линии крутого восхождения подтвердила эффективность реагента сульфата цинка технического ($ZnSO_4$) производства АО «Челябинский цинковый завод»: суммарное извлечение свинца и цинка в одноимённые продукты на 5,6 % выше, в сравнении с реагентом, который используется в настоящий момент на фабрике. Был сделан вывод о целесообразности тестирования его в условиях фабрики и были проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) на одной из секций фабрики продолжительностью ~2-х месяцев.

За время ОПИ на всех этапах эффективность обогащения (критерий Ханкока-Люйкена) составила от 68,22 до 73,33 % для свинцового концентрата, что на 8,5–14,9 % выше показателя эффективности фабричного режима.

На протяжении опытно-промышленных испытаний наблюдались отклонения ситовых характеристик продуктов измельчения и содержание твёрдого в операциях флотации от регламентных значений.

Учитывая это, для накопления репрезентативных данных, рекомендуется продолжить опытно-промышленных испытаний реагента производства АО «Челябинский цинковый завод» в условиях обогатительной фабрики при переработке свинцово – цинковой руды текущей добычи.

The effectiveness of using zinc sulfate produced by Chelyabinsk Zinc Plant JSC as a depressant reagent in the beneficiation of lead-zinc ores

Algebraistova N.K., Chukhno I.V., Rusakov A.S.,Golsman D.A., Plotnikova A.A., Plotnikov I.S.

A preliminary comparative technological assessment of technical zinc sulfate (ZnSO4) produced by Chelyabinsk Zinc Plant JSC is presented, compared to zinc sulfate used at the plant. Laboratory tests demonstrated the potential of this reagent, and pilot tests in one of the plant's sections confirmed its effectiveness: during testing at all stages, the Hancock-Luycken criterion for lead concentrate ranged from 68.22% to 73.33%, which is 8.5% to 14.9% higher than the plant's operating efficiency.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ МЕХАНОАКТИВАЦИИ НА СЕЛЕКТИВНОСТЬ ЦИНКОВОЙ ФЛОТАЦИИ

Арабаджи Я.Н.[1], Бондарь С.Г.[2], Орехова Н.Н.[3]

[1] Уральская горно-металлургическая компания, г. Верхняя Пышма, Российская Федерация, *e-mail: yana_arabadzhi@mail.ru*

[2] ООО «БФК-инжиниринг», Москва, Российская Федерация, *e-mail: sggritsay@gmail.com*

[3] ФГБОУ ВО Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова, г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: n_orechova@mail.ru*

Ключевой проблемой флотационной технологии получения высококачественного цинкового концентрата является низкая избирательность разделения сфалерита и пирита из-за которой концентрат загрязняется железом. Известно, что механоактивация обеспечивает направленную модификацию поверхности минералов, снижает затраты на реагенты и позволяет получать кондиционные концентраты при переработке труднообогатимого сырья. Проведенные лабораторные исследования позволили определить оптимальный режим работы механоактиватора, необходимое количество циркуляционных оборотов, частоту работы двигателя насоса, расход воздуха и выбрать точку его эффективного применения при флотации труднообогатимого сырья. Опытно-промышленные испытания в условиях действующего производства без существенной реконструкции технологической схемы позволили определить перспективность данной технологии.

В условиях сокращения запасов богатых и легкообогатимых руд возрастают требования к качеству цинковых концентратов, в том числе по содержанию SiO_2, железа, мышьяка и др. Повышение качества концентратов позволяет эффективнее использовать сырьё, сокращая объёмы отходов и снижая нагрузку на окружающую среду. Ключевой проблемой флотационной технологии получения высококачественного цинкового концентрата является низкая избирательность разделения сфалерита и пирита из-за которой концентрат загрязняется железом. Повышение селективности разделения сфалерита и пирита достигается за счёт реализации различных технологических решений, направленных на дифференциацию поверхностных свойств минералов:

– оптимизация реагентного режима, в том числе применение депрессоров;
– корректировка pH среды и ионного состава пульпы;
– аэрация пульпы; тепловое кондиционирование и пр.

Механоактивация является эффективным инструментом повышения селективности флотации и качественно-количественных показателей переработки сырья. Она обеспечивает направленную модификацию поверхности минералов, снижает затраты на реагенты и позволяет получать кондиционные концентраты при переработке труднообогатимого сырья.

Проведенные лабораторные исследования по определению оптимальных режимов работы механоактиватора с изменением количества циркуляционных оборотов, частоты работы двигателя насоса, расхода воздуха и выбора точки его эффективного применения позволили констатировать перспективность данной технологии для переработки тонковкрапленной полиметаллической руды одного из месторождений Алтайского края.

При этом, в лабораторных условиях сложно воспроизвести все особенности промышленного производства, такие как стабильность подачи пульпы, равномерность перемешивания, влияние колебаний состава исходной руды и др. Опытно-промышленные испытания показывают насколько технология устойчива к подобным вариациям. Кроме того, такой подход позволяет выявить скрытые проблемы, а также оценить потенциальные риски и резервы по повышению эффективности разработанных технологических решений.

В связи с этим для оценки эффективности промышленного применения механоактиватора при обработке питания цинк-пиритной флотации (хвостов медно-свинцового цикла) проведены опытно-промышленные испытания в условиях действующего производства без существенной реконструкции технологической схемы.

Результаты промышленного тестирования механоактиватора РББ-2-600, представляющего собой устройство интенсивной гидродинамической обработки пульпы, указывает на интенсификацию кинетики флотации сфалерита, обеспечивая тем самым повышение извлечения цинка в концентрат не менее чем на 2 % без снижения качества товарного концентрата.

The effect of hydrodynamic cavitation on zinc flotation selectivity

Arabadzhi Ya.N., Bondar S.G., Orekhova N.N.

The key challenge in the flotation of zinc ores for obtaining a high-grade zinc concentrate is poor selectivity against sphalerite and pyrite resulting in iron contamination of final concentrate. Hydrodynamic cavitation is known to specifically modify a mineral surface, to reduce reagent consumption and to enable production of prime concentrate from refractory ores. The laboratory studies were conducted to determine the optimal operating modes for a hydrodynamic activation device including the recycle rate, pump motor rotation speed, air consumption and to identify the optimal connection point for the device with the refractory ore flotation circuit. The pilot-scale tests at the operating concentrator conducted without significant change in the process flowsheet demonstrated the potential of the technology.

ИЗМЕНЕНИЕ ПОВЕРХНОСТНЫХ СВОЙСТВ ПИРРОТИНА ПРИ ПРИМЕНЕНИИ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА

Синьков И.С.[1], Морозов Ю.П.[2]

[1] АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: Sinkov_IS@umbr.ru*
[2] ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет»
г. Екатеринбург, Российская Федерация,

В данной статье рассмотрено, какое влияние оказывает пероксид водорода на изменение гидрофобно-гидрофильных свойств пирротина, в частности на способность к смачиванию данного минерала водой. Определено, что применение пероксида водорода приводит к повышению гидрофильных свойств данного сульфида железа, что указывает на снижение его флотационной активности.

Современные методы флотационного обогащения медно-цинковых руд характеризуется высокой чувствительностью к минеральному составу сырья, в частности к содержанию сульфидов железа. Присутствие в руде пирита и пирротина зачастую приводит к снижению селективности извлечения целевых металлов в концентраты, что в последствии не позволяет получить их требуемое качество. Так в работе [1] показано, что получение качественных концентратов становится невыполнимой задачей при содержании пирротина в руде на уровне 20-25 %. В связи с этим рассмотрение режимов флотационного обогащения, предусматривающих депрессию пирротина и повышение технологических показателей является актуальной задачей. Нами в качестве подавителя флотации пирротина рассмотрен пероксид водорода: изучено влияние данного реагента на изменение смачиваемости штуфного образца пирротина из сплошной медно-цинковой руды. На рисунке 1 приведена структурная схема установки для определения краевых углов смачивания минералов. Графические изображения капель воды на образце до и после обработки пероксидом водорода приведены на рисунке 2.

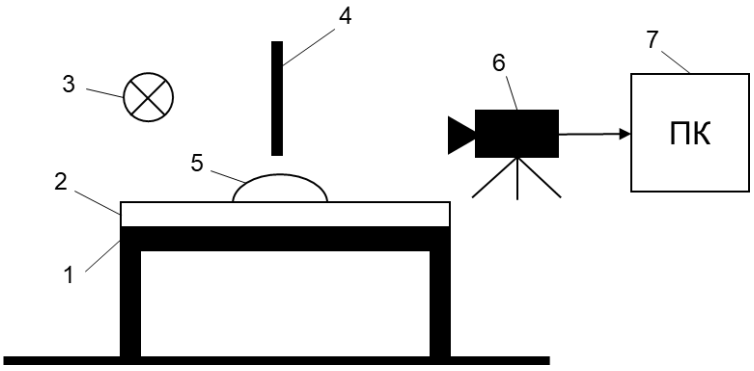


Рисунок 1 – Структурная схема системы определения краевого угла смачивания

установка состоит из предметного столика (1), исследуемого образца минерала (2), источника искусственного освещения (3), устройства формирования капли (4), капли воды (5), фотокамеры с оптическим объективом (6) и устройства для обработки данных (7)

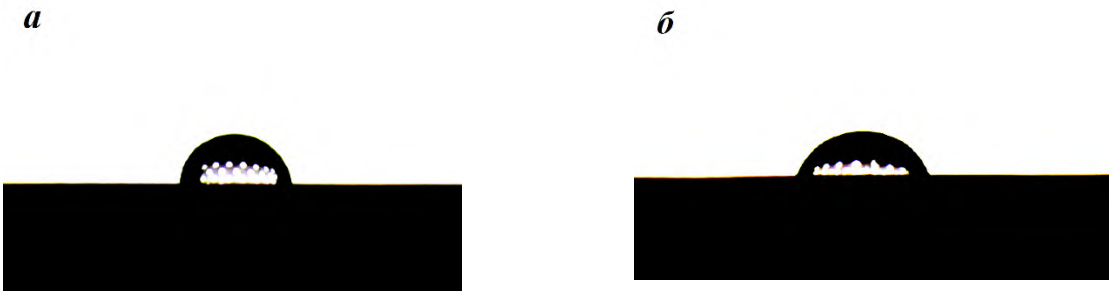


Рисунок 2 – Графические изображения капли воды на штуфном образце пирротина до обработки реагентом (а) и после обработки (б)

После получения фотографий капли с помощью программы для обработки изображений ImageJ были определены ее геометрические параметры, а именно длина основания и высота. После измерений данных параметров производился расчет краевых углов смачивания по следующей формуле:

$$\theta = 2 \cdot tan^{-1} \frac{h}{d/2} \cdot \frac{180}{\pi}, \text{ град.}, \quad (1)$$

где h – высота капли, у. е., d – диаметр основания капли, у.е.

Для оценки погрешности полученных расчетных значений краевых углов смачивания были использованы следующие формулы [2]:

- Стандартное отклонение:

$$S_Y = \sqrt{\left[\sum_{i=1}^{N} (Y_i - \bar{Y})^2\right] / (N-1)}, \quad (2)$$

где Y_i – результат, полученный в i-ом опыте; N – число опытов; $\bar{Y}$ – среднее арифметическое результатов N опытов;

- Дисперсия:

$$S_Y^2=\left[\sum_{i=1}^{N}(Y_i-\bar{Y})^2\right]/(N-1); \quad (3)$$

- Погрешность воспроизводимости:

$$S_{B\bar{Y}_i}=\sqrt{\left[\sum_{i=1}^{N}(Y_i-\bar{Y})^2\right]/(n-1)}, \quad (4)$$

где Y_i – результат *i*-го опыта,

$\bar{Y}$ – среднее значение результатов *n* параллельных опытов, *n* – число параллельных опытов;

- Ошибка среднего:

$$\Delta\bar{Y}=t_{ст}\cdot\frac{S_{B\bar{Y}_i}}{\sqrt{n}}, \quad (5)$$

где $t_{ст}$ – критерий Стьюдента.

Результаты расчетов приведены в таблице.

Таблица – Результаты расчетов краевых углов смачивания пирротина

Показатель	Без H_2O_2	H_2O_2
$\theta_{ср}$, град.	82,32	69,94
S_Y, град.	1,88	2,39
S_Y^2, град.^{2}	3,55	5,73
$S_{B\bar{Y}_i}$, град.	0,42	0,60
$\Delta\bar{Y}$, град.	0,89	1,28

В результате расчетов наблюдается снижение краевого угла смачивания при применении пероксида водорода, что свидетельствует о повышении гидрофильных свойств пирротина, в связи с чем происходит снижение его флотационной активности.

Использование пероксида водорода было рассмотрено при обогащении медно-цинковой пирротинсодержащей руды глубоких горизонтов [3] с содержанием Cu 1,21 % и Zn 3,3 %. Основными рудными минералами являются пирротин гексагональный (26 %), пирротин моноклинный (6 %), пирит (11 %), халькопирит (3 %) и сфалерит (4 %). Основными породными минералами являются кварц, полевой шпат, слюда и группа амфиболов (суммарное содержание 50 %).

Проведение флотационных опытов с применением пероксида водорода в качестве депрессора пирротина позволило повысить технологические показатели как медного, так и цинкового концентрата. Были получены медный концентрат с содержанием меди 19,33 % при ее извлечении 76,05 % (+5,16 % к базовому фабричному режиму) и цинковый концентрат с содержанием цинка 50,14 % (+4,84 % к базовому фабричному

режиму) при его извлечении 65,8 % (+29,53 % к базовому фабричному режиму).

Таким образом установлено, что применение пероксида водорода в качестве депрессора пирротина позволяет повысить гидрофильные свойства данного минерала, что приводит к снижению его флотационной активности и, как следствие, к повышению технологических показателей обогащения.

Список использованных источников

1. Паньшин А.М. и др. Применение пневматических флотомашин серии КФМ при обогащении упорных медно-цинковых, медных руд и цинковых кеков // Цветные металлы. 2013. – № 11. – С. 22–29.
2. Козин В.З., Пелевин А.Е. Теория инженерного эксперимента: учебное пособие – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. – 2013. – 166 с.
3. Способ обогащения пирротинсодержащих руд: пат. 2821628 РФ: МПК B 03 B 7/00, B 03 B 1/02 / Гарифулин И.Ф., Дресвянкина Т.П., Мамонов С.В. и др.; патентообладатель АО «Уралмеханобр». - №2023122994; заявл. 04.09.2023; опубл. 25.06.2024. Бюл. №18.

Changes in the surface properties of pyrrhotite with the use of hydrogen peroxide

Sinkov I.S., Morozov Y.P.

This article discusses the effect of hydrogen peroxide on changes in the hydrophobic-hydrophilic properties of pyrrhotite, in particular on the ability to wet this mineral with water. It is determined that the use of hydrogen peroxide leads to an increase in the hydrophilic properties of this iron sulfide, which indicates a decrease in its flotation activity.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ АНИОННЫХ ПОЛИМЕРОВ НА СОСТОЯНИЕ ПУЛЬПЫ В ПРОЦЕССЕ СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ

Киселёва А.В.

АО «Механобр инжиниринг» Россия, г. Санкт-Петербург, e-*mail: koval.av@mekhanobr.com*

В работе приведены результаты опытов по изучению влияния реагентов на основе (со)полимеров органических кислот и их солей разной концентрации на скорость осаждения частиц пробы золото-медно-магнетитовой руды. Определено воздействие данных реагентов на минеральную фазу в процессе сульфидной флотации.

Анионные полимеры находят широкое применение и выполняют функции депрессоров, диспергаторов, комплексообразователей, суперпластификаторов. Ранее авторами в работе [1] было рассмотрено депрессирующее действие ряда анионных (со)полимеров органических кислот и их солей разной средней молекулярной массы (ММ) на флотоактивные силикаты и минералы меди в составе золото-медно-магнетитовой руды. В работах [2-7] рассматривается действие аналогичных реагентов в качестве ингибиторов и диспергаторов. Отмечено, что полиакрилаты могут

выступать альтернативным вариантом в качестве эффективных ингибиторов солеотложений и коррозии, а механизм действия полимеров заключается не только в блокировке микрозародышей, но и во флокулирующем их действии, за счет присутствия в их составе длинноцепочечного углеводородного радикала, оказывающего влияние на уменьшение скорости роста кристаллов.

Считается, что средние ММ полимерных депрессоров составляют от 15 000 до 150 000 а.е.м., в то время как у полимерных флокулянтов должно быть порядка 10^6 а.е.м., причем все высокомолекулярные флокулянты являются депрессорами, но не все полимерные депрессоры являются флокулянтами [8, 9]. Целью данной работы является определение влияния ММ и концентрации испытанных полимеров в работе [1] на скорость осаждения частиц для оценки диспергирующего или флокулирующего действия в процессе флотации. С помощью метода статического сгущения в цилиндрах и оценки скоростей осаждения оценено действие реагентов в процессе флотации.

Исследования проводились на пробе золото-медно-магнетитовой руды. Основная доля пробы представлена магнетитом (27,6 %), пироксенами (18,9 %) и карбонатами (9,2 %) – характерными минералами для скарнов. Помимо магнетита в группу рудных минералов входят халькопирит (1,5 %) и пирит (2,4 %). На минералы группы слоистых алюмосиликатов (глинисто-слюдистые минералы, хлорит, тальк, серпентин) приходится 24,2 % общей массы. Также отмечается наличие в пробе амфиболов, полевых шпатов, кварца, граната и эпидота.

Для определения флокулирующего действия рассмотрен тот же ряд реагентов с различной молекулярной массой, для которого определялось депрессирующее действие (таблица 1).

Состав и среднее значение молекулярной массы приняты по паспортам реагентов.

Плотность твердого – 3,45 т/м^3, содержание твердого – 33 %, крупность – 70 % класса -0,071 мм, pH составляет 9,5-9,7, концентрация раствора реагента – 1 %.

Таблица 1 – Характеристика образцов депрессоров

№ образца	Состав	Молекулярная масса, а.е.м. (Да)	Средняя молекулярная масса, а.е.м. (Да)
1	Полиакрилат натрия	2500…4000	3250
2		5000…7000	6000
3	Сополимер акриловой и малеиновой кислот и их солей	6000…8000	7000
4	Сополимер акриловой, метакриловой и малеиновой кислот	12500…15000	13750
5	Смесь акриловой и винилсульфоновой кислот и их солей	15000…20000	17500
6	Сополимер акриловой и малеиновой кислот и их солей	23000…32000	27500

Подготовленная пульпа объемом 1000 мл агитировалась в течение 5 минут с реагентом в камере флотомашины. Перемешивание в цилиндре проводилось с помощью стеклянной мешалки, замеры проводились в течение 2,5 часов, разжижение пульпы в зоне уплотнения составляло порядка 0,7. Оценено влияние расхода реагента (10, 50, 150 г/т) на скорость осаждения, а также проведено визуальное определение хлопьеобразования, мутности слива. Параметры эксперимента отличаются от стандартных, используемых в опытах по сгущению, поскольку исследование проводится с целью определения влияния реагентов на частицы именно в процессе флотации. Установлено, что с увеличением расхода реагента незначительно снижается скорость осаждения, причем чем выше ММ, тем меньше эффект (рисунок 1).



Рисунок 1 – Скорость осаждения при добавлении реагентов различной молекулярной массы в различных концентрациях

Хлопьеобразование не наблюдается, осветлённая вода прозрачная при расходах реагентов до 150 г/т. При добавлении реагентов с ММ свыше 13750 а.е.м. осадок приобретает студнеобразную форму. В связи с незначительным снижением скорости осаждения и увеличением разжижения осадка можно сделать вывод о диспергирующем действии реагентов. ММ данных реагентов недостаточна для образования «мостиков» и объединения частиц во флокулы.

Учитывая состав изучаемой руды, было сделано предположение о возможном влиянии данных реагентов с учетом проявления диспергирующих свойств на механический вынос. Для оценки влияния реагента проведена бесколлекторная флотация в двух режимах. Параметры основной флотации соответствуют данным в работе [1], камера 1,5л, скорость вращения импеллера 1690 об/мин. Бесколлекторная флотация проводилась с добавлением вспенивателя DSF-004 расходом 8 г/т, второй опыт с добавлением образца 5 расходом 150 г/т и вспенивателя.

Отмечено, что диспергирующие свойства влияют на извлечение воды и вынос

частиц в пенный продукт. Во втором опыте извлечение воды увеличилось на 50,2 %, суммарный выход твердого вырос на 0,14 %. Следует предполагать, что добавление образца 5 привело к снижению поверхностного натяжения на границе раздела жидкость-газ, что способствовало образованию пузырьков газа и повысило их устойчивость, в результате чего могла увеличиться гидратная прослойка, выносящая больший объем воды и частиц.

В результате проведенных опытов установлено, что действие реагентов, описанное в работе [1] основывается на гидрофилизации поверхности минералов. Рассмотренные образцы являются диспергаторами, причем больший эффект прослеживается для образцов малой ММ. Всестороннее изучение и количественная характеристика такого влияния может создать основу для целенаправленного применения анионных полимеров с небольшой молекулярной массой.

Список использованных источников

1. Сидорович А.С., Коваль А.В. Подавление флотации слоистых силикатов при переработке золото-медно-магнетитовых руд//Цветные металлы. – 2026. – №. 1. – С. 7-14.
2. Дрикер Б.Н. и др. Низкомолекулярные полимеры в качестве ингибиторов солеотложений и коррозии//Энергоспебережине и водоподготовка. – 2010. –№6(68). – С. 15-17.
3. Патент № 2013140616 А РФ: Низкомолекулярные фосфоросодержащие полиакриловые кислоты и их применение в качестве диспергаторов: № 2013140616/04: заявл. 03.02.2012: опубл. 10.03.2015 / Б. Уртель и др., заявитель БАСФ СЕ (DE) – 2 с.
4. Куликова А.С. и др. Диспергаторы на основе полиакриловой кислоты в водно-дисперсионных лакокрасочных материалах // Вода: Химия и экология. – 2024. – № 5. – С. 19-23.
5. Горяинова Е.С., Орлов Ю.Н. Исследование влияния технологических параметров на диспергирующую способность натриевой соли сополимера акриловой и малеиновой кислот // Вестник науки. – 2022. – №5 (50). Т.2 – С. 130-133.
6. Патент № 2764516 РФ: Полимер акриловой кислоты, получение раствора полимера акриловой кислоты и его применение в качестве ингибитора солеотложений в водопроводящих системах: № 2020130523: заявл. 16.09.2020: опубл. 18.01.2022 / И.А. Шерстобитов И.А. и др., заявител ПАО «СИБУР Холдинг» – 17 с.
7. Сивцов Е.В. и др. Поверхностные свойства водных растворов (со)полимеров акриловой и N-виниламидоянтарной кислот//Химия и технология высокомолекулярных соединений. Известия СПбГТИ(ТУ) – 2019. - №51(77). – С. 31-38.
8. Хан Г.А. и др. Флотационные реагенты и их применение. М.: Недра, 1986.-271 с.
9. Ульрих Е.В. и др. Использование флокулянтов для очистки сточных вод //Трансформация экосистем. – 2023. – №1 (19). – С. 168-187.

The effect of anionic polymers on the pulp state in sulfide flotation

Kiseleva A.V.

The report presents the results of experiments studying the effect of reagents based on (co)polymers of organic acids and their salts at various concentrations on the settling rate of particles of a gold-copper-magnetite ore sample. The effect of these reagents on the mineral phase during sulfide flotation has been determined.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ ПИРИТА В ПРИСУТСТВИИ КАТИОНОВ МЕДИ, ЦИНКА И ЖЕЛЕЗА, И ИХ ГИДРОКСИДОВ И СУЛЬФИДОВ

Чжо За Яа, Горячев Б.Е., Конюхов Ю.В., Эй Мин Хтей
ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет» (НИТУ МИСИС), Горный институт, Москва, Российская Федерация

В этом исследовании представлены результаты экспериментальных исследований флотационного поведения пирита, выделенного из медно-цинковой пиритовой руды, в присутствии смесей сульфатов меди, цинка и железа с сульфидом натрия. Влияние модифицирующих добавок на извлечение минералов изучалось на двух типах сульфгидрильных собирателей – бутилового ксантогената калия (БКК) и бутилового дитиофосфата натрия в широком диапазоне значений pH среды (8, 10, 12). Определены диапазоны активирующего и депрессирующего действия исследуемых комплексов реагентов.

Флотационное поведение пирита в разных циклах флотации медно-цинковых руд будет определяться не только его природными свойствами (тип кристаллической решетки, содержание элементов-примесей и т.д.), но и реагентным режимом, характерным для вполне определенного цикла флотации [1-3]. Поэтому целью настоящей работы явилось исследование флотируемости пирита в присутствии в жидкой фазе пульпы катионов меди, цинка и железа, источником которых являются возможные реагенты – медный, железный и цинковый купоросы [4].

В исследовании была рассмотрена различная флотируемость пирита с использованием двух сульфгидрильных собирателей – бутилового ксантогената калия и бутилового дитиофосфата натрия.

В работе показана различная флотируемость пирита указанными собирателями при добавлении в жидкую фазу минеральной суспензии купоросов меди, цинка и железа. Медно-цинковая колчеданная руда одного из месторождений российской федерации являлась объектом исследований.

Подготовка пирита к флотации происходит следующим образом: пирит измельчали в фарфоровой шаровой мельнице. После этого флотационные опыты на пирите проводились в лабораторной механической флотомашине ФЛ 189 с объемом камеры 100 см^3. Фотореагенты, использованные в этом исследовании: собиратель – бутилового ксантогената калия (БКК) и бутилового дитиофосфата натрия, пенообразователь – сосновое масло, регулятор среды – известь, модификаторы – железный, цинковый купоросы и сульфид натрия.

В этой работе исследована флотируемость пирита (класс крупности -0.074 мм + 0.044 мм) в лабораторной машине с использованием двух собирателей: БКК и бутилового дитиофосфата натрия при варьировании pH (8, 10, 12).

Флотируемость пирита при добавке смеси медного купороса и сернистого натрия практически инертна по отношению к пириту при флотации ксантогенатом (БКК) на всем интервале pH. В случае дитиофосфата смесь выступает сильным активатором при pH =10 (максимум при 400 г/т), но полностью теряет собирательный эффект при pH = 12 (рисунок 1).

Смесь цинкового купороса и сернистого натрия при флотации с БКК активирует пирит при pH = 8, депрессирует при малых расходах, при pH = 12 (известь) обеспечивает глубокое подавление минерала. При флотации дитиофосфатом – стабильно активирует пирит при pH = 8–10, а при расходе 800 г/т (pH = 12) переходит в глубокую депрессию (рисунок 2).

При флотации с использованием БЦК смесь железного купороса и сернистого натрия при расходе 100 г/т подавляют активность пирита при pH 8–10, в то время как увеличение дозы до 400 г/т приводит к резкому росту извлечения. Влияние этой смеси на дитиофосфат натрия в широком диапазоне pH остается незначительным (рисунок 3).

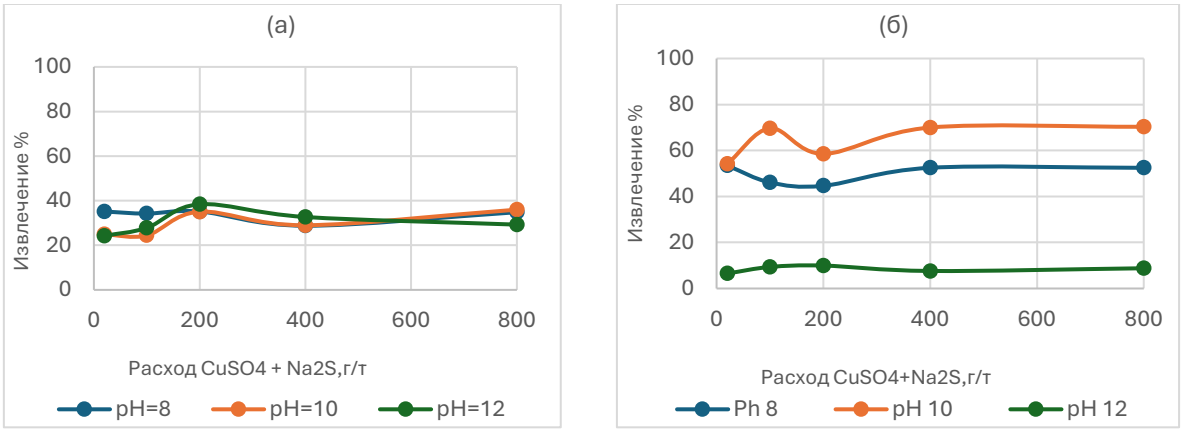


Рисунок 1 - Флотируемость пирита крупностью -0.074 + 0.044 мм бутиловым ксантогенатом калия (а) и бутиловым дитиофосфатом натрия (б) в зависимости от расхода смеси медного купороса и сернистого натрия при pH = 8–12

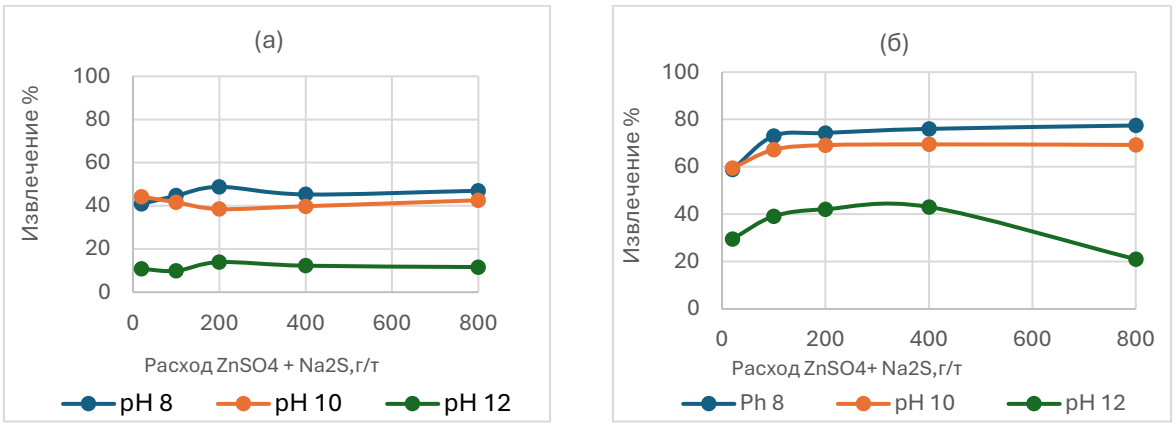


Рисунок 2 - Флотируемость пирита крупностью -0.074 + 0.044 мм бутиловым ксантогенатом калия (а) и бутиловым дитиофосфатом натрия (б) в зависимости от расхода смеси цинкового купороса и сернистого натрия при pH = 8–12

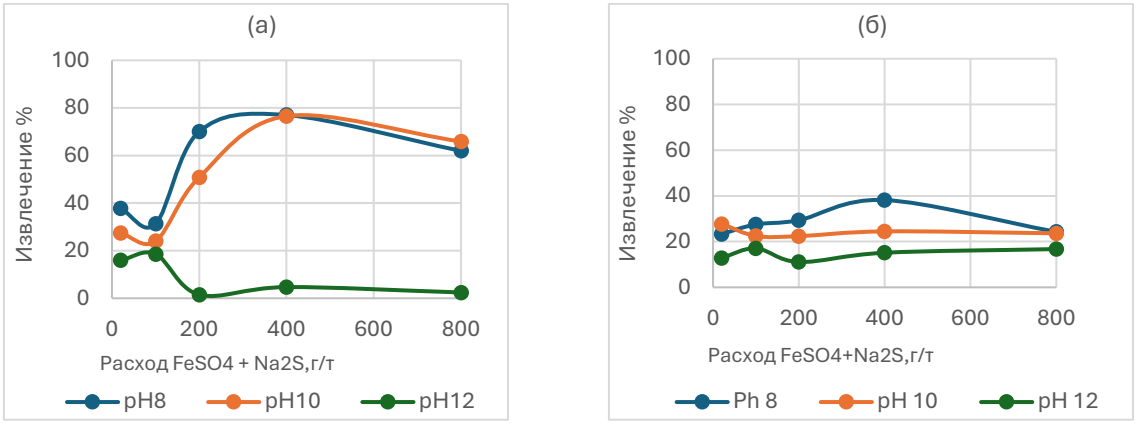


Рисунок 3 - Флотируемость пирита крупностью -0.074 + 0.044 мм зависимости от расхода смеси железного купороса и сернистого натрия при pH = 8–12

На основе исследований флотации пирита в присутствии различных смесей сульфатов меди, цинка и железа с сульфидом натрия (при pH 8, 10, 12) установлены следующие закономерности:

– смесь **$CuSO_4$ + Na_2S** практически инертна в процессе ксантогенатной флотации. В случае использования дитиофосфата натрия данная смесь выступает в качестве сильного активатора пирита в слабощелочной среде (pH = 8), однако полностью утрачивает свой активирующий эффект при pH = 12;

– смесь **$ZnSO_4$ + Na_2S** в сочетании с ксантогенатом активирует пирит при pH = 8, но подвергается глубокой депрессии в сильнощелочной среде (pH = 12). При использовании дитиофосфата натрия наблюдается устойчивая активация в диапазоне pH = 8–10, с последующей депрессией при высокой норме расхода реагента (800 г/т) и значении pH = 12;

– смесь **$FeSO_4$ + Na_2S** при флотации с использованием БЦК проявляет экстремальный характер действия: малые дозы (100 г/т) депрессируют пирит при pH = 8–10, тогда как дозировка 400 г/т вызывает его резкую активацию.

Активирующая способность данной смеси по отношению к дитиофосфату натрия слабо выражена во всем диапазоне pH.

Список используемых источников

1. Чантурия В.А., Шадрунова И.В. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала. М.: Наука, 2016, 386 с.
2. Ndoro T.O., Witika L.K. A review of the flotation of copper minerals. International Journal of Sciences: Basic and Applied Research (IJSBAR). 2017;34(2):145–165.
3. Chandra A.P., Gerson A.R. A review of the fundamental studies of the copper activation mechanisms for selective flotation ofthe sulfide minerals, sphalerite and pyrite. Advances in Colloid and Interface Science. 2009;145(1-2):97–110.
4. Yang B., Tong X., Lan Z. [et al.] Influence of the interaction between sphalerite and pyrite on the copper activation of sphalerite. Minerals. 2018;8(1):16.

Investigation of pyrite floatability in the presence of copper, zinc, and iron cations, and their hydroxides and sulfides

Kyaw Zay Ya, Goryachev B.E., Konyukhov Y.V., Aye Min Htwe

This study presents the results of experimental investigations into the flotation behavior of pyrite, isolated from a copper-zinc pyritic ore, in the presence of mixtures of copper, zinc, and iron sulfates combined with sodium sulfide. The influence of modifying additives on mineral recovery was examined using two types of sulfhydryl collectors–potassium butyl xanthate (PBX) and sodium butyl dithiophosphate–across a wide range of pH values (8, 10, and 12). The ranges of activating and depressing effects exerted by the investigated reagent complexes were determined.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ КОЛЛЕКТИВНОЙ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ КОЛЧЕДАННОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОБЫЧНОГО ВОЗДУХА И ГАЗООБРАЗНОГО КИСЛОРОДА

Вай Зин Чжо, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е.

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: waizinkyaw.yo@gmail.com*

В работе представлены результаты применения газообразного кислорода и обычного воздухом для повышения эффективности коллективной флотации медно-цинковой колчеданной руды. Установлено, что введение кислорода в пульпу перед флотацией изменяет поверхностные свойства сульфидов, улучшает селективность разделения халькопирита и сфалерита от пирита. Адсорбция и последующее воздействие флотационных реагентов на минеральную подложку напрямую зависят от присутствия кислорода. Кондиционирование пульпы обычным воздухом в флотомашине 237 ФЛ позволяет направленно регулировать ОВП жидкой фазы. Обоснована принципиальная возможность регулирования флотационных свойств сульфидных минералов за счёт газовой обработки пульпы.

Эффективность флотации зависит от минерального состава руды, технологической схемы флотации и ее реагентного режима [1]. Сложность разделения сульфидов меди, цинка и пирита обусловлена их близкими флотационными свойствами. Медно-цинковые руды Российской Федерации являются колчеданными и труднообогатимыми. Труднообогатимость руд объясняется тем, что в них содержится высокий процент пирита, который может достигать 90%. Руды характеризуются тесным взаимопрорастанием минералов цинка, меди, пирита и тонкой вкрапленностью. Вышеперечисленные свойства колчеданных медно-цинковых руд служат причиной выбора практически единственного из наиболее эффективных метода обогащения, а именно флотацию. Трудность обогащения руды также требует широкой номенклатуры флотационных реагентов и, что крайне важно, развитые технологические схемы переработки руд.

При флотации сульфидных минералов кислород выступает ключевым фактором, определяющим химический состав их поверхности. Адсорбция кислорода на

поверхности минерала способствует вытеснению смачивающей ее воды. Это подготавливает поверхность к закреплению гидрофобных молекул собирателя, ускоряя процесс флотации [2]. Особый интерес представляет использование обычного воздуха как наиболее доступного и экономичного газа-окислителя. Кислород воздуха, обладая высокой окислительной способностью, может избирательно окислять поверхность сульфидных минералов, изменяя их флотационные свойства [3]. При этом интенсивность окисления различных сульфидов неодинакова: сфалерит окисляется в значительно меньшей степени по сравнению с минералами меди и пиритом, что создаёт потенциальную возможность для их селективного разделения.

В данном работе исследуется процесс коллективной флотации медно-цинковой колчеданной руды одного из месторождений Урала. Действие кислорода и воздуха на флотацию минералов меди, цинка и пирита из медно-цинковой колчеданной руды оценивалось путем сравнения результатов флотации, достигнутых при предварительной аэрации пульпы перед коллективной медно-цинковой флотацией и без таковой.

Методика исследования заключалась в следующем: навеска измельчённой руды перемешивалась с водой в флотационной камере объёмом 750 мл. Пульпа подвергалась предварительной аэрации газообразным кислородом и обычным воздухом в течение различных промежутков времени (3, 5, 10, 15 и 20 минут). После аэрации газообразным кислородом и обычным воздухом в пульпу вводился собиратель – бутиловый ксантогенат калия (10 г/т, 3 мин.), пенообразователь (сосновое масло 56 г/т, 1 мин.) и проводилась флотация I воздухом в течение 4,5 минуты.

Хвосты флотации I вновь обрабатывали газообразным кислородом и обычным воздухом в течение 3, 5, 10, 15 и 20 минут. Затем в пульпу последовательно добавлялась известь CaO при расходе 1000 г/т при времени агитации 5 минут для регулирования pH, бутиловый ксантогенат калия (10 г/т, 3 мин.), пенообразователь сосновое масло (56 г/т,1 мин.). После всех агитаций с кислородом и воздухм и реагентами проводилась флотация II в течение 17.5 минут с использованием воздуха.

Схема проведения флотационных опытов представлена на рисунке. Исследовалась зависимость извлечения меди, цинка и железа в пенные продукты I и II флотации. Воздействию газообразного кислорода и обычного воздуха подвергалось только питание флотации I (руда), хвосты которой последовательно кондиционировались с известью (1000 г/т, 5 минут), бутиловым ксантогенатом калия (10 г/т, 3 минуты) и сосновым маслом (56 г/т, 1 минута).

Результаты флотации представлены в таблице. Сравнение балансов металлов показало, что в случае аэрации рудной пульпы газообразным кислородом и обычным воздухом в течение указанного время наблюдается прирост извлечения меди в объединенный концентрат двух флотаций при предварительной аэрации пульпы газообразным кислородом перед флотацией I на 10,1 %, цинка – на 17,3% и аэрации

пульпы обычным воздухом перед флотацией I на 7,8 %.

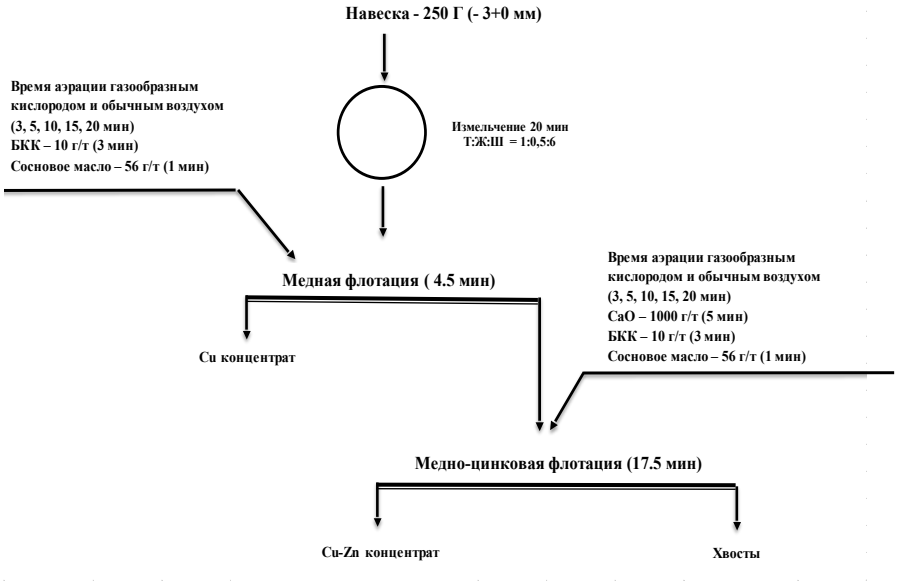


Рисунок – Схема флотации медно-цинковой колчеданной руды при аэрировании пульпы газообразным кислородом и обычным воздухом

Таблица – Результаты исследования по флотации

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %		
		Cu	Zn	Fe	Cu	Zn	Fe
Контрольный опыт без аэрации кислородом							
Концентрат I	10,25	1,39	0,92	38,71	16,73	19,72	10,89
Концентрат II	17,54	2,75	1,69	32,28	56,41	61,64	15,54
Хвосты	72,21	0,32	0,12	37,12	26,86	18,63	73,66
Руда	100	0,85	0,48	36,43	100	100	100
Опыт с аэрацией рудной пульпы кислородом 10 минут							
Концентрат I	15,35	3,37	2,36	34,40	74,54	93,29	13,50
Концентрат II	9,94	0,60	0,21	34,77	8,66	5,36	8,84
Хвосты	74,71	0,16	0,01	40,65	16,81	1,35	77,66
Руда	100	0,69	0,39	39,10	100	100	100
Опыт с аэрацией рудной пульпы воздухом 10 минут							
Концентрат I	16,83	3,08	2,45	34,14	69,36	82,25	14,55
Концентрат II	16,91	0,51	0,24	34,05	11,61	8,10	14,58
Хвосты	66,27	0,22	0,07	42,23	19,04	9,65	70,87
Руда	100	0,75	0,50	39,49	100	100	100

Таким образом, максимальное извлечение меди и цинка в пенный продукт флотации I наблюдается после барботажа пульпы газообразным кислородом и обычным воздухом в течение 10 минут. Голодный режим флотации по собирателю и отсутствие реагентов депрессоров флотации минералов цинка и пирита в номенклатуре реагентов флотации I

позволяет предположить, что в пенный продукт этой флотации должны переходить легко флотируемые фракции минералов меди и цинка, а аэрация пульпы кислородом и воздухом перед подачей в пульпу собирателя приводит к росту относительных долей таких фракций.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. - М.: Недра, 1984. -383 с.
2. Роль газов и реагентов в процессах флотации : труды совещания по теории флотационного обогащения : Москва, 1948 г / отв. ред. И.Н. Плаксин. М.-Л.: Акад. наук СССР, 1950. - 208 с.
3. Шведов Д. А. Гипотеза о причинах легкой флотируемости сульфидных минералов и трудной флотируемости окисленных // Записки Горного института. – 1937. – Т. 10, № 3. – С. 71-77.

Improving the efficiency of collective flotation of copper-zinc pyrite ore using ordinary air and gaseous oxygen

Wai Zin Kyaw, Kyaw Zay Ya, Goryachev B.E.

The paper presents the results of the use of gaseous oxygen and ordinary air to improve the efficiency of collective flotation of copper-zinc pyrite ore. It has been established that the introduction of oxygen into the pulp before flotation changes the surface properties of sulfides, improves the selectivity of separation of chalcopyrite and sphalerite from pyrite. The adsorption and subsequent effect of flotation reagents on the mineral substrate is directly dependent on the presence of oxygen. Normal air conditioning of the slurry in the 237 FL cell allows for directional control of the ORP of the liquid phase. The fundamental possibility of regulating the flotation properties of sulfide minerals by means of gas treatment of the pulp is substantiated.

СОВМЕСТНОЕ ВОЗДЕЙСТВИЕ ГАЗООБРАЗНОГО КИСЛОРОДА И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ПУЛЬПЫ НА КОЛЛЕКТИВНУЮ ФЛОТАЦИЮ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ КОЛЧЕДАННЫХ РУД

Лвин Мо Хейн, Горячев Б.Е., Кончин А.В, Ньи Зин Тейн

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Российская Федерация, *e-mail: lwinmoehein93@gmail.com*

Изучено влияние предварительной обработки пульпы газообразным кислородом в сочетании с электрохимическим воздействием постоянного тока на коллективную флотацию медно-цинковых колчеданных руд. Установлено, что комбинированная обработка повышает извлечение меди и цинка по сравнению с флотацией без обработки. Показано, что регулирование продолжительности обработки при фиксированной силе тока позволяет управлять селективностью разделения сульфидных минералов без изменения расхода флотационных реагентов.

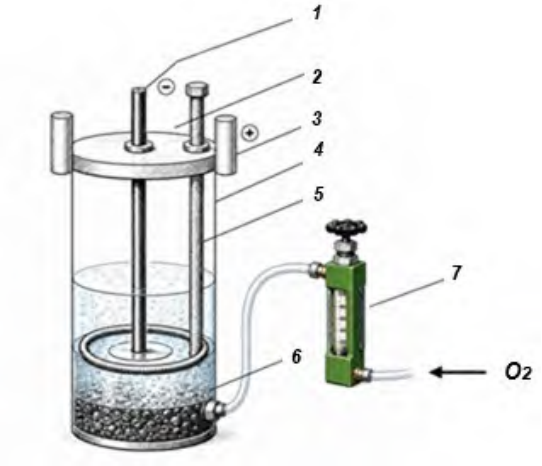
Флотация сульфидных медно-цинковых руд представляет собой сложный физико-химический процесс, эффективность которого определяется состоянием поверхности минералов и окислительно-восстановительными условиями в пульпе. Взаимодействия между сульфидными минералами и химической средой на стадиях

измельчения и флотации обусловлены электрохимическими и гальваническими процессами, которые существенно влияют на гидрофобность поверхности и, как следствие, на показатели извлечения [1]. Роль электрохимических процессов в флотации сульфидных минералов подтверждена многочисленными исследованиями [1, 2]. Установлено, что измерение окислительно-восстановительного потенциала (Eh) пульпы широко используется для контроля и оптимизации процесса флотации, однако данный подход не позволяет в полной мере раскрыть механизмы взаимодействия минералов с реагентами [1]. В работах Gebhardt и соавторов показано, что внешний контроль электрохимического потенциала слоя минеральных частиц позволяет эффективно управлять их взаимодействием с органическими собирателями и изменять флотационную активность минералов [2].

Существенное влияние на электрохимическое состояние системы оказывает концентрация растворенного кислорода в пульпе [2, 3]. Применение газовых смесей с различным содержанием кислорода - от азота до чистого кислорода – позволяет регулировать окислительные условия флотационной среды. Показано, что повышение содержания кислорода приводит к изменению окислительно-восстановительного потенциала пульпы и может существенно влиять на показатели флотации [3].

Целью настоящего исследования является изучение влияния продолжительности совместной электрохимической обработки пульпы и аэрации газообразным кислородом при постоянном токе на технологические показатели коллективной флотации медно-цинковых колчеданных руд.

Электрохимическую обработку измельчённой руды проводили в стальной бездиафрагменной ячейке объёмом 500 мл (рисунок 1). Анод и катод - стальные электроды с различной рабочей площадью; в зависимости от режима, электрод с большей площадью работал как анод или катод, ток подавали через выпрямитель, перемешивание пульпы – 700 об/мин.



1 - механическая мешалка;
2 - съемная крышка из непроводящего материала с отверстием;
3 - стальной электрод большей рабочей площади;
4 - электрохимическая ячейка;
5 - стальной электрод меньшей рабочей площади;
6 - измельчённая руда;
7 - расходомер

Рисунок - Аппарат для бездиафрагменной электрохимической обработки пульпы медно-цинковой колчеданной руды

Параллельно с ЭХО осуществляли аэрацию газообразным кислородом с помощью концентратора Weinmann OXYMAT 3 (производительность до 5 л/мин, концентрация O_2 > 90 %). Расход кислорода составлял 60 % от максимального при постоянном токе 1 А. Продолжительность обработки варьировали от 2 мин 30 с до 15 мин, что соответствует передаче электрического заряда 150–900 Кл. До и после обработки контролировали pH и Eh пульпы.

Для проведения флотационных исследований исходную руду дробили до крупности –3 мм, после усреднения отбирали пробы по 250 г. Мокрое измельчение проводили в шаровой мельнице МШЛ-1 в течение 25 мин. до 80 % класса -0,074 мм (соотношение руда : вода : шары = 1 : 0,5 : 6). Полученную пульпу подвергали предварительной электрохимической обработке при постоянном токе, одновременно осуществляя аэрацию газообразным кислородом. Продолжительность совместной обработки варьировали от 2 мин 30 с до 15 минут.

Лабораторную флотацию проводили в машине ФЛ 189 (объём камеры 500 см³) по двухстадийной схеме: медная флотация (I) и медно-цинковая флотация (II). На первой стадии использовали только бутиловый ксантогенат калия и сосновое масло. На второй стадии (хвосты I) дополнительно вводили известь, собиратель и пенообразователь.

Экспериментальные данные зависимости извлечения меди и цинка от продолжительности совместной электрохимической обработки и аэрации кислородом приведены в таблице, показано, что совместная электрохимическая обработка и аэрация кислородом существенно повышает флотационные показатели по сравнению с флотацией без обработки.

Таблица - Влияние продолжительности обработки на показатели коллективной флотации

Режим ЭХО	Заряд, Q (Кл)	Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение,%		
				Cu	Zn	Fe	Cu	Zn	Fe
Без обработки	-	Cu к-т	7.43	1.57	1.32	39.23	12	9.02	7.16
		Хв. Cu фл.	92.57	0.92	1.06	40.79	88	90.98	92.84
		Исх.руда	100	0.97	1.08	40.67	100	100	100
Анодный + O_2	600	Cu к-т	9.62	4.11	3.17	36.04	44.53	29.11	8.46
		Хв. Cu фл.	90.38	0.55	0.82	41.55	55.47	70.89	91.54
		Исх.руда	100	0.89	1.05	41.02	100	100	100
Катодный + O_2	450	Cu к-т	11.13	2.35	1.47	41.80	31.33	15.85	11.55
		Хв. Cu фл.	88.87	0.65	0.98	40.08	68.67	84.15	88.45
		Исх.руда	100	0.84	1.03	40.27	100	100	100

Наибольшее извлечение Cu (44,53%) и Zn (29,11%) достигнуто при анодном режиме с зарядом 600 Кл. Содержание меди в концентрате возрастает с 1,57% до 4,11%,

цинка – с 1,32% до 3,17%. При катодном режиме (450 Кл) извлечение меди и цинка ниже (31,33% и 15,85% соответственно), а содержание ценных компонентов в концентрате уступает анодному режиму. Это указывает на более высокую эффективность анодной обработки для коллективной флотации.

Полученные результаты позволяют сделать вывод, что характер межфазного взаимодействия на границе минерал–пузырёк определяется полярностью поверхности сульфидов и окислительно-восстановительными условиями обработки. Анодный режим способствует образованию на поверхности халькопирита гидрофобной элементарной серы, что повышает его флотируемость. Катодный режим создаёт локально-щелочную среду, более благоприятную для сфалерита и менее эффективную для халькопирита. Оптимальным для коллективной флотации является анодный режим с зарядом 600 Кл, обеспечивающий максимальное суммарное извлечение ценных компонентов.

Список использованных источников

1. Mennucci M.M. [et al.] Potential of electrochemical techniques (macro and microelectrodes) in flotation concentration of sulfide minerals // Revista Matéria. – 2022. – Vol. 27, No. 1. – e13151.
2. Gebhardt J.E. [et al.] Electrochemical conditioning of a mineral particle bed electrode for flotation //Bureau of Mines Report of Investigations. – 1985. – №.8951. – 10 p.
3. Gun Berglund, Pulp chemistry in sulphide mineral flotation // International Journal of Mineral Processing, Vol.33, Iss.1–4, 1991, PP. 21-31.

The combined effect of gaseous oxygen and electrochemical pulp treatment on the collective flotation of copper-zinc pyrite ores

Lwin Moe Hein, Goryachev B.E., Konchin A.V., Nyi Zin Thein

The effect of pretreatment of the pulp with gaseous oxygen in combination with the electrochemical action of direct current on the collective flotation of copper-zinc pyrite ores has been studied. It has been found that combined treatment increases the recovery of copper and zinc compared to flotation without treatment. It is shown that regulation of the treatment duration at a fixed current strength makes it possible to control the selectivity of separation of sulfide minerals without changing the flow rate of flotation reagents.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ СЕЛЕКТИВНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО КОНЦЕНТРАТА

Петрунова-Лесникова Л.С., Дациев М.С., Сисина А.Н., Мидюков Д.О., Боциев Р.М.

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

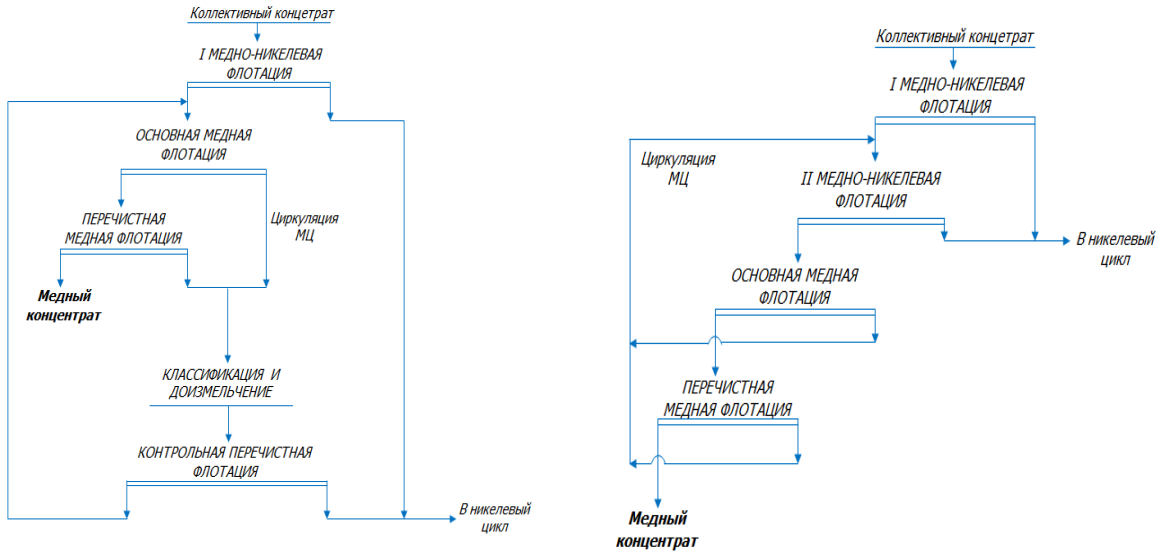
В статье приведены обобщенные результаты исследований, направленных на повышение селективного разделения коллективного медно-никелевого концентрата Талнахской обогатительной фабрики.

Талнахская обогатительная фабрика (ТОФ) перерабатывает руды Талнахского и Октябрьского месторождений по коллективно-селективной технологии.

Технология обогащения, внедренная в рамках проекта ТОФ-РФ, предусматривает первоначальное удаление пустой породы с последующим разделением коллективного медно-никелевого концентрата на медный (МК), никель-пирротиновый (НПК) концентраты и малоникелистый пирротиновый продукт, который перед направлением в хвостохранилище дообогащают в отдельном цикле с выделением концентрата дофлотации (КДМП).

Эффективность селективного разделения коллективного концентрата (КК) является определяющей для обеспечения качества готовых концентратов. По технологической схеме, на стадии селективного разделения получают обогащенный медью концентрат, направляемый на доводку в цикл получения готового МК.

На стадии доводки образуется значительный объем циркуляционного продукта (объединенный продукт хвостов медной флотации и хвостов медной перечистной флотации – рисунок 1, а), количество которого сопоставимо с количеством исходного медно-никелевого КК. При этом меди в нем циркулирует в 2–2,5 больше чем в исходном КК (до 100 т/ч при поступлении меди в составе КК в количестве ~ 40 т/ч).



а ***б***

Рисунок - Технологическая схема получения медного концентрата на ТОФ:
а) базовая, б) модернизированная

Возвращаясь в цикл селекции, этот большеобъемный циркуляционный поток смешивается с концентратом 1^{й} медно-никелевой флотации, который имеет кратно меньшее количество (в 3-3,5 раз), т.е. происходит сильное разубоживание концентрата, при этом материал с высокими флотационными свойствами смешивается с окисленным циркуляционным продуктом, обладающими пониженной флотационной активностью.

Циркуляционные продукты в процессах флотации могут оказывать негативное влияние на эффективность обогащения - увеличение времени пребывания частиц в схемах флотации (в виде циркуляционных потоков) приводит к длительному воздействию кислорода воздуха на их поверхность, что может вызывать депрессию частиц и снижение их флотационных свойств [1].

Одно из направлений по повышению технологических показателей флотации - снижение циркуляционных нагрузок внутри схемы. Анализ гранулометрического состава циркуляционных продуктов медного цикла показал, что содержание контрольного класса крупности менее 45 мкм составляет ~ 60 %, при этом отмечено, что наиболее высокое содержание меди приходится на класс крупности ≥ 0,071 мм: в хвостах основной медной флотации этот показатель составляет 21–23 %, а в хвостах медной перечистки достигает 25–27 %.

По результатам проведенных исследований, направленных на повышение селективности разделения коллективного медно-никелевого концентрата, были разработаны следующие эффективные схемные решения (рисунок б):

– направление концентрата 1^{й} медно-никелевой флотации напрямую на основную медную флотацию;
– доизмельчение циркуляционного продукта медного цикла (до содержания класса крупности менее 45 мкм ~90-92 %) с последующей контрольной перечистной флотацией (рисунок б) организуемой на высвобожденном флотационном парке 2^{й} медно-никелевой флотации. При этом доизмельчение помимо увеличения степени раскрытия сульфидных медно-никелевых сростков позволяет обновлять поверхность сульфидных минералов, что активирует их флотацию.

Доизмельчение циркуляционного продукта позволяет высвободить зерна халькопирита из разнохарактерных сростков и увеличить количество свободных зерен сульфидных минералов (таблица 1), а также снизить содержание основного медного минерала халькопирита в хвостах медной флотации более чем в 2 раза.

Для проведения опытно-промышленных испытаний в ИФЦ ТОФ в 2025 году был осуществлен ряд организационно-технических мероприятий без капитальных затрат:

1. Переобвязка линий транспортировки концентрата с операции 1 медно-никелевой флотации в питающую коробку основной медной флотации.

2. Монтаж линий трубопроводов для транспортировки: циркуляционных продуктов в цикл классификации и доизмельчения в вертикальной мельнице; доизмельченного продукта в контрольную перечистную флотацию (использование высвобожденных флотационных машин 2^{й} медно-никелевой флотации).

3. Установка дополнительных 4-х вакуумных пробоотборников на хвостовых продуктах основной и перечистной медной флотации для оперативной настройки процесса.

Таблица 1 – Минералогический состав продуктов МЦ

Наименование фазы	Содержание % масс.					
	МК	Хвосты Cu флотации	Хвосты Cu перечистки	МК	Хвосты Cu флотации	Хвосты Cu перечистки
	Базовая схема			Модернизированная схема		
Халькопирит, в т.ч. в сростках	71,70 17,82	27,68 16,14	36,71 18,47	78,96 13,57	12,03 10,46	31,91 14,97
Пирротин, в т.ч. в сростках	11,52 4,73	53,17 12,48	47,10 11,65	7,35 3,71	60,36 14,35	46,56 10,46
Пентландит, в т.ч. в сростках	4,48 2,63	5,98 4,51	5,73 4,99	3,14 1,83	8,32 4,38	8,71 4,32
Остальные минералы	12,30	13,17	10,46	10,55	19,29	12,82
Качественные показатели (справочно)						
Содержание Ni, %	1,74	2,70	2,57	1,66	3,40	3,70
Содержание Cu, %	27,80	11,44	15,46	28,10	4,41	11,61

Таблица 2 - Показатели продуктов обогащения

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение, %			Соотношение, ед.		Индекс селектив-ности,
		Ni	Cu	S	Ni	Cu	S	Cu/Ni	Ni/Cu	%
Базовая схема										
МК	8,70	1,63	27,30	33,34	7,94	87,25	18,34	16,75	--	162,31
НПК	14,93	8,96	1,66	29,61	75,06	9,09	27,97	--	5,40	
КДМП	5,64	1,13	0,28	18,42	3,58	0,59	6,58	--	--	--
Хв. отвальные	70,73	0,34	0,12	10,59	13,32	3,07	47,11	--	--	--
Шихта 2 ПК	100,0	1,78	2,72	15,81	100,0	100,0	100,0	--	--	--
Прогнозные показатели										
Вариант-1 - повышение качества МК										
МК	8,57	1,41	28,06	33,35	6,76	88,38	18,08	19,90	--	164,53
НПК	15,03	9,03	1,44	29,49	76,15	7,96	28,04	--	6,27	
КДМП	5,67	1,15	0,28	18,86	3,67	0,59	6,77	--	--	--
Хв. отвальные	70,73	0,34	0,12	10,59	13,32	2,77	47,11	--	--	--
Шихта 2 ПК	100,0	1,78	2,72	15,81	100,0	100,0	100,0	--	--	--
Δ МК Вар. 1 база	-0,13	-0,22	+0,76	+0,01	-1,18	+1,13	-0,26	+3,15		+2,22
Δ НПК Вар. 1 база	+0,10	+0,07	-0,22	-0,12	+1,09	-1,13	+0,07	-	+0,87	
Вариант-2 - сохранение качества МК, снижение содержания меди в НПК										
МК	8,75	1,61	28,06	32,69	7,90	90,25	18,10	17,42	--	165,35
НПК	14,93	8,97	1,11	29,88	75,10	6,09	28,23	--	8,08	
КДМП	5,59	1,14	0,29	18,55	3,58	0,59	6,56	--	--	--
Хв. отвальные	70,73	0,34	0,12	10,59	13,32	2,77	47,11	--	--	--
Шихта 2 ПК	100,0	1,78	2,72	15,81	100,0	100,0	100,0	--	--	--
Δ МК Вар. 1 база	+0,05	-0,02	+0,76	-0,65	-0,04	+3,0	-0,24	+0,67	--	+3,04
Δ НПК Вар. 1 база	-	+0,07	-0,55	+0,27	+0,04	-3,0	+0,26	--	+2,68	

Разработанная схема позволяет повысить селективность разделения коллективного медно-никелевого концентрата. Ожидаемое повышение суммарного индекса селективности (сумма извлечений целевых металлов в одноименные концентраты ТОФ) составляет ~ 2-3 % абс. (таблица 2). Реализация разработанной схемы разделения коллективного медно-никелевого концентрата позволяет повысить качественные характеристики готовых концентратов ТОФ. Введение операции доизмельчения циркуляции МЦ при этом значительно сокращает количество циркуляционного продукта в ~ 2-2,5 раз. В настоящее время проходят полномасштабные опытно-промышленные испытания в условиях действующего производства ТОФ.

Список использованных источников

1. Евграфова Е.Л., Суворова Е.В. Особенности замкнутых и разомкнутых схем флотации // Международная научно-практическая конференция «Уральская горная школа – регионам» - 2011 – С. 298-299.

Improve the selective separation of copper-nickel concentrate

Petrunova-Lesnikova L.S., Datsiev M.S., Sisina A.N., Midyukov D.O., Botsiev R.M.

The article summarizes the results of the study aimed at increasing the selective separation of copper-nickel collective concentrate of the Talnakh Concentrator

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ДЕЙСТВИЯ ЛИГНОСУЛЬФОНАТА НА КИНЕТИКУ ФЛОТАЦИИ МИНЕРАЛОВ МЕДИ И КРЕМНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ*

Герасименко С.И., Матвеева Т.Н., Каркешкина А.Ю.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», Москва, Российская Федерация, *e-mail: tmatveyeva@mail.ru*

Исследуется применение лигносульфонатов в качестве реагентов-депрессоров при флотации медно-молибденовой руды Показано, что лигносульфонат ускоряет процесс флотации, установлен выраженный депрессирующий эффект лигносульфоната в нейтральной среде. Подтверждена перспективность применения лигносульфонатов как недорогих и доступных реагентов для повышения эффективности флотационного обогащения руд.

Проблема повышения качества флотационных концентратов напрямую связана с задачей депрессии нерудных составляющих, а также сульфидов железа и является не менее критичной, чем активация и извлечение целевого минерала из руды. Повышенное содержание нецелевых компонентов в концентратах флотации

* **Исследование выполнено по теме базового бюджетного финансирования FMMS-2024-0006.**

обусловлено повышенной флотационной активностью минералов породы, наличием нераскрытых сростков, гидродинамическим и механическим захватом тонкодисперсных (шламовых) частиц. Происходящее при этом разубоживание концентратов приводит к значительным экономическим потерям на последующих стадиях металлургического передела (повышенные энергозатраты на плавку пустой породных минералов, потери металлов со шлаком, рост транспортных издержек) и увеличению экологической нагрузки.

Общепринятые методы депрессии основаны на использовании неорганических реагентов (например, силикат натрия) или полимерных соединений (КМЦ, МФТК), действие которых направлено на блокировку активных центров, формирование гидратированных плёнок или специфическую хемосорбцию [1, 2].

Лигносульфонаты можно рассматривать как перспективные реагенты-депрессоры породных минералов при флотации сульфидных руд. Лигносульфонаты (ЛС) – это водорастворимые полиэлектролиты, получаемые как крупнотоннажный побочный продукт целлюлозно-бумажного производства, что предопределяет их относительно низкую стоимость и доступность [3]. Макромолекула ЛС содержит гидрофильные сульфо- и карбоксильные группы, гидрофобные ароматические фрагменты, а также гидроксильные группы, способные к образованию химических связей.

В ИПКОН РАН разрабатываются новые виды флотационных реагентов - комбинированных собирателей и растительных модификаторов для флотации руд цветных и благородных металлов, в том числе для флотации медно-молибденовых руд [4].

В данной работе исследовано влияние реагента лигносульфоната на извлечение меди из медно-молибденовой руды одного из месторождений СНГ.

Изучение кинетики флотации показало, что применение лигносульфоната привело к заметному ускорению процесса и улучшению качества концентрата на первых минутах. В присутствии ЛС уже за первые две минуты флотации было достигнуто извлечение меди 74,93 %, что сопоставимо с показателем контрольного опыта без депрессора, полученным за четыре минуты (77,54 %) (рисунок 1).

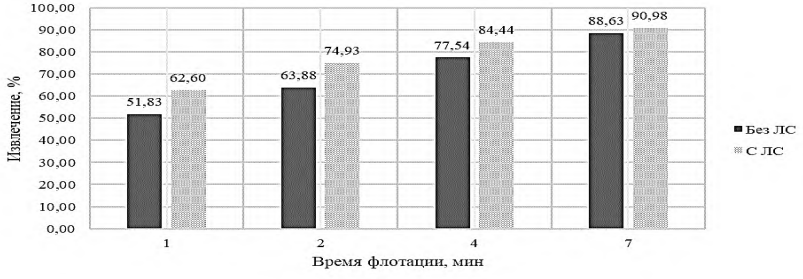


Рисунок 1 - Зависимость извлечения меди от времени флотации с применением ЛС и без ЛС

Содержание меди в концентрате, отобранном через 2 минуты в опыте с ЛС, составило 19,51 %, что на 3,74 % (абс.) выше, чем в концентрате контрольного опыта

за четыре минуты (15,77 %). Депрессирующий эффект лигносульфоната наиболее отчётливо проявился в нейтральной среде: содержание кремния в медном концентрате снизилось с 11,3 % до 9 0 %, а его извлечение в концентрат уменьшилось на 1,78 % (рисунок 2). Эти данные подтверждают эффективную гидрофилизацию поверхности силикатов, что обеспечивает подавление их флотируемости в пенный продукт.

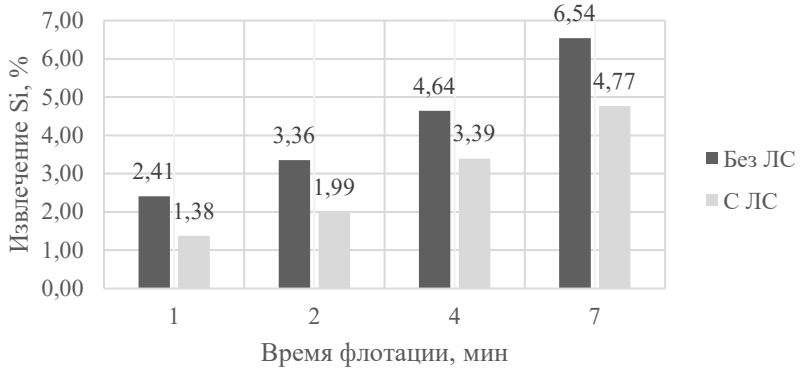


Рисунок 2 - Зависимость извлечения кремния от времени флотации с применением ЛС и без ЛС

Таким образом, установлен положительный эффект от применения реагента растительного происхождения - лигносульфоната на кинетику флотации минералов меди и кремния при обогащении медно-молибденовой руды. Применение лигносульфоната привело к ускорению процесса флотации в 2 раза и повышению качества медного концентрата на 3,7 % по содержанию меди. Содержание кремния в медном концентрате снизилось с 11,3 % до 9 %, а его извлечение в концентрат уменьшилось на 1,78 %

Список использованных источников

1. Афанасова А.В. и др. Исследование влияния депрессоров на флотоактивные породообразующие минералы при флотации сульфидных золотосодержащих руд // ГИАБ – 2022. – №. 6-2. – С. 161-174.
2. Халимов Ш. К. и др. Анализ использования местных реагентов при флота-ции медно-молибденовых руд // Цифровые технологии в промышленности. – 2025. – Т. 3. – №. 4. – С. 94-98.
3. Тептерева Г. А., Волошин А. И. Возможности лигносульфонатов для извлечения минера-лов из природных руд методом флотации //Известия ТПУ. Инжиниринг георесурсов. 2025. Т. 336,№ 4. – 2025.
4. Матвеева Т.Н. и др. Применение нового композиционного реагента для флотационного выделения целевых минералов в коллективный медно-молибденовый концентрат // ГИАБ – 2021. – № 11. – С. 80-94.

Evaluation of the efficiency of lignosulfonate on the flotation kinetics of copper and silicon minerals during copper-molybdenum ore enrichment

Gerasimenko S.I., Matveeva T.N., Karkeshkina A.Yu.

The use of lignosulfonates as depressants in the flotation of copper-molybdenum ore is being investigated. The prospects of using lignosulfonates as inexpensive and available reagents to improve the efficiency of flotation enrichment of ores have been confirmed.

ИННОВАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ И РЕАГЕНТЫ ФЛОТАЦИИ ОКИСЛЕННЫХ И СУЛЬФИДНЫХ МЕДНЫХ РУД: ПРОБЛЕМЫ, РЕШЕНИЯ, ПЕРСПЕКТИВЫ

Щеглова С.А.[1], Никитина Л.Г.[2], Гаврисенко А.М.[3]

[1,2] Забайкальский государственный университет, г. Чита, Российская Федерация,
[3] ООО «Флотент Кемикалс Рус», г. Самара, Российская Федерация ,
e-mail: ssheglova@mail.r, nikitina-lg@mail.ru, drongav@inbox.ru

Представлен комплексный анализ современных направлений развития реагентных режимов флотации окисленных медных руд. На примере применяемого на Удоканском месторождении технологического режима охарактеризованы традиционные подходы к реагентной обработке сложных по составу руд.

Флотация остаётся ведущим методом обогащения медных руд, обеспечивая получение более 90 % мировых объёмов медных концентратов. Ключевое влияние на эффективность этого процесса оказывает реагентный режим, и в первую очередь – тип и характеристики собирателей, которые избирательно закрепляются на поверхности целевых минералов, придавая им гидрофобные свойства. Классическая схема флотации медных минералов базируется на использовании сульфгидрильных собирателей – ксантогенатов и аэрофлотов.

Окисленные и смешанные разновидности медных руд залегают в верхних горизонтах практически всех месторождений меди, и на начальных этапах отработки они извлекаются в значительных объёмах. Примерами таких объектов служат Джезказганское, Удоканское, Кальмакырское и ряд других месторождений.

Особо сложным вещественным составом выделяется Удоканское месторождение, относящееся к стратиформному типу. Оно характеризуется высоким содержанием окисленного железа, аномальными концентрациями серебра и различной степенью окисленности минералов. Вмещающие породы представлены в основном кварцитовидными песчаниками (87 % от всего объёма пород), известковистыми песчаниками (8 %), алевролитами и аргиллитами (5 %). Минеральный состав промышленных руд месторождения преимущественно халькозин-борнитовый с примесью магнетита и гематита. Второстепенную роль играют брошантит-малахитовые руды, а пирит-халькопиритовые разности встречаются редко. По соотношению сульфидных и карбонатных форм меди и по показателям общей и окисленной меди выделяют три технологических сорта: сульфидные (степень окисления 0–30 %), смешанные (30–70%) и окисленные (70–100 %) [1].

Одним из перспективных направлений флотации окисленных минералов является применение собирателей гидроксаматов – хелатирующих реагентов, избирательно реагирующих с ионами металлов окисленных руд (Компания «Флотент Кемикалс Рус»).

Оксигидрильный собиратель может убрать подачу во флотацию сульфидизатора и снизить подачу ксантогената [2].

В рамках данного направления проведены испытания на рядовых пробах Удоканского месторождения с окисленностью 60%, где исследовались различные соотношения смесей собирателей.

В опытах применялись: оксигидрильный собиратель FLOTENT; ксантогенат калия бутиловый (ГОСТ 7927-75); метилизобутилкарбинол; натрий сернистый (ГОСТ 596-89); жидкое стекло (ГОСТ 13078-81).

Изучена флотация медной руды (содержание Cu 1,3 %) с использованием двойной смеси: бутиловый ксантогенат и гидроксаматный собиратель в соотношениях 1:1, 1:0,5, 1:0,7 и 1:1,5. При общем расходе реагента 55 г/т гидроксамата (в комбинации с ксантогенатом, расход которого составлял 220 г/т) удалось получить концентрат основной флотации с извлечением меди до 72 %.

Гидроксаматный собиратель отличается избирательной реакцией с ионами металлов. Он формирует устойчивые комплексы с катионами (Fe, Cu, Al, РЗЭ и др.), что обеспечивает связывание с поверхностью минералов и придаёт им гидрофобность, а длинная углеводородная цепь способствует лучшему всплыванию частиц при пенной флотации. Высокая селективность реагента позволяет повысить качество флотоконцентрата, за счёт содержания полиаминов усиливается адгезия к минеральным частицам. Внедрение инновационных комбинированных собирателей рассматривается как многообещающее направление для улучшения технико-экономических показателей переработки сложных руд Удоканского месторождения. Дальнейшие исследования рекомендуется направить на проведение укрупнённых лабораторных и опытно-промышленных испытаний наиболее эффективных реагентных режимов на представительных пробах удоканских руд.

Список использованных источников

1. Зачем России Удокан / Н.П. Лаверов, А.А. Козицын, А.Н. Митин // Вестник Российской академии наук. – 2003. – Т. 73, № 6. – С. 507-516.
2. ООО «Флотент Кемикалс Рус»: отечественная альтернатива импортным реагентам // Глобус: геология и бизнес. – 2022. – 11 августа. – URL: https://www.vnedra.ru/tehnologii/ooo-flotent-kemikals-rus-otechestvennayaalternativa-importnym-reagentam-19025/ (дата обращения: 17.02.2026).

Innovative methods and reagents in the flotation of oxidized and sulfide copper ores: problems, solutions, prospects

Shcheglova S.A., Nikitina L.G., Gavrisenko A.M.

A comprehensive analysis of modern trends in the development of reagent modes of flotation of oxidized copper ores is presented. Using the technological regime used at the Udokan deposit as an example, traditional approaches to reagent treatment of complex ores are described.

ПОВЫШЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ МОДИФИКАТОРОВ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АЛМАЗОВ*

Морозов В.В., Двойченкова Г.П., Самусев А.Л., Тимофеев А.С.
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр имени академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: andrey63vzm@mail.ru*

Определено влияние температуры и pH среды на селективность закрепления люминофорсодержащих модификаторов спектрально-кинетических характеристик алмазов в условиях применения реагентов-регуляторов при обработке алмазосодержащих кимберлитов.

Модифицирование спектральных характеристик слабо- и аномально люминесцирующих алмазов основано на селективном закреплении на поверхности алмазов люминофорсодержащих реагентов-модификаторов, представляющих собой устойчивую эмульсию люминофоров, придающих алмазам спектральные характеристики природного алмаза, и органической жидкости [1].

Селективность закрепления люминофорсодержащих композиций на алмазах достигается за счет снижения адгезии органической жидкости на поверхности минералов кимберлита реагентами-регуляторами и поддержания оптимального соотношения компонентов в составе водной эмульсии реагента-модификатора (люминофоров, органического коллектора, воды, реагента-диспергатора) [2].

Важным условием достижения положительного результата является поддержание оптимальных параметров водной фазы в операциях обработки алмазосодержащих продуктов перед рентгенолюминесцентной сепарацией и в первую очередь температуры среды [3].

Проведены исследования на материале проб крупностью от 4 до 6 мм кимберлитовой породы с различной степенью гипергенных изменений для сравнения с результатами экспериментов ранее поставленных на образцах первичных кимберлитов, характеризующихся сниженной олеофильностью.

Результаты визиометрического анализа в ультрафиолетовом освещении поверхности частиц кимберлитовой породы после обработки в эмульсии модификатора показали, что люминофорсодержащий модификатор концентрируется на включениях гидрофобных минералов в зернах кимберлитовой породы, таких как тальк, мусковит, пирит (рисунок 1 *а*) или на массивных агрегатах талька с другими минералами (рисунок 1 *б*).

* **Исследование выполнено при финансовой поддержке Российского научного фонда, грант №25–17–00009**

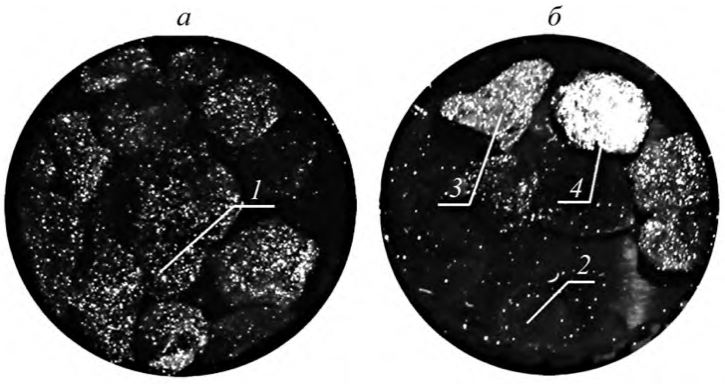


Рисунок 1 – Результаты визиометрического анализа (в ультрафиолетовом освещении) закрепления люминофорсодержащего коллектора (светлые участки) на частицах крупностью – б + 4 мм кимберлитовой породы различных типов:
а – первичная; б – гипергенно измененная; 1 – кимберлит первичный; 2 – зерно магнетита; 3 – кимберлит серпентинизированный; 4 –тальк-карбонат-серицитовый агрегат

Суммарная доля покрытия поверхности частиц кимберлитовой породы люминофорами составляет от 5 % для первичных кимберлитов до 25 % для измененных кимберлитов.

Существенное закрепление модификаторов на гипергенно измененных кимберлитах делает необходимым применение специальных реагентов-регуляторов, нивелирующих этот процесс и повышающих селективность рентгенолюминесцентной сепарации за счет снижения выхода в концентрат кимберлита.

Для оценки влияния реагентов регуляторов на олеофильность минералов кимберлита измеряли краевые углы смачивания в системе минерал – органический коллектор – водная фаза. Для измерений краевых углов смачивания использовали прибор DSA25, оснащенный программным обеспечением для обработки изображений. Встроенная программа позволила определить краевой угол смачивания в момент стабилизации системы минерал – капля органического коллектора - водная фаза.

Анализ результатов измерений показал, что при повышении температуры краевой угол смачивания возрастает (рисунок 2).

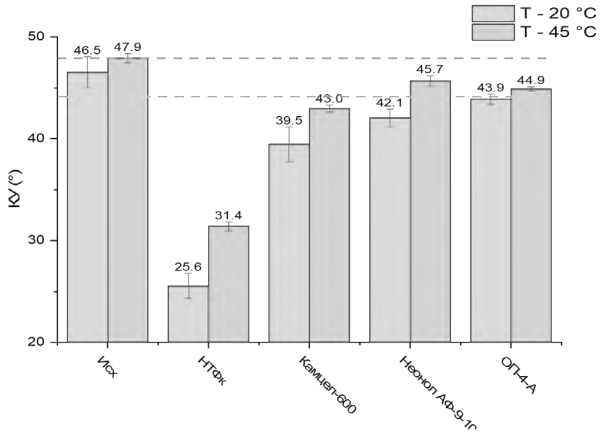


Рисунок 2 – Влияние температуры среды на краевой угол смачивания (КУ) поверхности измененного кимберлита в модельной воде (Исх) и в растворах реагентов- регуляторов

Увеличение краевого угла смачивания часто является следствием существенного снижения поверхностного натяжения на границе раздела фаз органический коллектор – водный раствор. В таких условиях наиболее обоснованным способом оценки влияния температуры среды и других факторов на взаимодействие органического коллектора с минеральной поверхностью является расчет энергии адгезии [4].

Для расчета энергии адгезии аполярного коллектора на поверхности минералов по уравнению Дюпре – Юнга определяли поверхностное натяжение границы раздела фаз органический коллектор – водная фаза. Измерения проводили с использованием сталагмометра СТ-1 путем определения объема всплывающих капель коллектора, отрывающихся от изогнутого капилляра.

Результаты исследований показали, что измененный кимберлит характеризуется большей энергией адгезии на его поверхности органического коллектора (9,92 против 7,85 мДж/м^2).

Применение реагентов-регуляторов различных классов в неодинаковой степени уменьшают интенсивность взаимодействия органического коллектора с поверхностью кимберлитов.

Применение реагентов-регуляторов ряда алкилфосфонатов (ОЭДФК, НТФ, ИС-3) обеспечивает уменьшение энергии адгезии органического коллектора (смеси тяжелого газойля каталитического крекинга и дизельной технологической фракции) до 4,38 и 4,97 мДж/м^2 (первое значение – на первичном кимберлите, второе на гипергенно-измененном кимберлите).

При использовании реагентов ряда органических полимеров (Камцел 600, КМЦ – 75, полиэтиленгликоль 1400) установлено уменьшение энергии адгезии органического коллектора на кимберлите до 3,12 и 6,12 мДж/м^2.

При использовании реагентов регуляторов класса оксиэтилированных алкилфенолов (Неонол АФ-9-8, ОП-4, ЭО-20) энергия адгезии органического коллектора на кимберлите снижается до 2,68 и 4,66 мДж/м^2.

Энергия адгезии органического коллектора на измененном кимберлите при нагреве среды с 20 до 45^{o}С снижается в случае применения реагентов-регуляторов ряда органических полимеров с 6,12 до 5,15 мДж/м^2.

Для реагентов ряда оксиэтилированных алкилфенолов энергия адгезии снижается с 4,66 до 3,99 мДж/м^2. Для реагентов класса алкилфосфонатов - с 5,7 до 4,94 мДж/м^2.

Для первичных кимберлитов полученные зависимости изменения энергии адгезии органического коллектора носят схожий характер. Вследствие меньших абсолютных значений энергии адгезии органического коллектора на поверхности первичного кимберлита (2,53–4,04 мДж/м2) относительное изменение энергии адгезии также заметно меньше.

Повышение температуры среды положительно влияет на закрепление реагента-

модификатора на поверхности алмазов в присутствии реагентов-регуляторов. Результаты визиометрического анализа показывают, что повышение температуры до 40-450С способствует уменьшению доли покрытия поверхности кимберлитовой породы люминофорами (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты визиометрического анализа влияния температуры среды на эффективность закрепления люминофоров на поверхности алмазов и кимберлита

Доля покрытия поверхности минералов люминофорами, %	Температура, °С					
	20	25	30	35	40	45
Алмаза	31,4	33,0	32,1	31,2	28,7	27,1
Первичного кимберлита	3,5	3,3	2,8	2,0	1,5	1,0
Измененного кимберлита	3.8	3.9	3.5	2.8	2.2	2,0

Достигаемый уровень покрытия кимберлита люминофорами в 1 – 2% заметно ниже граничного уровня в 3%, при котором возможно извлечение кимберлита в концентрат рентгенолюминесцентной сепарации.

Влияние температуры на спектрально-кинетические характеристики кристаллов алмаза после обработки модификаторами в присутствии реагентов-регуляторов определяли на рентгенолюминесцентном сепараторе «Полюс–М».

Результаты исследований показали, что повышение температуры приводит к изменениям свертки, отношения амплитуд быстрой и медленной компонент $К_А$ и времени запаздывания (таблица 2 – на примере модификатора МЛА-3 на основе Э-515-115) и регуляторов класса алкилфосфонатов), однако приобретенные значения компонент находятся в разрешенных диапазонах настроек детекторов сепаратора и не ухудшают извлекаемости алмазов в процессе сепарации.

Полученные результаты обосновывают возможность применения исследованных реагентов-регуляторов для повышения селективности закрепления модификаторов на аномально люминесцирующих алмазных кристаллах.

Таблица 2 – Спектрально-кинетические характеристики и результаты рентгено-люминесцентной сепарации (РЛС) после обработки алмазов–модификатором МЛА-3 при использовании реагентов-регуляторов при варьировании температуры

№	Реагент-регулятор	Свертка		$К_А$		τ, мс		решение	
		20°С	40°С	20°С	40°С	20°С	40°С	20°С	40°С
1	Без применения реагентов регуляторов	1	1	14,4	13,8	0,6	0,5	-	-
2	ОЭДФ комплексонат, 50 мг/л	0,24	0,21	4,6	6,2	1,8	2,0	+	+
3	НТФ комплексонат, 50 мг/л	0,40	0,29	3,8	7,8	3,2	3,6	+	+
4	Диапазон настроек сепаратора	0,1–1		0,2–12		0,1–10		+	

"+", ("-") – обнаружен (не обнаружен) как алмаз в процессе РЛС

Эффективность модифицирования характеристик кристаллов алмаза при повышенной температуре оценивали в процессе РЛС алмазо-кимберлитовой смеси, проводимой на сепараторе «Полюс–М», с использованием критерия $К_Э$, который рассчитывался как разность извлечения алмазов ($\varepsilon_А$) и извлечения кимберлита ($\varepsilon_К$), с учетом коэффициента влияния выхода кимберлита на затраты при доводочных операциях (5,0):

$$К_Э = \varepsilon_А - 5 * \varepsilon_К$$

Таблица 3 – Влияние температуры среды на показатели РЛС алмазо-кимберлитовой смеси при использовании модификатора МЛА-3 и регуляторов класса алкилфосфонатов

№	Реагент-регулятор	Извлечение, %				Коэффициент эффективности, %	
		алмазов		кимберлита			
		20°С	40°С	20°С	40°С	20°С	40°С
1	Без применения реагентов регуляторов	80,0	87,0	1,85	1,20	70,75	81,0
2	ОЭДФ комплексонат	90,0	90,0	1,34	1,16	83,40	84,20
3	НТФ комплексонат	90,0	90,0	1,35	0,91	83,25	85,45

Экспериментально установлена возможность повышения селективности извлечения алмазов со слабой или аномальной люминесценцией, в сравнении с минералами кимберлита при повышении температуры среды до 40°С и последующей промывке концентрата при 20°С (таблица 3).

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. и др. Оптимизация состава и условий применения реагентов для модификации спектральных характеристик алмазов при рентгенолюминесцентной сепарации // Горные науки и технологии. – 2023. -8(4). -313–326.
2. Чантурия В.А. и др. Регулирование олеофильности поверхности алмазов и минералов кимберлита добавками реагентов-регуляторов различных классов // Горные науки и технологии (Россия). - 2025;10(4). –С. 379–392.
3. Чантурия В.А. и др. Модифицирование люминесцентных свойств аномально светящихся алмазов люминофорсодержащими композициями для повышения селективности процесса рентгенолюминесцентной сепарации // ФТПРПИ. -2023. -3. -С.108-122.
4. Дерябин В.А. и др. Физическая химия дисперсных систем. – М.: Юрайт, 2018. – 86 с.

Increasing the selectivity of fixing luminophores-containing modifiers of spectral and kinetic characteristics of diamonds

Morozov V.V., Dvoichenkova G.P., Samusev A.L., Timofeev A.S.

The influence of temperature and pH of the medium on the selectivity of the fixation of modifiers of luminophores-containing modifiers of spectral kinetic characteristics of diamonds during conditions of using reagents regulators in the processing of diamond-containing kimberlites has been determined.

СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ ТОНКОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ПРИ ФЛОТАЦИИ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ РУД С ПРИМЕНЕНИЕМ ПНЕВМАТИЧЕСКИХ МАШИН

Лукьянов К.В., Лавриненко А.А.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Российская Федерация, Москва, *e-mail: kirillluk@list.ru*

Рассматривается эффективность пневматических флотационных машин для извлечения тонкодисперсного золота из малосульфидных руд. Представлены результаты сравнительных экспериментов с пневмомеханической машиной. Показано, что использование пневматической флотационной машины снижает потери золота с хвостами обогащения на 9,55 % и увеличивает извлечение во флотационный концентрат до 84,02 %.

Эффективность флотации в значительной степени определяется конструкцией и технологическими возможностями применяемого оборудования, в связи с чем широкое распространение получают пневматические флотационные машины, обеспечивающие высокие показатели извлечения тонкодисперсных минералов.

Широкое распространение в мировой практике получили флотационные машины типа Jameson Cell (Австралия, 1980-е гг.) [1, 2], применяемые при обогащении сульфидных медных, цинковых и золотосодержащих руд. Принцип работы данной флотационной машины основан на интенсивной струйной аэрации: пульпа подается насосом через сопло, где формируется струя высокого давления, захватывающая воздух из атмосферы. При ударе струи о поверхность в флотационной камере возникают силы сдвига значительно выше, чем в пневмомеханических флотомашинах, приводя к диспергированию воздуха в пузырьки размером менее 0,5 мм. При этом создается турбулентный режим с высокой скоростью движения пузырька, что обеспечивает более быстрое прилипание частиц ценного компонента, а также обеспечивает повышение скорости флотации по сравнению со стандартными чановыми флотационными машинами [3].

Таким образом, анализ современного уровня развития технологий флотационного обогащения золотосодержащих руд демонстрирует высокую эффективность пневматических флотационных машин при извлечении тонкодисперсного труднообогатимого сырья. Их применение обеспечивает интенсификацию процессов, снижение потерь тонкодисперсного золота и экономию ресурсов.

Цель исследования заключается в минимизации потерь золота с хвостами обогащения с применением флотационных машин пневматического типа. В качестве объекта исследования была выбрана проба малосульфидной золотосодержащей руды.

Согласно данным рентгенофазового анализа, основными минералами пробы малосульфидной руды являются: кварц, каолинит, минералы группы слюд, в меньшей

степени отмечаются минералы группы карбонатов, минералы группы полевых шпатов и пирит. Главными породообразующими минералами в исследуемой пробе являются кварц (70 % абс.) и глинисто-слюдистые минералы – 20,9 % абс. Среди второстепенных отмечаются минералы группы карбонатов – 3,6 % абс. и полевые шпаты – 2,5 % абс.

Рудная минерализация в исследуемой руде представлена сульфидными и окисленными минералами различных металлов. Главным сульфидным минералом является дисульфид железа (1,1 % абс.), который представлен в пробе пиритом, мышьяковистым пиритом и марказитом. Главным полезным компонентом в исследуемой пробе руды является золото, попутным – серебро. Золото представлено как в самородном виде, так и в виде природного сплава с серебром – электрума (содержание Ag составляет более 25 %). Средний размер золотин, обнаруженных в исследуемом материале варьируется в пределах от 1,3 до 37,5 мкм.

Результаты технологических опытов (таблица 1) свидетельствует, что пневматическая флотационная машина демонстрирует более высокое извлечение золота на основной и контрольных операциях. Особенно показательно снижение потерь Au с хвостами II контрольной флотации: с 25,53 % до 15,98 %, (на 9,55 %). Одновременно извлечение по суммарному концентрату поднялось с 74,47 % до 84,02 %, что подтверждает более высокую эффективность процесса в целом.

Таблица 1 – Результаты технологических опытов по снижению потерь Au с хвостами обогащения на различных типах флотационных машин

Название продуктов	Выход, %	Содержание Au, г/т	Извлечение Au, %
Пневмомеханическая флотационная машина			
К-т м/ц фл.	*7,54*	*15,86*	*49,83*
К-т осн фл.	3,58	11,59	17,29
К-т I контр. фл.	2,21	6,05	5,57
К-т II контр. фл.	1,37	3,13	1,79
Суммарный к-т (к-т м/ц фл + к-т пневмомеханической машины)	14,70	12,16	74,47
Хв-ты II контр. фл.	85,30	0,72	25,53
Исходная руда	100,00	2,40	100,00
Пневматическая флотационная машина			
К-т осн фл.	6,55	7,76	21,18
К-т I контр. фл.	5,33	2,67	5,93
К-т II контр. фл.	11,12	1,53	7,09
Суммарный к-т (к-т м/ц фл + к-т пневматической машины)	30,54	6,60	84,02
Хв-ты II контр. фл.	69,46	0,55	15,98
Исходная руда	100,0	2,40	100,00

Несмотря на то, что в опытах на пневмомеханической флотационной машине концентрат основной флотации получается богаче по содержанию Au, пневматическая

флотационная машина показывает более высокое суммарное извлечение золота, более низкие потери с хвостами обогащения и более эффективную работу на контрольных операциях. Итак, по совокупности показателей пневматическая флотационная машина является более предпочтительной для данных условий флотации.

С целью определения возможности извлечения золота из хвостов обогащения с применением пневматической флотационной машины провели технологические испытания на малосульфидной руде. Обогащение осуществлялось в замкнутом цикле, после чего хвосты второй контрольной флотации передавались на пневматическую флотацию [5].

Результаты технологических опытов представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты технологических опытов по доизвлечению золота из хвостов обогащения пневмомеханической флотационной машины

Название продуктов	Выход, %	Содержание, Au, г/т	Извлечение, Au, %
Пневмомеханическая флотационная машина			
К-т м/ц фл.	7,54	15,86	49,83
К-т осн фл.	3,58	11,59	17,29
К-т I контр.фл.	2,21	6,05	5,57
К-т II контр.фл.	1,37	3,13	1,79
Суммарный к-т	14,70	12,16	74,47
Хв-ты II контр.фл. (питание пневматической флотации)	85,30	0,72	25,53
Пневматическая флотационная машина			
К-т III контрольной флотации	2,08	4,39	3,80
К-т IV контрольной флотации	5,80	1,88	4,54
Суммарный к-т (с доизвлечением Au на пневматической ФМ)	22,58	8,80	82,82
Хвосты IV контрольной флотации	77,42	0,53	17,18
Исходная руда	100,00	2,40	100,00

По результатам проведенных технологических опытов установлено, что включение в схему двух дополнительных контрольных флотаций на пневматической машине позволяет заметно повысить общую эффективность обогащения малосульфидных руд. Установлено, что суммарное извлечение Au возрастает на 8,35 % (с 74,47 % до 82,82 %), а содержание Au в отвальных хвостах снижается до 0,53 г/т.

Таким образом, по результатам проведенных флотационных опытов установлено, что пневматическая флотационная машина в рассматриваемых условиях обеспечивает более высокую технологическую эффективность по сравнению с пневмомеханической. В опытах с сопоставимыми технологическими схемами пневматическая флотационная машина показывает более полное извлечение золота на основной и контрольных операциях, а также более низкие потери золота с хвостами обогащения.

Дополнительные опыты в замкнутом цикле с направлением хвостов II контрольной флотации на III и IV контрольные операции подтвердили целесообразность применения пневматической флотации для доизвлечения золота из хвостов обогащения. Введение данных операций позволило повысить суммарное извлечение, снизить содержание золота в отвальных хвостах обогащения.

Список использованных источников

1. Stieper G. [et al.] Significant increase in gold recovery using Jameson Cell flotation technology // Proceedings of World Gold 2019. – The Australasian Institute of Mining and Metallurgy: Melbourne, 2019. – P. 404-411.
2. Harbort, G.J. [et al.] Jameson Cell fundamentals – a revised perspective // Minerals Engineering. – 2003. – Vol. 16, No. 11. – P. 1091-1101.
3. Glencore Technology. Jameson Cell – From Breakthrough to Benchmark // Technical Bulletin. – Brisbane, 2025.
4. Mining Business Africa. Jameson Cell lifts gold recovery at Fruta del Norte [Электронный ресурс]. – 2026. Режим доступа: https://miningbusinessafrica.co.za/jameson-cell-lifts-gold-recovery-at-fruta-del-norte/
5. Полупромышленные испытания флотомашины Jameson Cell на золотоизвлекательной фабрике ОАО "Ресурсы Албазино" / А. А. Чистяков [и др.] // Обогащение руд. – 2014. – № 4(352). – С. 23-26.

Reduction of losses of fine-dispersed gold duringflotation of low-sulfide ores using pneumatic machines.

Lukyanov K.V., Lavrinenko A.A.

The efficiency of pneumatic flotation machines for fine gold recovery from low-sulfide ores is considered. The results of comparative experiments with a pneumomechanical machine are presented. It is shown that the use of pneumatic flotation reduces gold losses with tailings by 9.55% and increases total recovery to 82.82%.

ПРИМЕНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

Коваленко Е.Г.[1], Морозов В.В.[2], Бабушкина А.Д. [1], Чуть-Ды В.А.[1]

[1] Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса», г. Мирный, Российская Федерация,
e-mail: kovalenkoeg@alrosa.ru

[2] Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС»,
Москва, Российская Федерация

Рассмотрено применение на предприятиях АК «АЛРОСА» комбинированных технологий кондиционирования рудного сырья и оборотной воды, включающих сочетание способов тепловой, электрохимической, акустической и реагентной обработки водно-минеральных систем для повышения эффективности пенной сепарации алмазов.

В институте «Якутнипроалма» и ИПКОН РАН проведено теоретическое обоснование комбинированных технологий интенсификации процесса пенной сепарации. Основной концепцией выбора способов воздействия на водно-минеральные системы являлось применение комбинированных технологий, обеспечивающих комплексное удаление различных типов гидрофильных покрытий на алмазах и предотвращение возможности их повторного образования [1, 2]. Реализация данной концепции предполагает решение следующих основных задач:

– восстановления природной гидрофобности алмазов за счет удаления рельефных, пленочных и шламовых гидрофильных поверхностных образований;

– предотвращение вторичной гидрофилизации алмазов кристаллизующимися из водной фазы пленками карбонатных и силикатных минералов;

– снижение накапливания в оборотной воде адгезионно активных шламовых классов;

– выбор состава собирателя и температурных режимов, обеспечивающих максимальную интенсивность и селективность закрепления аполярного собирателя на алмазах.

В качестве основных способов модифицирования свойств алмазов, кимберлита и собирателя были выбраны:

– тепловое кондиционирование исходного питания в интервале температур 80-86°С (термомеханическое разрушение рельефных покрытий, термохимическое растворение гидрофильных пленок);

– виброакустическое кондиционирование исходного питания ультразвуковым полем с энергией 5 Вт/см^3 (удаление пленок и шламовых покрытий);

– электрохимическое кондиционирование оборотной воды (предотвращение повторной кристаллизации гидрофильных минеральных пленок);

– тепловое кондиционирование исходного питания в операции кондиционирования с собирателем (обеспечение эффективного закрепления собирателя на поверхности алмазов);

– кондиционирование исходного питания реагентами-антискалантами (предотвращение закрепления шламов на алмазах);

– кондиционирование исходного питания неионогенными реагентами диспергаторами (повышение активности собирателя по отношению к алмазам.

Условием достижения эффективности технологического процесса при совместном применении перечисленных способов является проявление положительного синергетического эффекта, заключающегося в промотировании физико-химического эффекта от каждого комбинируемого способа.

Сочетание тепловой обработки исходного питания при 80-86°С и бездиафрагменной электрохимической обработки (ЭХО) при расходе энергии 1–1,4

кВт/ч на 1 $м^3$ оборотной воды обеспечивает ускорение в несколько раз скорости очистки поверхности алмазов и предотвращение повторного отложения на ней гидрофилизирующих пленок. Сочетание тепловой и виброакустической технологии обработки исходного питания приводит к необратимому удалению с поверхности алмазов шламовых покрытий. Данный эффект усиливается при комбинировании тепловой, виброакустической и реагентной обработки.

Необходимым условием реализации конечной цели – повышения эффективности всего передела пенной сепарации является выбор обоснованных интервалов параметров комбинируемых способов, что обусловлено возможностью возникновения нежелательных эффектов. Так, например, применение реагентов – диспергаторов становится менее эффективным при существенном повышении температуры среды. Причиной такого эффекта может быть связывание реагентов в нерастворимые соединения компонентами сильноминерализованных оборотных вод.

Другим аспектом применения комбинированных технологий является учет их одновременного влияния на комплекс процессов подготовительных и основных технологических операций, включая цикл замкнутого водооборота. Интенсивная тепловая обработка питания пенной сепарации сопровождается благоприятным фактором повышения температуры среды в операции кондиционирования с собирателем и последующих операций цикла пенной сепарации. Напротив, удаление гидрофильных шламовых покрытий с поверхности алмазов сопровождается ростом устойчивости шламовых классов кимберлита в водной фазе и требует повышения эффективности очистки оборотных вод.

Важным компонентом применения комбинированных технологий является обоснованный выбор и модификация состава применяемых собирателей. Выбор состава собирателей во многом определяется параметрами операций подготовки алмазо-кимберлитовых продуктов к пенной сепарации и, в первую очередь, температурными режимами процесса кондиционирования. Эффективным примером взаимосвязанного регулирования процессов кондиционирования и пенной сепарации является применение в качестве собирателя смеси мазутов и дегазированной нефтью в заданном соотношении с предварительным подогревом компаундированного собирателя перед кондиционированием исходного питания до температуры 38-45°С.

Апробация комбинированных технологий повышения эффективности пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» показала их эффективность. На ОФ №3 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа проведены опытно-промышленные испытания тепловой обработки пульпы при температуре 80-85°С и бездиафрагменной ЭХО оборотной воды при расходе энергии 1,2-1,5 кВтч/$м^3$. Результаты показали, что разработанный режим интенсификации процесса пенной сепарации позволяет повысить извлечение алмазов из класса

-2+0,5 мм в цикле пенной сепарации на 4,9–5,1 %. Подтверждено, что тепловая обработка алмазосодержащего концентрата острым паром при $t_{пульпы}$=80-85°С обеспечивает поддержание в операции кондиционирование питания с собирателем температуры 30-38°С и в пенной сепарации - температуры 14-24°С. Показана эффективность совместного применения виброакустической и тепловой обработки, обеспечивающей повышение извлечения алмазов на 4,5 %. Разработанная технология рекомендована для промышленного освоения на ОФ №3.

Опытно-промышленные испытания применения в процессе пенной сепарации операций тепловой обработки пульпы при температуре 80-85°С и бездиафрагменной ЭХО оборотной воды при расходе энергии 1,2-1,5 кВтч/м^3. Результаты показали, что разработанный режим интенсификации процесса пенной сепарации позволяет повысить извлечение алмазов на 4,9–5,1 %.

На ОФ №14 Айхальского ГОКа проведены промышленные испытания модифицированного собирателя на основе мазута Ф-5 с добавками дизельной технической фракции. Положительные результаты промышленных испытаний реагентного режима пенной сепарации стали основанием для внедрения технологии на ОФ №3 и № 12 АК "АЛРОСА". Там же апробирована и внедрена технология пенной сепарации с применением в качестве собирателя смеси мазута Ф-5 и Маччобинской нефти при применении операции нагревания компаундированного собирателя. Зафиксировано увеличение извлечения алмазов на 2,5 %. Замена мазута на местное сырье (Маччобинскую нефть) также позволило получить значительную экономию.

Разработаны и внедрены на ОФ №3 схемы режимы обесшламливания оборотной воды цикла пенной сепарации, базирующиеся на использовании последовательно установленных гидроциклонов и флотоклассифицирующих трехпродуктовых осветлителей ОФГ–1,6М и ОФГ–1,2М, обеспечивающие снижение в 2 раза концентрации шламов в оборотной воде, увеличение степени замыкания водооборота до 85 %, снижение расхода свежей воды и флотационных реагентов на 7-10 %.

Таким образом, нами разработаны, апробированы и внедрены комбинированные режимы подготовки алмазосодержащего продукта к флотационному обогащению, обеспечивающие суммарное повышение извлечения алмазов в цикле пенной сепарации до 8,1 % при одновременном сокращении расхода реагентов на 7-10 %.

Список использованных источников.

1. Двойченкова Г.П. и др. Повышение эффективности пенной сепарации алмазосодержащего материала за счет комбинированной очистки поверхности алмазов от шламовых гидрофилизирующих покрытий // ГИАБ. 2022. -10. –С.20-38.
2. Коваленко Е.Г. и др. Оптимизация состава собирателей и температурного режима пенной сепарации при обогащении алмазосодержащих кимберлитов // ГИАБ. – 2026. – № 4. – С. 136–150.

Application of combined technologies to increase the efficiency of foam separation of diamond-bearing kimberlites

Kovalenko E.G., Morozov V.V., Babushkina A.D., Chut–Dy V.A.

The application of combined technologies for conditioning ore raw materials and recycled water at JSC "ALROSA" enterprises, including a combination of thermal, electrochemical, acoustic and reagent treatment of water-mineral systems to increase the efficiency of diamond foam separation, is considered.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНОЙ АПРОБАЦИИ РЕАГЕНТОВ РЕГУЛЯТОРОВ ДЛЯ АКТИВАЦИИ СОБИРАТЕЛЯ В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Чуть-Ды В.А.[1], Бабушкина А.Л.[1], Двойченкова Г.П.[2], Тимофеев А.С.[2], Власов А.С.[2]

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

[2] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация

Результатами опытных испытаний с использованием промышленного пенного сепаратора ПФМ-10М установлена технологическая эффективность реагентов-регуляторов (диспергатора ОП-4А, антискалантов: НТФ-20, ИС-3) для повышения эффективности аполярных собирателей в цикле пенной сепарации алмазосодержащего сырья.

На основании результатов лабораторных исследований, выполненных на опытном пенном сепараторе сотрудниками ЯНА и ИПКОН РАН в лаборатории ФМО и СОВ института «Якутнипроалмаз», выбраны и апробированы в промышленных условиях реагенты: собиратель мазут Ф-5; диспергатор (эмульгатор) ОП-4А; антискалант НТФ-20; антискалант АКВА ИС-3.

Свойства принятых к испытанию реагентов максимально соответствуют их эффективному применению для пенной сепарации алмазосодержащего материла в условиях замкнутого водооборота на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА».

Опытные эксперименты в схеме пенной сепарации на ОФ№3 МНГОКа проведены с использованием машины ПФМ-10М в порядке и по методике, аналогичным порядку и методике выполнения предыдущих лабораторных исследований, выполненных с использованием опытного пенного сепаратора института «Якутнипроалмаз».

На всех этапах ОПИ выполнялся круглосуточный контроль количественной подачи исследуемых реагентов в схему пенной сепарации ОФ №3 МНГОКа. Сушка, рассев, взвешивание отобранных проб проводились совместно специалистами институтов «Якутнипроалмаз» и ИПКОН РАН.

Опробование технологического процесса пенной сепарации в период испытаний проводилось по двум направлениям: прямое опробование продуктов обогащения машины пенной сепарации ПФМ10М, выполненное сотрудниками лаборатории ФМО и СОВ ЯНА при участии сотрудников ИПКОН РАН; постоянный текущий контроль процесса пенной сепарации, выполненный службой ОТК ОФ №3 МНГОКа.

В настоящей работе приводятся средние результаты по извлечению алмазов в концентрат, выданные службой ОТК фабрики при опробовании текущего процесса пенной сепарации с использованием исследуемых реагентов. Опытно-промышленные испытания (ОПИ) проведены последовательно в несколько этапов, перед которыми выполнялась настройка технологических параметров работы машины пенной сепарации ПФМ-10М и устанавливался базовый стандартный расход реагентов для процесса ПС.

На первом этапе ОПИ выполнены испытания нового реагента-диспергатора ОП-4А с контролем реагентного режима и производительности машины ПФМ-10М.

На втором этапе ОПИ выполнены испытания нового реагента антискаланта НТФ-20 с контролем реагентного режима и производительности машины ПФМ-10М.

На третьем этапе ОПИ выполнены испытания нового реагента антискаланта АКВА ИС-3 с контролем реагентного режима и производительности машины ПФМ-10М.

На протяжении всего периода опытно-промышленных испытаний выполнен сбор данных контрольных опробований и текущих данных ОТК по извлечению алмазов в продукты пенной сепарации алмазосодержащих россыпей.

Предварительный анализ данных, полученных опробованием текущего процесса службой ОТК, позволяет сделать следующие выводы:

1. На первом этапе испытаний извлечение за период базового режима на переделе пенной сепарации изменялось в пределах от 25,2 от 34,3 %. Потери алмазов с хвостами составили 109-369 карат. При подаче в процесс пенной сепарации диспергатора ОП-4А извлечение алмазов в концентрат повысилось от 41,1 до 50 % при снижении потерь до 85 карат.

2. На втором этапе испытаний извлечение за период базового режима на переделе пенной сепарации установилось на уровне предыдущих показателей и составило 28,6 % при потерях 279 карат. При подаче в процесс реагента -антискаланта НТФ-20 в первый день подачи (переходный режим) извлечение алмазов в концентрат осталось практически без изменений (28,1 %) при снижении потерь до 256 карат. Однако на второй день испытаний извлечение алмазов в концентрат увеличилось до 50 % и на третий и четвертый день составило 100%. При этом отмечается достижение снижение потерь на второй день испытаний до 88 карат при снижении до 0 % на третий и четвертый день.

3. На третьем этапе испытаний проведена апробация антискаланта АКВА ИС-3, подача которого в процесс пенной сепарации позволила повысить извлечение алмазов в

концентрат от 54,3 % до 78,1 % при снижении потерь до 21 карата.

В период испытаний апробирован режим совместного применения диспергатора ОП4А и антискаланта ИС-3. Извлечение за период базового режима на переделе пенной сепарации составило 22,8 % при потерях 413 карат. В первый день исследований комбинированного реагентного режима извлечение алмазов в концентрат пенной сепарации увеличилось до 59,5 % и достигло на второй и третий день испытаний значений 100 % при снижении потерь до 66 карат на первый день применения комбинированного режима при снижении до 0 % на второй и третий день испытаний этого этапа. К последующим опытно-промышленным испытания, запланированным в текущем 2026 г. на рудном алмазосодержащем сырье (кимберлитах) трубки Юбилейная в технологической схеме пенной сепарации ОФ №14 Айхальского ГОКа, рекомендованы реагенты-регуляторы: диспергатор ОП4А, антискаланты НТФ100 и ИС-3, подтвердившие свою технологическую эффективность как в лабораторных, так и в промышленных условиях. Испытания запланированы в условиях комбинированного применения вышеперечисленных реагентов с целью отработки реагентного режима пенной сепарации, повышающего эффективность процесса в условиях использования высокоминерализованных оборотных вод и резких сезонных колебаний температуры.

Результатами математической обработки данных полупромышленных испытаний подтверждено отрицательное влияние высокого содержания шламов в исходном питании пенной сепарации на извлечение алмазов в соответствующий концентрат.

Опробования выполнены в период переработки исходного материала (шихты), характеризующейся различным соотношением содержания песков КСА-1 и КСА-2, которые в свою очередь содержат минимальное (КСА-1) и максимальное (КСА-2) количество шламов (материал крупностью 0,5 мм).

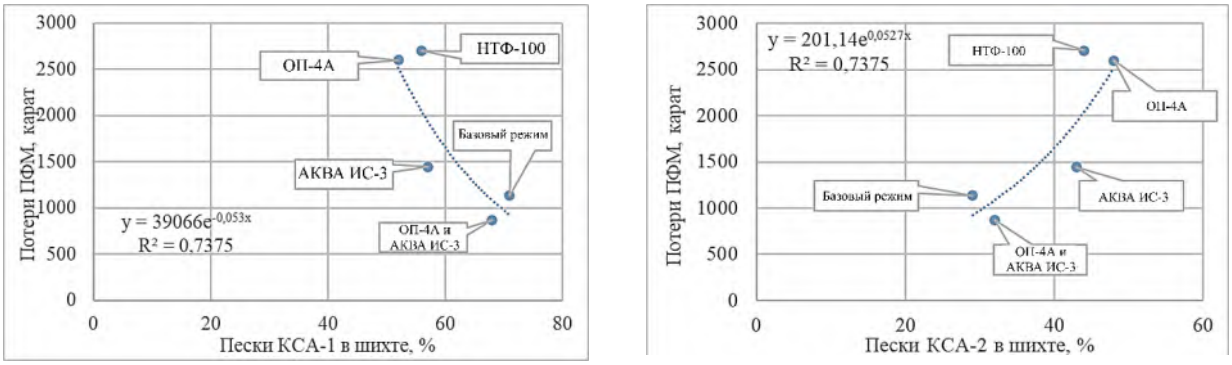


Рисунок – Зависимости потерь алмазов с хвостами ПФМ-10М в период ОПИ от содержания в исходной шихте шламов (по данным прямого опробования)

На рисунке показано, как более высокое содержание шламов в шихте питания пенной сепарации (питание КСА-2) приводит к увеличению потерь алмазов с хвостами пенной сепарации по сравнению с переработкой исходной шихты с низким содержанием

шламов (питание КСА-1), при которых потери алмазов уменьшаются.

Полученные данные учтены при составлении методики опытно-промышленных испытаний, запланированных на ОФ№14 Айхальского ГОКа в текущем году.

Technological efficiency of using structurally modified collector reagents in the foam separation cycle of diamond–containing raw materials

Chut-Dy V.A., Babushkina A.L., Dvoichenkova G.P., Timofeev A.S., Vlasov A.S.

The results of experimental tests using the PFM-10M industrial foam separator have established the technological efficiency of reagent regulators (OP-4A dispersant, NTF-20, and IS-3 antiscales) to increase the efficiency of apolar collectors in the foam separation cycle of diamond-bearing raw materials.

СОВРЕМЕННЫЕ ПРОБЛЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ, СОДЕРЖАЩЕГО ВОЛЬФРАМ И ОЛОВО*

Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской Академии Наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: viktoriki.v@gmail.com*

Представлен обзор по переработке W- и Sn- содержащего сырья и актуальность его переработки. Показаны проблемы потерь ценных компонентов в процессе переработки и методы их решения.

В последнее время вольфрам и олово привлекают внимание всего мира, учитывая высокий риск их поставок и экономическую важность в современном обществе. Оба металла имеют стратегическое значение для промышленности, технологий и обороны, что делает их объектами геополитических споров и инвестиционных усилий.

Новые подходы к эффективному использованию природных ресурсов требуют введения технологий с более глубоким извлечением вольфрама и олова.

Наиболее перспективными направлениями физического обогащения W и Sn содержащего сырья являются флотация, магнитная сепарация и гравитационное обогащение.

Создание новых технологий обогащения, снижения потерь металлов с тонкими классами, использования новых флотационных реагентов позволит повысить экономическую эффективность добычи в W и Sn из бедных руд и хвостов обогащения [1].

*** Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-00090, https://rscf.ru/project/26-17-00090/**

Вещественный состав оловянно-вольфрамовых руд характеризуется большим разнообразием минералов и зависит от типа месторождения. Основной промышленный минерал олова – касситерит. Содержание олова в нем составляет 78,8 %. Основными примесями в касситерите являются Fe, Ta, Ni, Ti, Mn, Pb, Si, W и др.

Обогащение коренных оловянных руд, отличающихся сложностью вещественного состава и неравномерной вкрапленностью касситерита, осуществляется по более сложным многостадиальным схемам с использованием не только гравитационных методов, но и флотогравитации, флотации и магнитной сепарации. При подготовке оловянных руд к обогащению необходимо учитывать способность касситерита к ошламованию вследствие его крупности. Более 70 % потерь олова при обогащении приходится на ошламованный касситерит, который уносится со сливами гравитационных аппаратов. Из шламов гравитационного обогащения касситерит извлекается флотацией с применением селективных реагентов собирателей и депрессоров, таких как Аспарал–Ф или аэрозоль - 22 (сукцинаматы), фосфоновые кислоты и реагент ИМ-50 (алкилгидроксамовые кислоты и их соли). Для депрессии минералов вмещающих пород применяется жидкое стекло, щавелевая кислота. Станнин - сульфидный минерал олова, хотя и является наиболее распространенным минералом после касситерита, не имеет промышленного значения. Содержание олова низкое и колеблется в пределах 27-29,5 %, наличие в станнине сульфидов меди и железа усложняет металлургическую переработку концентратов. Близость флотационных свойств станнина к сульфидам затрудняет их разделение при флотации. Из богатых оловянных россыпей выделяются гравитационные концентраты, содержащие до 60 % олова, а шламовые концентраты, получаемые как гравитационными, так и флотационными методами могут содержать от 15 до 5 % олова.

Основные минералы вольфрама - шеелит, вольфрамит, гюбнерит, молибдошеелит и др. Жильные и породообразующие минералы в рудах обладают близкими по удельному весу или по флотационной активности свойствами с минералами вольфрама. Совместное присутствие нескольких минеральных форм вольфрама приводит к усложнению схем обогащения и влияет на его извлечение.

Технология обогащения вольфрамовых руд имеет ряд специфических особенностей вследствие низких содержаний оксида вольфрама в рудах (0,1-0,6 %) и жестких требований к качеству товарных концентратов по содержанию оксида вольфрама и примесям [2]. Технология обогащения вольфрамовых руд включает предварительную концентрацию, обогащение измельченных продуктов предварительной концентрации с получением черновых концентратов и их доводку. Для предварительной концентрации используют гравитационные (тяжелосредная сепарация, отсадка), магнитные (для выделения основной массы пирротина и магнетита) и радиометрические методы [3]. Технологические характеристики вольфрамовых руд

определяются двумя основными вольфрамовыми минералами - вольфрамитом и шеелитом. Шеелит обладает значительным удельным весом (6,1), что позволяет использовать гравитационную сепарацию для переработки шеелита, однако потери на стадиях физического разделения значительно увеличиваются из-за склонности шеелита образовывать мелкие частицы (<10 мкм), которые теряются в хвостах.

Шеелит традиционно обогащается с помощью пенной флотации с 1930-х гг. Флотация шеелита была тщательно исследована во время Второй мировой войны в США и СССР, поскольку спрос на вольфрам для военного применения был значительно высок. В 1970-х гг. флотация шеелита получила широкое распространение, что привело к резкому увеличению научного интереса к флотации. Введение флотационного обогащения позволило перерабатывать тонковкрапленные шеелитовые руды с содержанием WO_3 в пределах 0,05-0,1 %, которые ранее считались забалансовыми и не подлежали переработке традиционными методами. Благодаря флотации стало возможным извлечение нескольких видов концентратов из комплексных руд, что увеличило экономическую эффективность переработки.

Сегодня шеелитовые руды обрабатываются по комбинированным гравитационно-флотационным схемам или чисто флотационным, в зависимости от состава и характеристик руды.

Шеелит — это ионный минерал, состоящий из катионов Ca^{2+} и анионов $[WO_4]^{2-}$, входящих в пространственную группу, он обладает значительным запасом свободной энергии на поверхности, что способствует благоприятной адсорбции молекул воды или гидроксильных анионов на его поверхности, что делает его значительно гидрофильным [4, 5].

Наличие несогласованных поверхностных атомов кальция [6, 7], т.е. с двумя оборванными связями и наличие отрицательного дзета-потенциала поверхности шеелита во всем диапазоне pH предполагают применение как анионных, так и катионных собирателей для его флотации.

В последние годы для флотации шеелита применяют гидроксаматы (бензогидроксамовая кислота, нафтеновые гидроксаматы и гидроксамат амида) [8-10].

Доказано, что алкилгидроксаматы являются селективными и эффективными собирателями, группа –CONHOH в гидроксаматах проявляет сильную хелатообразующую способность при воздействии ионов металлов на поверхности минералов.

Однако до сих пор мало работ было посвящено алкилгидроксамату в качестве собирателя для флотации шеелита.

Если в руде содержатся сульфиды, перед шеелитовой флотацией проводят сульфидную флотацию. Выделение сульфидного продукта обеспечивает возможность получения концентратов сопутствующих компонентов, что повышает комплексность

использования руды. В отдельных случаях введение сульфидной флотации упрощает получение кондиционных шеелитовых концентратов или дает возможность выделить вредные компоненты (в частности, мышьяк в арсенопирите).

Таким образом, создание новых технологий обогащения и внедрение таких процессов как предварительное обесшламливание, ультразвуковая обработка пульпы, разработка новых селективных реагентов (дитиокарбаматы, гидроксаматы), оптимизация pH и дозировки; комбинированные гравитационно-флотационные схемы с рентгенорадиометрической сепарацией (РРС); стадиальное измельчение с контролем крупности, использование РРС на ранних стадиях; замкнутый водооборот и утилизация хвостов приведет к снижению потерь металла с тонкими классами и позволит повысить экономическую эффективность добычи вольфрамового и оловянного сырья из бедных руд и хвостов обогащения.

Список использованных источников

1. Хасанов А.А. Современные методы обогащения вольфрамовых руд для повышения эффективности добычи // Universum: технические науки: электрон. научн. журн. 2024. 10(127).
2. Умарова И.К. и др. Изучение вещественного состава вольфрамсодержащих руд месторождения Койташ // Наука, образование, инновации: Актуальные вопросы и современные аспекты сборник статей VII Международной научно-практической конференции. Т.1. Пенза, 2021 С. 70-73.
3. Броницкая Е.С. и др. Современное состояние и основные направления развития технологии переработки шеелитовых руд // Разведка и охрана недр. 2018. № 6. С. 36–42.
4. Hu Y. [et al.] Anisotropic surface energies and adsorption behaviors of scheelite crystal. Colloids Surfaces. 2012. A 415, 439–448.
5. Gao Z. [et al.] Surface-charge anisotropy of scheelite crystals. Langmuir. 2016b. 32, 6282–6288.
6. Mogilevsky P. [et al.] Anisotropy in room temperature microhardness and fracture of CaWo4 scheelite. Acta Mater. 2024. 52, 5529–5537.
7. Li C., Gao Z. (2017). Effect of grinding media on the surface property and flotation behavior of scheelite particles. Powder Technol. 322, 386–392.
8. Yin W. [et al.] Effects of particle size and particle interactions on scheelite flotation. Trans. Nonferrous Metals Soc. China. 2014. 24 (11), 3682–3687,
9. Zhao G. [et al.] The DFT study of cyclohexyl hydroxamic acid as a collector in scheelite flotation. Miner. Eng. 2013. 49, 54–60.
10. Deng L. [et al.] Investigation on the selectivity of N-((hydroxyamino)-alkyl) alkylamide surfactants for scheelite/calcite flotation separation. J. Ind. Eng. Chem. 2016. 33, 131–141.

Modern problems of processing of mineral raw materials containing tungsten and tin

Karkeshkina A.Yu., Getman V.V.

An overview of the processing of W and Sn containing raw materials and the relevance of its processing is presented. The problems of loss of valuable components in the processing process and methods of their solution are shown.

МОДИФИЦИРОВАННЫЙ ПОЛИВИНИЛКАПРОЛАКТАМ КАК ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЙ СОБИРАТЕЛЬ ПРИ ФЛОТАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ

Гетман В.В., Каркешкина 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*

Проведено исследование модифицированного поливинилкапролактама – ПВКмдтк в качестве дополнительного реагента-собирателя для извлечения минералов Cu, Pb и Zn из полиметаллических руд, показано повышение качества данных минералов в концентрат.

Полимеры, чувствительные к температуре, которые демонстрируют гидрофильные/гидрофобные переходы в ответ на изменения температуры, такие как поли(N-винилкапролактам) (ПВК), полезны в качестве многофункциональных реагентов [1-4]. Такие полимеры могут сделать поверхность минеральных частиц гидрофильной при температуре ниже температуры фазового перехода (Тфп 32°С) и гидрофобной при температуре выше Тфп. Таким образом, можно обратимо контролировать смачиваемость поверхности частиц. Когда поверхность гидрофильна, дисперсия частиц достигается за счёт отталкивающих сил между частицами, а когда поверхность гидрофобна, агрегация частиц вызывается гидрофобными силами притяжения между частицами. Кроме того, гидрофобная поверхность позволяет частицам прикрепляться к пузырькам.

В ИПКОН РАН [5, 6] были изучены свойства термочувствительного полимера - поливинилкапролактама (ПВК), показана эффективность его применения в качестве дополнительного реагента к бутиловому ксантогенату калия (БКК) при флотации тонкоизмельченных фракций золотосодержащей руды. Варьирование свойств термочувствительных полимеров путем введения дополнительных функциональных групп в полимерную матрицу методом твердофазной модификации [7, 8] позволит придать полимеру новые свойства. Для повышения селективности к цветным и благородным металлам, содержащих в поликомпонентных рудах, выполнено преобразования структуры ПВК модифицирующим агентом МДТК - морфолиндитиокарбаматом [9, 10].

Метод твердофазной модификации выполняли в лабораторных условиях - был получен полимер модифицированный полимер ПВКмдтк. Методом растровой электронной микроскопии (LEO 1420VP) с локальным рентгеноспектральным микроанализом (Oxford INCA Energy 350) идентифицирована адсорбция ПВКмдтк на природных шлифах Cu-Pb-Zn руды после контакта с 1 % раствором (рисунок 1). На поверхности шлифа (рисунок 1,б) обнаружено равномерное покрытие с большим количеством мелких новообразований округлой формы размером 1-2 мкм.

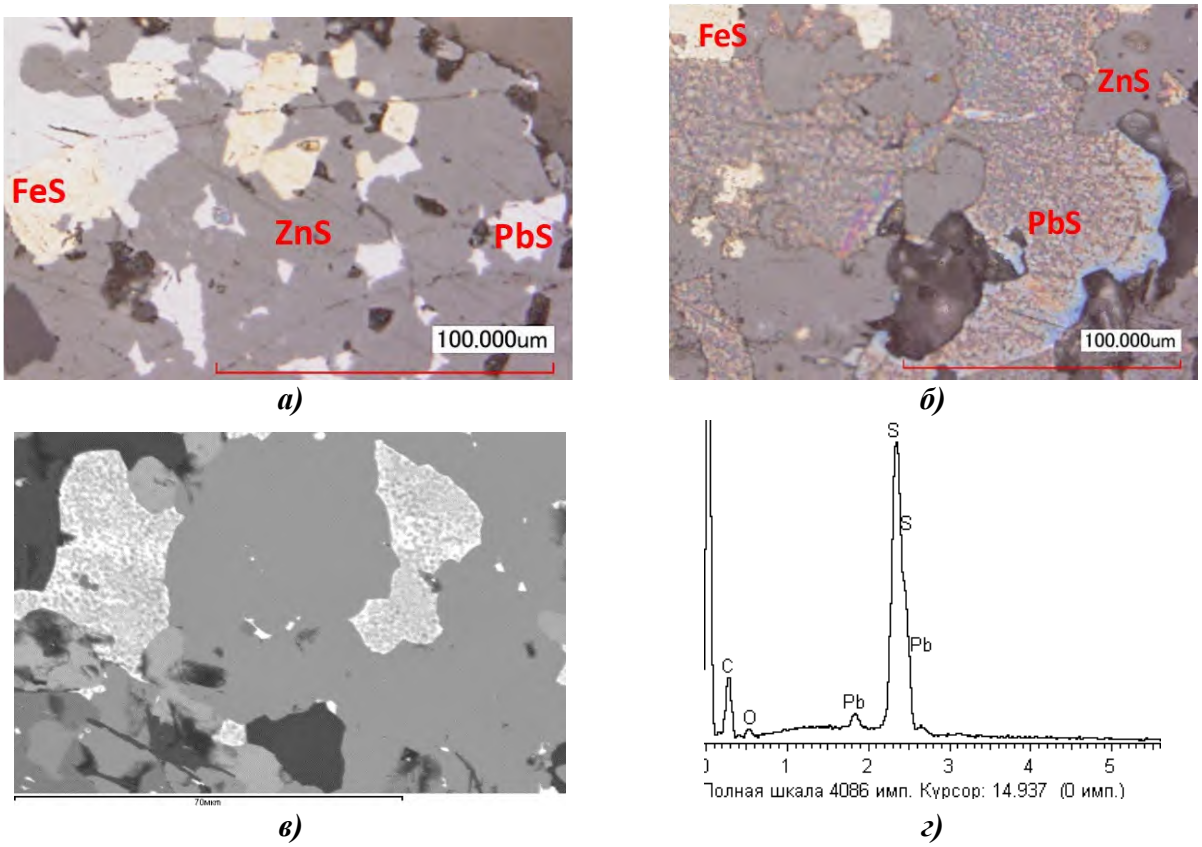


Рисунок 1 – Микрофотографии участков шлифа Cu-Pb-Zn руды до (а) и после (б) контакта с раствором ПВКмдтк, полученного на лазерном микроскопе Keyence VK-9700; микрофотографии участков шлифа после контакта с раствором ПВКмдтк полученного на аналитическом микроскопе LEO 1420VP (в); рентгеновский спектр участка поверхности галенита (г)

Новообразования отмечены на участках с низкоразмерными минеральными комплексами галенита (15-20)×(26-40) мкм. Рентгеновский спектр полученный на аналитическом РЭМ LEO 1420VP дает возможность оценить приуроченность новообразований к минеральному включению, принадлежащему галениту (рисунок 1, г). На участках минеральных комплексов сфалерита выявлены незначительные включения реагента, тогда как на пирите новообразований не обнаружено.

Флотационные свойства ПВКмдтк изучены на мономинеральных фракциях (–0,063+0,04 мм) галенита, сфалерита, халькопирита и пирита (рисунок 2).

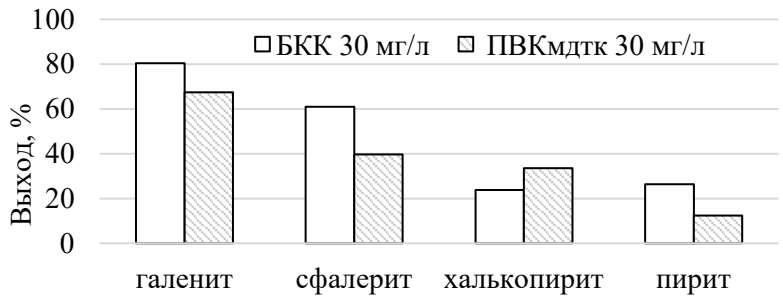


Рисунок 2 - Результаты сравнительной мономинеральной флотации

ПВКмдтк как самостоятельный реагент гидрофобизирует поверхность галенита, халькопирита и сфалерита, при этом не изменяет свойства поверхности пирита по сравнению с БКК, что способствует отделению пирита от сульфидов цветных металлов.

Таким образом, методами растровой электронной микроскопии с локальным рентгеноспектральным микроанализом и мономинеральной флотации установлено, что ПВКмдтк селективен к минералам Cu, Pb и Zn.

Соответственно, полученные результаты дают предпосылки для применения ПВКмдтк при флотации полиметаллической руды.

Список использованных источников

1. Ng WS [et al.] (2018) "A review of temperature-responsive polymers as novel reagents for solid liquid separation and froth flotation of minerals" Minerals Engineering pergamon-elsevier science LTD. pp: 144-159.
2. Selin Kozanoglu [et al.] Polymerization of N-Vinylcaprolactam and Characterization of Poly(N-Vinylcaprolactam) Journal of Macromolecular Science, Part A: Pure and Applied Chemistry (2011) 48, 467–477.
3. Матвеева Т.Н. и др. Исследование взаимодействия модифицированного поливинил-капролактама с поверхностью минералов, входящих в состав поликомпонентных руд //Цветные металлы. 2023. № 7. С.7-12.
4. Xiao Fu [et al.] Multistimuli-responsive polymer particles, films, and hydrogels for drug delivery. Chem 4 (2018), PP. 2084–2107.
5. Матвеева Т.Н. и др. Исследование применения поливинилкапролактама в реагентном режиме флотации золота // Цветные металлы. – 2021. – № 8. – С. 15-20.
6. Матвеева Т.Н. и др. Исследование физико-химического взаимодействия модифицированного поливинилкапролактама с поверхностью минералов, входящих в состав поликомпонентных руд //Цветные металлы. – 2023. – № 7. – С. 7-12.
7. Твердофазный синтез металлооксидных порошков: учебно-методическое пособие /Э.И. Денисова и др. - Екатеринбург: ГОУ ВПО УГТУ-УПИ, 2008. 31 с.
8. Белов Е.Г. Снижение гигроскопичности неорганических солей методом твердофазной модификации. Вестник технологического университета. 2017. Том 20, № 2.
9. Матвеева Т.Н. и др. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотоносных сульфидов из комплексных руд // ФТПРПИ. - 2021. - № 1. - С. 137 – 145.
10. Матвеева Т.Н. и др. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтилдитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. - 2022. - № 4. - С. 98-107.

Modified polyvinyl caprolactam as an additional collector in polymetallic ore flotation

Getman V.V., Karkeshkina A.Yu.

A study of modified polyvinylcaprolactam – PVKmdtc as an additional collecting reagent for the extraction of Cu, Au and Ag minerals from polymetallic ores has been conducted, and an improvement in the quality of these minerals in the concentrate has been shown.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ*

Гурман М.А.
Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск,
Российская Федерация, *e-mail: mgurman@yandex.ru*

Выявлены минералогические особенности халькопирита и пирита в первичной золото-медно-порфировой руде. Представлены результаты флотационного обогащения руды по коллективно-селективной схеме с использованием комбинации собирателей.

В первичных золото-медно-порфировых рудах основным носителем меди является халькопирит. Пирит – основной рудный минерал и постоянный спутник халькопирита. Выбор схем и режимов флотации Au-Cu-порфировой руды определяется, в частности, содержанием пирита, характером его срастаний с халькопиритом, ассоциацией золота с сульфидами меди и железа. Повышению извлечения сульфидных минералов и самородных металлов в пенный продукт способствует применение сочетания собирателей [1-6].

Исследованные нами пробы золото-медно-порфировой руды характеризуются низким содержанием ценных компонентов: меди – 0,66-0,72%, золота – 0,3-0,4 г/т, серебра – 0,4-0,5 г/т; вмещающие породы представлены кварцевыми метасоматитами. Определен тонкозернистый и агрегатный характер вкрапленности халькопирита во вмещающих метасоматитах.

Методами электронной микроскопии (SEM) выявлены сложные срастания халькопирита и пирита с магнетитом и кварцем; массовая доля халькопирита в руде ~ 2-2,2%. Пирит находится в подчиненном количестве по отношению к халькопириту, имеет более мелкую размерность, его содержание в руде составляет 0,4-0,5%. Идентифицированы тонкие и дисперсные взаимные включения пирита и халькопирита, их мозаично-слоистые срастания, оказывающие влияние на селективность разделения минералов и качество флотационного концентрата.

Выполнена серия экспериментов по схеме коллективно-селективной флотации в замкнутом цикле при оптимальной крупности измельчения руды – 88% класса минус 0,071 мм. Экспериментально определен реагентный режим: в сульфидном цикле использована комбинация собирателей – бутиловый ксантогенат (БКх) и

* **Исследования выполнены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья» ХФИЦ ДВО РАН, финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2025-621.**

Часть исследований по электронной микроскопии выполнена с использованием оборудования ИТиГ ДВО РАН. В работе принимали участие ведущий инженер-минералог Л.И. Щербак, аналитик Н.С. Коновалова, старший научный сотрудник Т.Г. Конарева

диизобутилдитиофосфинат натрия (DTFI); вспениватель – сосновое масло; для подавления шламов – жидкое стекло; pH среды – 7,5-7,8; в медном цикле – DTFI, повышение pH-пульпы до 11,5 известью. Согласно полученным данным, в результате флотации коллективного сульфидного концентрата в медном цикле выделен медный концентрат, содержащий 26,3% Cu с извлечением 94,3%; концентрат обогащен золотом и серебром – Au 15,5 г/т и Ag 32 г/т при извлечении 86,6% и 84,9%, соответственно (рисунок 1).

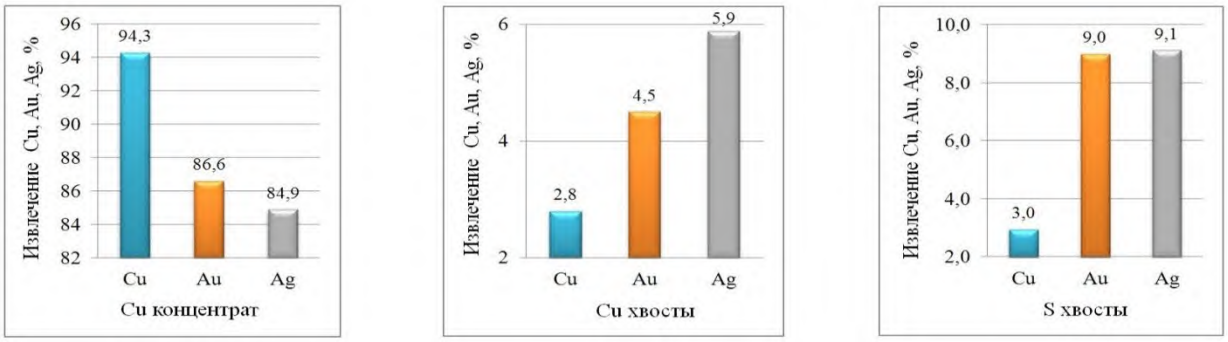


Рисунок 1 - Извлечение меди, золота, серебра в медный концентрат и хвосты медного и сульфидного циклов (Cu и S хвосты)

Разработанное сочетание собирателей BKx и DTFI обеспечивает повышение степени концентрации меди и золота до 37. Идентифицированное методами SEM золото в концентратах представлено свободными зернами и в виде включений в халькопирите, размер зерен и включений не превышает 10 мкм. Серебро присутствует в виде примеси в золоте и в минеральных ассоциациях в халькопирите. По расчетным данным, содержание халькопирита в концентрате – 75,9%, пирита – 6,34% (рисунок 2).

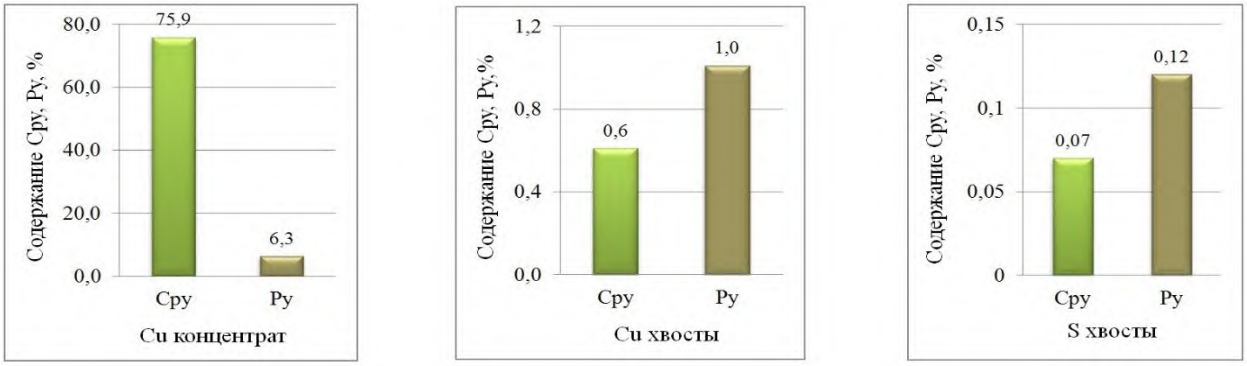


Рисунок 2 - Содержание халькопирита (Cpy) и пирита (Py) в медном концентрате и хвостах медного и сульфидного циклов (Cu и S хвосты)

Переход пирита в медный концентрат, присутствие халькопирита в хвостах медного цикла и потери в сульфидных хвостах флотации, вероятно, обусловлены тонкой и неравномерной вкрапленностью и сложным срастанием рудных минералов (наличием пойкилитовых структур, слоисто-мозаичных срастаний).

Список использованных источников

1. Плаксин И.Н. Избранные труды. Обогащение полезных ископаемых – М.: Наука, 1970. 311с.
2. Глембоцкий В.А., Дмитриева Г.М. Влияние генезиса минералов на их флотационные свойства. М.: Наука, 1965. 112 с.
3. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: МГГУ, Горная книга, Мир горной книги, 2008. 710 с.
4. Патент 2452584 РФ: Способ флотационного извлечения тонкодисперсного золота / Александрова Т.Н. и др., заявитель и патентообладатель ИГД ДВО РАН – № 2010128014/03; заявл. 06.07.10; опубл. 10.06.12. Бюл. № 16.
5. Рассказов И.Ю. и др. Генетические особенности и флотационные свойства золото-медно-порфировой руды (Малмыжское месторождение, Хабаровский край, РФ). Доклады Российской академии наук. Науки о Земле. – 2023. –Т. 513. –№ 1. – С. 60-65.
6. Гурман М.А., Щербак Л.И. Технологическая минералогия рудного тела Малмыжского месторождения //ФТПРПИ**. –**2023. – № 1. – С. 168-176.

Research on Porphyry Copper Gold Ore flotation

Gurman M.A.

Mineralogical features of chalcopyrite and pyrite in Primary Porphyry Copper Gold Ore have been identified. Results of collective-selective flotation ore by combination of collectors are presented.

ОСОБЕННОСТИ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМОГО АПАТИТСОДЕРЖАЩЕГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Митрофанова Г.В., Поспелова Ю.П., Веселова Е.Г.
Горный институт ФИЦ КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail:g.mitrofanova@ksc.ru

Представлены результаты исследований влияния циркулирующих промпродуктов на эффективность флотации апатит-нефелиновых руд. Показано, что при циркуляции 25-30% содержание твердого в питании основной флотации возрастает на 6-8%, а доля класса +0,16 мм увеличивается от 2 до 5%.

Многолетний опыт переработки апатит-нефелиновых руд показал, что снижение технологических показателей флотации апатита часто сопровождается рядом факторов. Одним из таких является количество циркулирующих промпродуктов. Например, при флотации в лабораторных условиях ряда труднообогатимых руд (таблица 1) циркуляционная нагрузка достигает 25-30 %.

Увеличение расхода собирателя в этих случаях закономерно приводит к снижению циркуляционной нагрузки (рисунок 1), но при этом качество концентрата снижается, в пенный продукт переходят сопутствующие минералы. Следует понимать, что возврат в основную флотацию большого количества промпродукта приводит к увеличению плотности и изменению грансостава питания флотации. По данным

лабораторных опытов, содержание твердого в пульпе возрастает с 37 до 43-45%, при этом доля класса +0,16 мм увеличивается на 2-5%. Чем выше циркуляционная нагрузка, тем более высокое содержанием P_2O_5 определяется в промпродукте (рисунок 1).

Таблица 1 – Минеральный состав проб руды

Минерал	Содержание в рудах проб, % масс.					
	проба 1	проба 2	проба 3	проба 4	проба 5	проба 6
Фторапатит	**44,06**	**26,01**	**40,68**	**18,72**	**41,43**	**30,91**
Нефелин	**26,72**	**40,01**	**11,23**	**25,05**	**29,90**	**33,43**
Пироксены	2,63	3,73	4,49	5,37	2,52	3,81
Амфиболы	2,90	1,91	2,25	1,43	1,34	2,13
Полевые шпаты	5,58	7,67	7,74	8,68	5,07	6,52
Титанит	2,52	3,57	**16,98**	**19,47**	3,50	3,88
Магнетит титанистый	0,26	0,32	0,39	0,50	0,21	0,34
Прочие	15,33	16,78	16,24	20,78	16,03	18,98
Итого	100	100	100	100	100	100

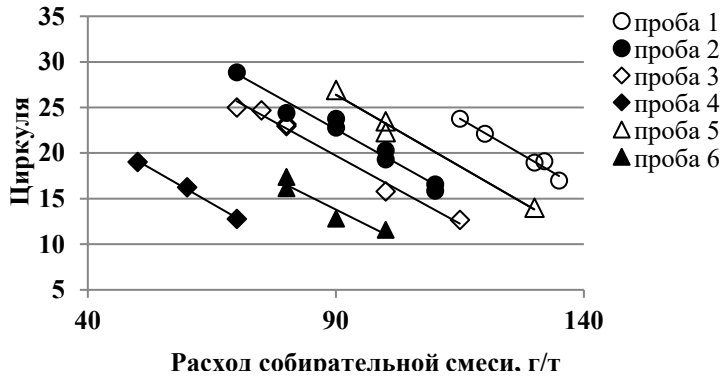


Рисунок 1 - Зависимость массы циркулирующих продуктов от расхода собирателя

Оптический минеральный анализ показывает, что потери происходят в значительной мере за счет зерен чистого апатита, в том числе и в крупных классах (рисунок 2). Доля апатита в классе +0,16 мм промпродукта снижается с уменьшением циркуляционной нагрузки.

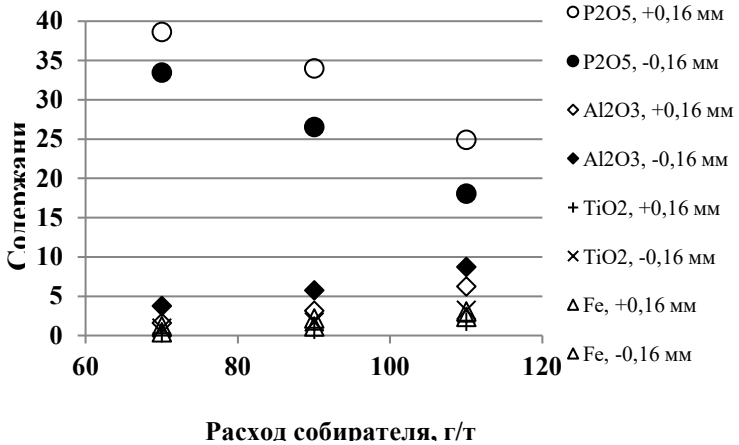
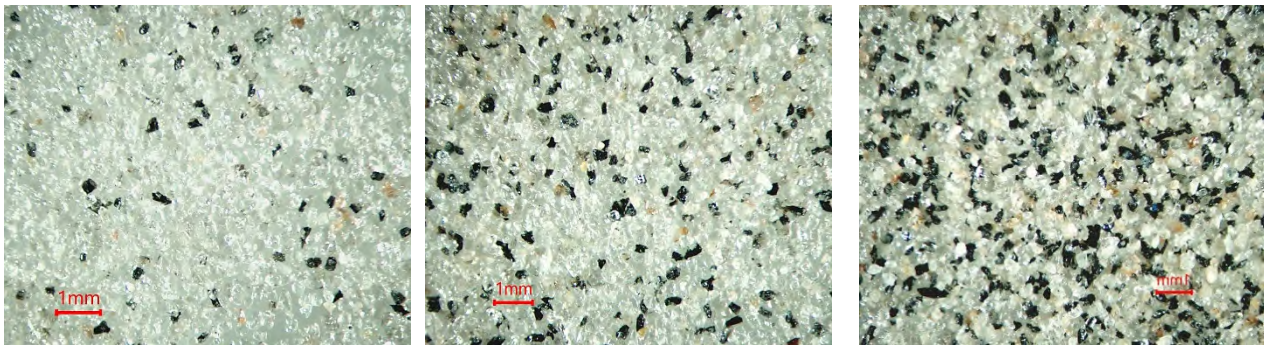


Рисунок 2 – Содержание основных компонентов в промпродукте (+0,16 мм и -0,16 мм) при флотации пробы 2

По данным минералогического анализа продуктов флотации руды пробы 2 видно, что материал промпродукта крупностью +0,16 мм, полученный при расходе 70 г/т (циркуляция 29%) на 93-94% состоит из зерен апатита, при расходе 90 г/т (циркуляция 26,6%) зерна апатита составляют 85-86%, а при повышении расхода до 110 г/т (циркуляция 22%) содержание апатита в промпродукте снижается до 55-60% (рисунок 3).



а **б** **в**

Рисунок 3 – Общий вид класса +0,16 мм промпродуктов:
а – циркуляция 29%; б – циркуляция 26,6%; в – циркуляция 22%, ув. 15^x

Одним из способов повышения эффективности флотации таких руд является корректировка реагентного режима, с увеличением в составе собирательной смеси доли селективных реагентов, например, оксиэтилированных эфиров фосфорной кислоты.

Таблица 2 – Результаты флотации апатит-нефелиновой руды

Собиратель	Расход, г/т	Технологические показатели, %					∑ пр пр,%
		α_{P2O5}	γк-т	β_{P2O5}	$\varepsilon_{P_2O_5}$	$\theta_{P_2O_5}$	
СС баз	90	7,28	16,4	38,48	86,7	1,15	25,3
50% ЖКТМ+50% Phospholan	90	6,97	15,7	38,57	87,0	1,07	17,5
Phospholan	300	7,28	13,0	39,18	69,8	2,53	10,6

Из данных таблицы 2 видно, что при использовании смеси селективных реагентов ЖКТМ и Phosphplan (или его аналога), позволяет снизить циркуляционную нагрузку на ~8%. При флотации реагентом Phosphplan как монособирателем, циркуляция составила 10,6%.

Flotation features of rebellious apatite-containing mineral raw materials

Mitrofanova G.V., Pospelova Y.P., Veselova E.G.

The results of a study examining the effect of circulating middlings on the flotation efficiency of apatite-nepheline ores are presented. It is shown that with 25-30% circulation, the solids content of the rougher flotation feed increases by 6-8%, and the proportion of the +0.16 mm class increases from 2 to 5%.

ФЛОТАЦИЯ АПАТИТОВОЙ РУДЫ ОСАДКАМИ ОЛЕИНОВОЙ КИСЛОТЫ*

Цицилина Д.М., Гаврилова Т.Г.
ФГБУН Институт горного дела им. Н.А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск,
Российская Федерация, *e-mail: tsitsilinadm@mail.ru, gavrilova.t.g@mail.ru*

В работе исследовалась собирательная способность производных форм олеиновой кислоты, представленных продуктами ее взаимодействия с солью свинца. Экспериментально подтверждено влияние полученного реагента-собирателя на показатели флотационного извлечения апатитовой руды.

На собирательное действие труднорастворимых олеатов различных металлов при флотации несульфидных минералов указывается в [1]. Результаты флотации свежеосажденными тонкодисперсными осадками олеатов многовалентных металлов практически эквивалентны результатам флотации исходной карбоновой кислотой. В [2] отмечают, что осадки не являются непроизводительным расходованием реагента, а обладают собирательными свойствами. Собирательные свойства свежеосаждённого осадка практически не уступают собирательной активности исходного тридецилата натрия.

На сегодняшний день установлено, что собирательная сила физически сорбированных производных форм собирателя – это мера воздействия, растекающихся форм реагента, на объем жидкости, заключенный в прослойке.

Доказан эффект удаления жидкости из прослойки между пузырьком газа и поверхностью извлекаемой минеральной частицы поверхностно-активными по отношению к границе раздела «газ-жидкость» осадками собирателя, структурными элементами которых являются «катион металла – анион собирателя».

Согласно [3] собирательные свойства данных осадков (коллоидных систем), объясняют механизмом работы физической формы сорбции реагента.

Основной целью работы является исследование собирательной способности производных форм олеиновой кислоты – продуктов нестехиометрического ее взаимодействия с солями свинца, активных по отношению к границе раздела «газ – жидкость».

На первом этапе работы были получены растворы, содержащие продукты взаимодействия олеиновой кислоты с солью свинца, взятых с нарушенными стехиометрическими концентрациями (1:5, 1:10, 1:20). Исходная концентрация олеиновой кислоты (моль/л) принята постоянной и составила 0.01, исходные

* **Работа выполнена в рамках государственного задания, номер госрегистрации 126021217133-3**

концентрации металла (моль/л) составили: 0.005; 0.002; 0.001; 0.0005.

Полученные растворы отличаются дисперсностью осадков. При стехиометрических концентрациях исходных веществ, наблюдается образование крупнодисперсных частиц. В растворах с продуктами взаимодействия олеиновой кислоты и металлов с отношением исходных концентраций 1:10, 1:20 осадки находятся во взвешенном состоянии.

Поверхностное натяжение растворов определяли с помощью тензиометра LAUDA MPT C. Опыты проводили на свежеприготовленных растворах, имеющих слабощелочную среду.

Растекание десорбируемой физически закрепившейся формы сорбции собирателя обусловлено локальным поверхностным давлением, которое создается на границе раздела "газ-жидкость".

Поверхностное давление рассчитывали, как разность значений поверхностного натяжения воды и поверхностного натяжения полученных растворов с различным соотношением исходных концентраций.

Для определения скорости растекания каплю свежеприготовленного раствора подавали на поверхность дистиллированной воды, ее распространение от точки соприкосновения с жидкостью и далее по всему фронту растекания фиксировали с помощью скоростной камеры Evercam 4000-16-c со скоростью 15000 кадров в секунду и разрешением 1280x176.

Полученные результаты характеристик синтезируемых растворов представлены на рисунке 1.

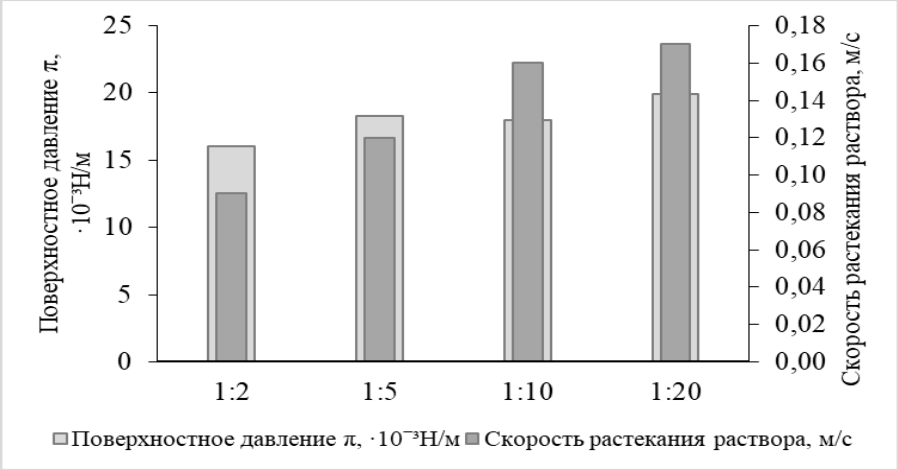


Рисунок 1 – Поверхностное давление, скорость растекания полученных растворов

Для оценки изменения собирательной активности продуктов взаимодействия олеиновой кислоты с солью свинца провели флотационные опыты на апатитовой руде (г. Кировск). Исходное содержание P_2O_5 составило 13.58 %.

Флотацию выполняли в лабораторной флотационной машине ФМП-Л1 с объемом

камеры 0,5 дм^3. Крупность флотируемого материала: –71 мкм 50 %. Масса навески – 200 г., время измельчения руды – 13 минут, расход собирателя – 540 г/т.

Результаты флотационных экспериментов приведены в таблице 1.

Из результатов проведенной флотации апатитовой руды видно, что системы с преобладающим содержанием свинца, следовательно, содержащие крупнодисперсные частицы, уступают по показателям извлечения системам, содержащим наиболее активные формы собирателя.

Таблица 1 – Результаты флотации апатитовой руды

№ опыта	Продукт	Выход, %	Содержание P_2O_5, %	Извлечение P_2O_5, %	Примечание	
					Мольное соотношение олеиновой кислоты и металла	Металл
1	Пенный	9.11	23.85	16.52	1:2	Свинец
	Камерный	90.89	12.09	83.48		
	Итого	100.00	13.16	100.00		
2	Пенный	52.49	21.53	97.31	1:5	
	Камерный	47.51	0.66	2.69		
	Итого	100.00	11.61	100.00		
3	Пенный	47.87	22.43	97.22	1:10	
	Камерный	52.13	0.59	2.78		
	Итого	100.00	11.04	100.00		
4	Пенный	44.07	24.21	95.68	1:20	
	Камерный	55.93	0.86	4.32		
	Итого	100.00	11.15	100.00		

Обогатители добиваются увеличения плотности сорбции собирателя, предполагая, что это увеличит контактный угол смачивания. Однако повышение плотности сорбции может привести к снижению гидрофобности поверхности.

При создании условий для сорбции поверхностно-активных по отношению к границе раздела «газ – жидкость» десорбируемые формы не всегда отвечают требованиям получения высокого извлечения и качественного концентрата. Механизм работы физически сорбируемых форм собирателя позволяет найти требуемые свойства высокоэффективного собирателя [4].

Список использованных источников

1. Эйгелес М.А. Основы флотации несульфидных минералов. М.: Недра, 1964. – С. 407.
2. Богданов О.С. и др. Вопросы теории и технологии флотации / Труды института «Механобр», 1959. - Л.: «Механобр». – Вып. 124. – С. 392.
3. Кондратьев С.А. Физическая форма сорбции реагента и ее назначение во флотации. – Новосибирск: Наука, 2018. – 184 с.
4. Кондратьев С.А. Поверхностное натяжение раствора собирателей как показатель работы их физически сорбируемых форм // ФТПРПИ. – 2023. – № 4. – С. 130 – 141.

Flotation of apatite ore with oleic acid precipitation

Tsitsilina D.M., Gavrilova T.G.

The study investigated the collecting ability of oleic acid derivatives, which are products of its interaction with lead salt. The influence of the resulting collector reagent on the flotation recovery indicators of apatite ore has been experimentally confirmed.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ФОСФОРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ФОСФОРСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ*

Евстигнеева Д.М., Черноусенко Е.В.
ФГБУН Горный институт ФИЦ КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: d.evstigneeva@ksc.ru, e.chernousenko@ksc.ru

Проведена разработка эффективной схемы флотационного обогащения лежалых фосфорсодержащих хвостов. По магнитно-флотационной схеме содержание P_2O_5 в концентрате составило 18.67% при извлечении 60.4% и выходе концентрата 18.1%.

Наряду с традиционными способами обогащения фосфатного сырья в отрасли должны получить развитие мероприятия, направленные на вовлечение в переработку техногенных отходов. Поэтому оценка возможности получения концентрата из лежалых фосфорсодержащих хвостов является актуальной проблемой, позволяющей решать экономические и экологические задачи горнодобывающего региона.

Перспективным сырьем для доизвлечения фосфора являются отходы обогащения фосфоритов. Для проведения исследований, взяли пробу лежалых фосфорсодержащих хвостов с содержанием P_2O_5–5.62 %. В пробе отмечено значимое количество фосфора, современные методы обогащения позволяют повторно перерабатывать эти хвосты и извлекать из них оставшийся фосфор с экономической выгодой. Также стоит отметить, что вторичная переработка отвалов решает серьезную экологическую проблему – хвосты занимают большие площади, могут пылить, попадать в грунтовые воды.

Проведены поисковые исследования по обогащению пробы отходов промывки фосфоритов. Гранулометрический состав пробы, содержание и распределение основных компонентов по классам крупности приведены в таблице 1.

Номинальная крупность материала пробы составила 0.315 мм. Материал пробы отличается большим количеством мелких классов. Проба представлена классом минус 0.16 на 76.1%, в котором содержание оксида фосфора до 72%. Шламовая часть исходных проб составила 28.2%. Содержание P_2O_5 находится в интервале 4.44-8.29%. Наибольшее содержание P_2O_5 отмечается в крупных классах (более 0,2 мм).

* **Работа выполнена в рамках тем НИР № FMEZ-2025-0048**

Таблица 1 – Гранулометрический состав пробы, содержание и распределение основных компонентов по классам крупности.

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, %					Распределение, %				
		P_2O_5	Al_2O_3	Fe $_{общ}$	MgO	SiO_2	P_2O_5	Al_2O_3	$Fe_{общ}$	MgO	SiO_2
0.315	4.4	8.29	11.39	7.65	1.83	37.70	6.5	4.63	3.6	4.2	5.7
- 0.315 + 0.2	8.7	6.60	11.13	10.34	2.04	40.30	10.2	8.92	9.7	9.2	8.1
- 0.2 + 0.16	10.7	5.90	11.69	10.69	2.15	41.11	11.3	11.51	12.3	11.9	10.7
- 0.16 + 0.1	22.6	6.63	10.68	10.61	2.13	39.81	26.7	22.17	25.7	24.9	24.5
- 0.1 + 0.071	15.2	5.90	10.22	9.20	1.93	47.60	15.9	14.21	14.9	15.1	17.5
- 0.071 + 0.05	10.1	4.44	8.33	6.97	1.42	59.44	8.0	7.73	7.6	7.4	11.0
-0.05	28.2	4.27	11.90	8.67	1.87	45.68	21.4	30.82	26.2	27.3	22.6
Итого	100.0	5.62	10.90	9.33	1.94	43.32	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Ключевым этапом проведенных исследований являлась разработка эффективной схемы обогащения, что обусловлено низким содержанием оксида фосфора и особенностями вещественного состава исходного сырья. Проведена серия флотационных и магнитно-флотационных опытов. Варьировались крупность измельчения и обесшламливания, реагентный режим, структура технологической схемы.

Для прямой флотации фосфоритов в качестве собирателя использовали жирные кислоты талловых масел (ЖКТМ) и дистиллированное талловое масло (ДТМ). Раствор карбоната натрия (Na_2CO_3) использовали для создания необходимого pH флотации (8.8-9.8). Флотацию проводили в лабораторных флотационных машинах с объемом камер 1, 0.5, 0.25 и 0.125 л. Содержание твердого в пульпе по массе (отношение массы твердого вещества к массе всей пульпы) составляло 30%.

Первая схема (I) включала в себя доизмельчение до крупности 50,1% -0,071 мм две стадии обесшламливания, шесть последовательных флотаций с дробной подачей собирателя. пенные продукты первых 3 операций отправлялись на две перечистки с получением фосфоритового концентрата и хвостов. Пенные продукты 4-6 операций так же перечищали 2 раза с получением пенного продукта перечистки и хвостов (таблица 2, опыты 1-4).

Вторая схема (II) – замкнутый цикл, состоящий из доизмельчения, двух стадий обесшламливания, основной и контрольной флотаций, а также двух перечистных флотаций с возвращением промежуточных продуктов в предыдущую операцию (таблица 2, опыт 5).

Третья схема (III) включала в себя классификацию на сите 0.1 мм, где +0.1 отправляли на две стадии магнитной сепарации с получением немагнитной фракции, которая представляла собой фосфоритовый концентрат. Магнитные фракции объединяли с классом -0.1, доизмельчали, обесшламливали и флотировали по схеме I.

Таблица 2 – Результаты флотации лежалых фосфорсодержащих хвостов с получением фосфоритового концентрата

№ опыта	Реагенты, г/т				pH	Выход шламов, %	Концентрат, %		
	ЖКТМ, 1%	ДТМ, 1%	Ж. ст., 2.5%	Na_2CO_3, 10%			γ	β_{P2O5}	ε
1	150+100+50 100+100+50	-	90	3000	9.0	32.3	14.7	20.34	54.0
2*	150+100+50 100+100+50	-	90	3000	9.0	31.2	16.0	20.20	58.1
3	-	150+100+50 100+100+50	90	3000	9.8	34.6	11.1	19.11	39.5
4	150+100+50 100+100+50	-	90	6000	9.8	33.2	12.3	21.60	47.8
5**	ОФ - 450 КФ - 100	-	90	3000	8.9	34.6	10.1	22.93	43.0

Примечание: * - доизмельчение до крупности 63,3% -0,071 мм; ** - замкнутый опыт.

Флотация лежалых фосфорсодержащих хвостов проводилась с варьированием режима подачи собирателей, расхода Na_2CO_3 и времени измельчения при близких значениях pH пульпы (8.9–9.8). Выход шламов во всех опытах 31-35%. В опытах 1, 2 и 4 в качестве собирателя использовался ЖКТМ с дробной подачей – 150+100+50 и 100+100+50 г/т при различном времени измельчения и расходе Na_2CO_3, при этом достигнуто извлечение фосфора 54–58.1% при содержании P_2O_5 в концентрате 20.2-21.6%. Наибольшее извлечение (58.1 %) получено в опыте 2. При использовании в качестве собирателя ДТМ с дробной подачей (опыт 3, 150+100+50 и 100+100+50 г/т ДТМ) при схожих условиях извлечение фосфора снижается до 39.5% при содержании P_2O_5 в концентрате 19.11%, что свидетельствует о меньшей селективности ДТМ по сравнению с ЖКТМ.

Снижение крупности питания флотации при использовании ЖКТМ (опыты 1 и 2) приводит к росту извлечения с 54.0 до 58.1% при практически неизменном содержании P_2O_5 в концентрате. При увеличении расхода Na_2CO_3 до 6000 г/т (опыт 4) фиксируется рост содержания P_2O_5 в концентрате до 21.6% при извлечении 47.8%, происходит повышение селективности при умеренном снижении извлечения. В замкнутом опыте в качестве собирателя использовался ЖКТМ с подачей ОФ 450 г/т и КФ 100 г/т. Было достигнуто содержание P_2O_5 22.93% при извлечении 43%, т.е. более высокий уровень обогащения при меньшем извлечении по сравнению с открытым циклом. Замкнутый цикл не дал ожидаемого прироста извлечения. Дополнительно проведен опыт по магнитно-флотационной схеме (реагентный режим аналогичен опыту 1 в таблице 2). Содержание P_2O_5 в концентрате составило 18.67% при извлечении 60.4% и выходе концентрата 18.1%. Содержание P_2O_5 в хвостах обогащения составило около 3%.

Assessment of the possibility of obtaining phosphate concentrate from aged phosphorus-containing tailings

Evstigneeva D.M., Chernousenko E.V.

An effective flotation beneficiation scheme for aged phosphorus-containing tailings was developed. Using a magnetic-flotation scheme, the P_2O_5 content in the concentrate was 18.67% with a recovery of 60.4% and a concentrate yield of 18.1%.

ПРИМЕНЕНИЕ РАЗЛИЧНЫХ МОЧЕВИНОФОРМАЛЬДЕГИДНЫХ СМОЛ В КАЧЕСТВЕ ДЕПРЕССОРОВ ШЛАМОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ КАЛИЙНЫХ РУД

Конобеевских А.В.[1], Титков С.Н.[1], Алиферова С.Н.[2], Куликова Н.М.[3], Дождиков С.А.[3],

[1] АО ВНИИ Галургии, Санкт Петербург, Российская Федерация,
[2] ПАО «Уралкалий», г. Березники, Российская Федерация, *e-mail: Aleksey.Konobeevskih@uralkali.com*
[3] ПАО «Уралхимпласт», г. Нижний Тагил, Российская Федерация,

Приведены результаты исследований различных депрессоров шламов на показатели флотационного обогащения калийных руд Верхнекамского месторождения солей.

В процессе флотационного обогащения сильвинитовых руд существенное влияние на селективность разделения оказывает присутствие нерастворимых легкошламующихся до тонкодисперсного размера нерастворимых примесей, представленных глинистыми, карбонатными и сульфатными минералами. В Верхнекамском месторождении солей в виде нерастворимого в воде остатка преобладают глинистые минералы (хлорит, иллит, монтмориллонит), обладающие развитой удельной поверхностью и выраженной сорбционной активностью по отношению к катионным собирателям сильвина.

Для минимизации негативного влияния шламов в практике широко применяются органические депрессоры, среди которых значительное распространение получили карбамидоформальдегидные смолы. Механизм действия депрессора шламов на основе карбамидоформальдегидных смол реализуется через конкурентную адсорбцию депрессора на активных центрах поверхности шламов, что приводит к снижению сорбционной способности шламов по отношению к первичным алифатическим аминам, их гидрофилизации и повышению селективности процесса.

В настоящей работе представлены результаты сравнительных исследований образцов депрессоров шламов на основе карбамидоформальдегидных смол с различными модифицирующими добавками. Исследованы реагенты – депрессоры шламов следующих марок: КС-МФ (производство Метадинеа, модификатор – тяжелые

полиэтиленполиамины) [1], К6-79 (производство УралХимПласт, модификатор – смесь полиэтиленполиаминов и меламина) [2], КС-МД (производство Химсинтез, модификатор - аминоспирты) [3].

Депрессоры шламов марок К6-79 и КС-МД характеризуются сниженным содержанием свободного формальдегида (до 0,5 %) по сравнению с депрессором КС-МФ (до 1,5 %).

Лабораторные исследования включали проведение сорбционных опытов по определению величины сорбции амина на поверхности шламов, обработанных депрессорами; определения величины сорбции амина на шламах при помощи термогравиметрического анализа по потере массы образцов шламов, обработанных депрессорами; лабораторных флотационных исследований по определению технологических показателей флотации сильвина.

Проведены промышленные испытания исследованных образцов депрессоров шламов на рудоуправлениях ПАО «Уралкалий».

На рисунке 1 приведены результаты проведенных исследований по определению сорбционной активности реагентов-депрессоров шламов К6-79, КС-МД и КС-МФ.

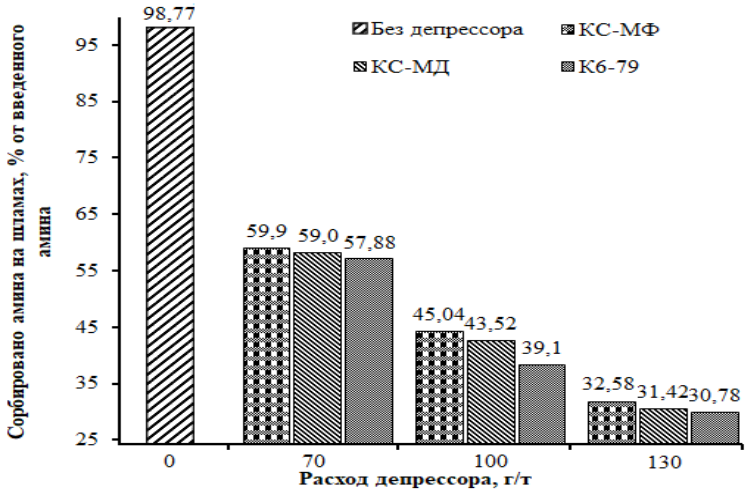


Рисунок 1 – Зависимость величины сорбции амина на шламах от типа и расхода реагента-депрессора

В таблице 1 приведены результаты термогравиметрического анализа проб нерастворимого остатка (н.о.), обработанного депрессорами КС-МФ, К6-79, КС-МД

Таблица 1 – Результаты термогравиметрического анализа проб, обработанных депрессорами

Вид пробы	Потеря массы, %	
	общая	с реагентом
Необработанный нерастворимый остаток	11,5365	
Н.о., обработанный К6/79	17,8728	6,3363
Н.о., обработанный КС-МД	16,0949	4,5584
Н.о., обработанный КС-МФ	13,1702	1,6337

Из приведенных данных в таблице видно, что наибольшая потеря массы с реагентом на нерастворимом остатке получена при использовании реагента К6-79. На рисунках 2 и 3 приведены результаты лабораторных флотационных исследований депрессоров К6-79, КС-МД и КС-МФ.

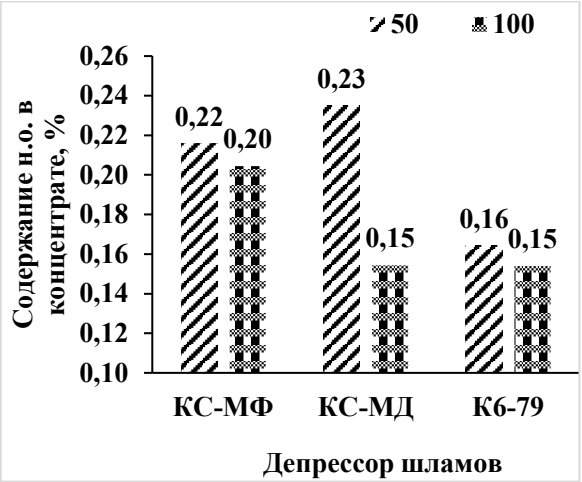


Рисунок 2 – Зависимость содержания н.о. в концентрате флотации от типа и расхода депрессора шламов

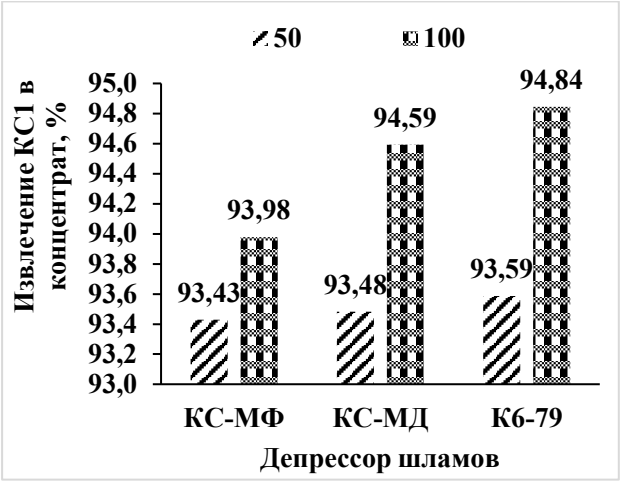


Рисунок 3 – Зависимость извлечения KCl в концентрат флотации от типа и расхода депрессора шламов

Сравнительные испытания в качестве депрессора шламов КС-МФ (ООО Метадинеа), К-6-79 (ПАО Уралхимпласт) и КС-МД (ЗАО Химсинтез) показали возможность достижения сравнимых технологических показателей работы фабрики (таблица 2).

Таблица 2 - Результаты пром.испытаний депрессоров шламов К6-79 и КС-МД

Показатель		Содержание н.о. в руде, %					
		4,6			2,8		
Депрессор шламов		КС-МФ	КС-МД	К6-79	КС-МФ	КС-МД	К6-79
Расход депрессора шламов, кг/т готового продукта		0,640	0,644	0,642	0,286	0,261	0,287
Расход амина, кг/т готового продукта		0,108	0,093	0,102	0,144	0,120	0,111
Галитовые отходы	KCl, %	2,0	1,9	1,9	2,0	1,9	2,0
Готовый продукт	KCl, %	95,9	96,0	96,1	95,6	95,6	95,8

В заключение можно сделать выводы, что улучшение технологических показателей флотации сильвина с применением депрессора шламов К6-79, полученного с применением в качестве модификатора смеси полиэтиленполиаминов и меламина и депрессора шламов КС-МД, полученного с применением в качестве модификатора аминоспиртов, по сравнению с депрессором КС-МФ, обусловлено более высокой сорбцией депрессора на поверхности шламов, что подтверждается

сорбционными и термогравиметрическими исследованиями.

Применение продуктов К6-79 и КС-МД с пониженным содержанием свободного формальдегида в качестве депрессоров шламов позволяет улучшить санитарные условия на обогатительных фабриках.

Список использованных источников

1. Титков С.Н. и др. Способ флотационного обогащения калийных руд: Патент 2165798S1 RU от 01.09.1999.
2. Алиферова С.Н. и др. Способ флотационного обогащения калийных руд: Патент 2808146 РФ от 17.01.2023.
3. Алиферова С.Н. и др. Способ флотационного обогащения калийных руд: Патент 2799552 РФ от 06.07.2023.

Use of various urea-formaldehyde resins as slime depressants in potash ore flotation

Konobeevskih A.V., Titkov S.N., Aliferova S.N., Kulikova N.M., Dozhdikov S.A.

This paper presents the results of investigations into the effect of various slime depressants on the flotation performance of potash ores from the Verkhnekamsk potash deposit.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ УЛЬТРАЗВУКОВОЙ ОБРАБОТКИ СОБИРАТЕЛЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТСОДЕРЖАЩЕГО ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Киенко Л.А., Воронова О.В.

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: kienkola@rambler.ru*

Представлены результаты изучения технологических свойств лежалых отходов Ярославской горнорудной компании. Обозначены основные факторы, влияющие на результаты флотационного извлечения флюорита. Показано, что ультразвуковая подготовки собирателя позволяет повысить эффективность процесса селекции минералов.

В условиях прогрессирующего снижения природных запасов минерального сырья разработка инновационных технологий извлечения ценных компонентов из техногенных отходов является перспективным источником восполнения сырьевых ресурсов и, одновременно минимизации воздействий на окружающую среду [1, 2] Дефицит рудных ресурсов испытывают практически все горнорудные предприятия Приморья, работающие продолжительное время.

В настоящее время Ярославская горнорудная компания, занимавшаяся добычей и переработкой флюоритовых руд, остановила свою работу. Базовые сырьевые источники предприятия − месторождения Вознесенского рудного района эксплуатировались более 50 лет. Значительная часть поверхностных, относительно

богатых руд была отработана. Месторождения располагают ещё довольно значительными объёмами руд, однако доступ к основному массиву возможен лишь после проведения большого объёма дорогостоящих вскрышных работ с переходом в перспективе на подземную добычу. В предшествующий остановке период времени перерабатывались руды, содержащие 26-29 % CaF_2 [3, 4]. Характерной особенностью их является чрезвычайно тонкое взаимное прорастание минеральных компонентов и наличие в составе осложняющего флотацию флюорита карбоната кальция. На сегодняшний день отсутствует доступ даже к бедным труднообогатимым рудам в необходимом для возобновления работы предприятия объёме.

Одним из наиболее перспективных путей решения проблемы сырьевого дефицита является использование лежалых хвостов обогатительной фабрики для их вторичной переработки. По результатам опробований различных зон массива хвостохранилища установлено, что содержание флюорита в накопленном материале колеблется от 11 до 23 %. Запасы по имеющимся данным составляют не менее 30 млн. тонн.

В результате исследований по оценке возможностей применения флотационных методов для вторичного обогащения техногенных хвостов было установлено, что на большей части минеральных частиц имеются поверхностные покрытия, препятствующие контакту кристаллических структур с реагентной и водно-воздушной средой флотационных камер [5].

Подбор режимов для селективного обогащения больших объёмов шламового материала, а также обновление поверхностного слоя частиц, с целью обеспечения доступности к контакту их с реагентами требует введение в технологию обогащения дополнительных, преобразующих флотационную систему воздействий.

Несмотря на то, что основная часть исследуемого материала (80 % и более) представлена тонкими частицами размером менее 45 мкм необходимо включение в схему операции контакта с мелющей средой. Помимо раскрытия имеющихся минеральных сростков, такая операция будет выполнять очень важную функцию по механической очистке частиц от образовавшихся на стадии первичной переработки покрытий.

Селективность флотации подготовленного в процессе измельчения материала достигалось за счёт использования высокоселективных композиций карбоксильных соединений с фторидом аммония. В качестве депрессора силикатных минералов применялись сочетания жидкого стекла и лигносульфонатов.

Применение в технологии энергетических воздействий, оказывающих влияние на поверхностные свойства частиц и параметры водно-минеральной смеси, представляет дополнительный потенциал для повышения эффективности процесса. В частности, использование ультразвуковой обработки различных компонентов технологии можно рассматривать как комплекс возможностей для преобразований флотационной среды.

Воздействие акустических колебаний на минеральные суспензии по данным исследований Аграната Б.А., Глембоцкого В.А. и др. [6, 7] может изменять коллоидные свойства растворов реагентов, адсорбционных и гидратных слоёв на поверхности минералов и другие физико-химические характеристики.

Для исследования воздействия ультразвуковых колебаний использовалась ультразвуковая установка ИЛ100-6 производства Санкт-Петербургской компании «Ультразвуковая техника ИНЛАБ». Рабочая частота ультразвука – 22 кГц.

В проведенных нами ранее исследованиях был установлен широкий диапазон эффективных действий обработки пульпы ультразвуком в различных технологических операциях схемы обогащения. Озвучивание материала в голове схемы сопровождалось приростом извлечения флюорита в качественные концентраты на 5 и более процентов [8]. Однако внедрение в производство технологий, с включением операций ультразвуковой обработки рудной массы в ближайшее время маловероятно. К основным причинам относятся довольно значительные энергозатраты на процесс обработки.

Более перспективным представляется использование в технологии обогащения руд обработки ультразвуком используемых реагентов. Как известно из данных ряда исследований, кратковременное акустическое воздействие дает недостаточно устойчивое преобразование структур реагентов.

Проведенные эксперименты показали, что оптимальное время акустического воздействия на растворы карбоксильных собирателей составляет 3 минуты.

Исследования по флотационному обогащению в открытом цикле техногенных хвостов, содержащих CaF_2 − 17,2 %, $CaCO_3$ − 10,95 % с использованием собирателя, подготовленного с применение ультразвуковой обработки, показали возможность получения концентратов, содержащих 93,52-94,34 % CaF_2. Извлечением флюорита при этом составило 68,3-65,9 %, что на 4,5 % выше, в сравнении с данными, полученными по обычной технологии, без ультразвуковой подготовки реагентов.

При построении схемы замкнутого цикла в первую очередь учитывалась необходимость минимально возможных возвратов в схему содержащих кальцит продуктов, что может послужить причиной их накопления и нарушения баланса селективности процесса [9].

Анализ промпродуктов показал, что значительная часть флотоактивного кальцита сосредоточена в промпродуктах. С целью исключения возможности его накопления камерные продукты 1-2 перечисток сбрасывались как отвальные.

В таблице 1 представлены результаты обогащения техногенных хвостов по схеме замкнутого цикла с использованием в процессе в качестве собирателя жирных кислот таллового масла, прошедших подготовку в ультразвуковом поле.

Таблица 1 – Результаты обогащения техногенных хвостов с применением ультразвуковой подготовки собирателя

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		CaF_2/SiO_2	$CaCO_3$	CaF_2	$CaCO_3$
Флюоритовый концентрат	13,85	93,92/1,56	1,14	74,20	1,13
Промпродукт 1-2	19,16	10,12	29,69	11,06	40,54
Хвосты 1	62,8	2,14	9,94	7,67	44,49
Хвосты 2	3,21	25,55	48,39	4,68	11,07
Шламы	0,98	42,84	39,65	2,39	2,77
Исходное питание	100	17,53	14,03	100	100
Отходы общие	86,15	5,25	16,10	25,80	98,87

Схема обогащения включала в себя основную флюоритовую флотацию, 8 перечисток пенного продукта с выводом промпродуктов 3-6 в отдельный цикл, последующим их сгущением и флотацией. Камерный продукт при этом выводился из схемы, как хвосты 2, пенный подсоединялся к пенному продукту основной флотации.

Предложенная технология обеспечивает необходимую подготовленность частиц лежалого минерального сырья к контактам с реагентной и водно-воздушной средой флотационной системы и позволяет достичь необходимой селективности разделения флюорита и кальцит. Полученные результаты несколько выше, чем показатели действовавшей до 2013 года обогатительной фабрики, перерабатывавшей первичное сырьё с более высокой массовой долей в нём CaF_2.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения //Горный журнал. 2015. №7. С. 29-37.
2. Кондратьев С.А. и др. Развитие экологически безопасных технологий комплексной перер аботки труднообогатимых руд и техногенного сырья // Горный журнал. 2020. № 5. С. 39-46.
3. Киенко Л.А. и др. Применение смесей собирателей при флотации тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд // Обогащение руд. 2009. № 3. С. 25-28
4. Киенко Л.А. и др. Разработка и совершенствование технологии переработки тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморья // ГИАБ. 2007. №59. С. 302-307.
5. Киенко Л.А. и др. Пути повышения качественного состава флюоритовых концентратов при вторичном обогащении техногенного сырья // ФТПРПИ. 2022. № 6. С. 150−160.
6. Агранат Б.А. и др. Основы физики и техники ультразвука. М.: Высшая школа, 1987. 352 с.
7. Глембоцкий В.А. и др. Ультразвук в обогащении полезных ископаемых. Алма-Ата: Наука, 1972. 228 с.
8. Киенко Л.А. и др. Исследование влияния ультразвуковых воздействий на селективность флотации при обогащении отходов производства Ярославской горнорудной компании // ФТПРПИ. 2019. № 4. С. 174-181.
9. Киенко Л.А. и др. Влияние состава собирательных комплексов на результаты флотационного обогащения техногенных отходов Ярославской горнорудной компании // ФТПРПИ. 2021. № 4. С 152-159.

Assessment of the effect of ultrasonic collector treatment on the efficiency of fluorite-containing technogenic raw materials

Kienko L.A., Voronova O.V.

The results of studying the technological properties of stale waste from the Yaroslavl Mining Company are presented. The main factors influencing the results of flotation extraction of fluorite are outlined. It is shown that ultrasonic preparation of the collector makes it possible to increase the efficiency of the mineral breeding process.

ФЛОТАЦИЯ УГОЛЬНЫХ ШЛАМОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ СМЕСЕЙ РЕАГЕНТОВ НА ОСНОВЕ ПОБОЧНЫХ ПРОДУКТОВ НЕФТЕХИМИИ

Ван Айцин, Барахтенко В.В.

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

В работе описано применение комплексного реагента для флотации угольных шламов с высокой зольностью. В составе реагента использовались технические продукты переработки фракций нефти. В качестве собирателя-вспенивателя и химического производства в качестве эмульгатора. в результате проведенных опытов определено снижение зольности пенного продукта и повышением извлечения горючей части с применением исследуемого реагента по сравнению с классическим керосином.

Одна из важнейших задач горной отрасли сегодня — вовлекать в переработку техногенные отходы. В работе речь идёт о лежалых хвостах обогатительных фабрик и угольных шламах, которые годами накапливались в хранилищах. Накопление отходов углеобогащения достигло таких масштабов, что откладывать решение дальше невозможно. Например, в Кузбассе по данным на 2021 год в наружных шламовых отстойниках скопилось около 32 миллионов тонн угольных шламов [1]. Зольность этих отходов в отвалах сильно колеблется — от 27 до 70 процентов, а содержание органического (то есть горючего) углерода составляет от 30 до 50 процентов [2].

Обогащение тонкодисперсных частиц угля — это технически сложная и дорогостоящая задача. Традиционная пенная флотация, которая долгое время считалась основным методом, становится малоэффективной, если уголь сильно глинистый или если частицы очень мелкие (менее 100–150 микрон). В таких условиях потери горючей массы велики, а селективность разделения низкая [3]. Одним из направлений развития флотации низкосортных углей тонких фракций – поиск новых смесей аполярных реагентов, в том числе с поверхностно-активными веществами для их эмульгирования [4].

Цель данной работы — разработать такой реагентный режим, который использовал бы комплекс реагентов на основе побочных продуктов нефтехимии.

Задачи исследования: провести серию экспериментов, где в качестве флотационных собирателей-вспенивателей и поверхностно-активных веществ применяются смеси побочных продуктов нефтехимии, и на основе этих опытов подобрать оптимальный реагентный режим для флотации угольных шламов; обобщить результаты и дать практические рекомендации по применению подобранного реагентного режима.

По состоянию на 2022 г. флотация угольных шламов в России велась на 28 углеобогатительных фабриках. Доля флотационного концентрата в общем объёме концентрата для коксования составляет в среднем 25% [5]. В нашей стране флотация сейчас активно адаптируется к ухудшающемуся качеству сырья. Основные усилия российских учёных и инженеров сосредоточены на нескольких направлениях: создание недорогих и эффективных смесевых реагентов (собирателей, вспенивателей и модификаторов) из доступного сырья; поиск альтернативных методов (например, масляная грануляция) для сверхтонких классов, где традиционная флотация бессильна; а также снижение расхода реагентов как ключевого экономического фактора.

В данной работе в качестве объекта использовались угольные шламы углеобогатительной фабрики. Гранулометрический состав этих шламов представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Гранулометрический анализ угольных шламов

Класс крупности, мм	Масса, г	Выход, %	Показатель зольности (A^d), %	Распределение, %
-0,5+0,25	81	6,09	54,31	6,44
-0,25+0,125	65	4,89	62,51	6,00
-0,125+0,071	70	5,26	53,15	5,56
-0,071+0,04	172	12,93	41,56	9,97
-0,04+0,02	277	20,83	42,83	16,04
-0,02+0,00	665	50,00	55,80	55,99
Итого	1330	100,00	50,13	100,00

В экспериментах флотации применялись следующие реагенты (*собиратели-вспениватели*):

– остаток кубовый ректификации этилбензола (КОРЭ) – технический продукт, получаемый при переработке нефти;

– спиртово-эфирный концентрат (КОРБС) – побочный продукт производства бутиловых спиртов и 2-этилгексанола, представляющий собой смесь алифатических спиртов С4 и С8 с примесями эфиров, альдегидов и высококипящих компонентов;

– поверхностно-активное вещество (эмульгатор): полиэтиленгликоль (ПЭГ) – вязкая бесцветная жидкость.

Для сравнения эффективности тестируемых реагентов в качестве эталона

(бенчмарка) использовался традиционный для флотации углей керосин –горючая смесь жидких углеводородов от С8 до С15 с температурой кипения от +150 до +250°С. Исходное сырьё –угольный шлам, который представляет собой сгущённый продукт переработки шламовых вод.

Методика флотации заключалась в следующем: навеску угля массой 75 г с зольностью 50,13% помещали во флотокамеру и заливали водой до половины высоты камеры; отдельно готовили смесь реагентов: КОРЭ, КОРБС и ПЭГ. В первой смеси использовали 0,11 г КОРЭ, 0,022 г КОРБС и 0,1 г ПЭГ. Во второй смеси сохраняли те же пропорции КОРЭ и ПЭГ, но без добавления КОРБС. Для точного дозирования применяли дозаторы со специальной измерительной шкалой. После приготовления смеси включали флотомашину и перемешивали уголь в воде в течение 0,5–1 минуты. Затем подавали воздух и выдерживали ещё 30 секунд. Далее добавляли первую смесь реагентов (КОРЭ + КОРБС + ПЭГ) и проводили флотацию в течение 2 минут. После этого добавляли вторую смесь (КОРЭ + ПЭГ). Все реагенты были предварительно смешаны в единую композицию. По окончании флотации концентрат, собранный в пенный продукт, высушивали, а хвосты (оставшиеся в объёме пульпы) отбрасывали.

Результаты исследований приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты флотационных исследований

№ опыта	Состав реагентов	Выход γ, %	Зольность исходного продукта $A^d_{исх}$, %	Зольность концентрата $A^d_{к-т}$, %	Извлечение ε, %
1	Керосин	18,4	50,13	28,10	28,40
2	Собиратели-вспениватели: КОРБС, КОРЭ; эмульгатор ПЭГ	30,06	50,13	19,20	56,60

Результаты флотации наглядно показывают: при использовании смеси реагентов извлечение ценного компонента оказалось в 1,7 раза выше, чем при применении одного керосина, а выход концентрата — в 1,6 раза выше. Кроме того, зольность концентрата, полученного с помощью смеси реагентов, заметно ниже (19,88% против 26,81% у керосина). В дальнейшем необходимо продолжать исследования — проводить опыты с перечистными и контрольными операциями в замкнутом цикле, чтобы выявить максимально возможное извлечение.

Анализ результатов флотации в открытом однократном цикле показал, что зольность концентрата с тестируемыми реагентами значительно ниже сравниваемой для керосина (19,2% против 28,1%), а выход пенного продукта составил 30,06 % против 18,4 % у керосина. Применение смесевых реагентов позволяет снизить их общий расход. Комплексный реагент может быть рекомендован как эффективное

флотационное средство для переработки отходов углеобогащения и высокозольных тонких классов угля.

Список использованных источников

1. Угольный шлам: вторая жизнь // Глобус: геология и бизнес. [Электронный ресурс]. – 2021, 9 марта. (дата обращения 23.03.2026 г.).
2. Микробиологическое извлечение горючего углерода из угольных шламов-отходов обогатительных фабрик [Электронный ресурс]. – 2021, 19 сентября. (дата обращения 23.03.2026 г.).
3. Угольный концентрат вместо отходов //Промышленник Сибири. [Электронный ресурс]. – 2023, 17 октября. (дата обращения 23.03.2026 г.).
4. Mohana Rao Kadagala [et al.] A review on flotation of coal using mixed reagent systems //Minerals Engineering
5. Прокопьев С.А. и др. Переработка и утилизация отходов угольных шламов, лежалых хвостов на обогатительных фабриках как метод ресурсосбережения в условиях устойчивого развития // Уголь – 2024 - № 2 (1177) - С. 79-84.

Coal slime flotation using reagent mixtures based on petrochemical byproducts

Wang Aiqing, Barakhtenko V.V.

This paper describes the use of a complex reagent for the flotation of high-ash coal slimes. The reagent used technical byproducts from petroleum fractions as a collector-foaming agent and a chemical-processing agent as an emulsifier. Experiments revealed a reduction in the ash content of the foam product and an increase in the recovery of combustible matter using the reagent under study compared to conventional kerosene.

РАЗРАБОТКА И РЕАЛИЗАЦИЯ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ АЭРАЦИИ ПУЛЬПЫ ПРУЖИННЫМИ ДИСПЕРГАТОРАМИ ВОЗДУХА

Морозов Ю.П., Мамонов Р.С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: mamonoff_npa@mail.ru*

Рассмотрены возможности реализации дополнительной аэрации пульпы пружинными диспергаторами воздуха в механических и пневмомеханических флотационных машинах.

Степень аэрации пульпы и крупность пузырьков воздуха играет важную роль в процессе флотационного обогащения руд. Диспергирование воздуха механическим воздействием импеллеров в механических и пневмомеханических флотационных машинах обеспечивает получение пузырьков воздуха крупностью от 1 до 10 мм.

Целесообразно осуществить насыщение пульпы в механических и пневмомеханических флотомашинах мелкодисперсными пузырьками воздуха, которые повышают вероятность встречи частиц с пузырьками воздуха, способствуют образованию флотокомплексов и за счет коалесцентного механизма флотации

значительно повышают показатели обогащения. Насыщение пульпы мелкими пузырьками может быть реализовано выделением газов из раствора, электролизом жидкой фазы, диспергированием воздуха при прохождении через пористые перегородки.

Метод диспергирования воздуха пропусканием через пористые перегородки является более производительным и достаточно распространенным в области флотационного обогащения руд. В качестве пористых перегородок для диспергирования воздуха используются перфорированная резина, ткани, пористая керамика и другие пористые материалы. Использование таких диспергаторов воздуха отличается низкой эксплуатационной надежностью, обусловленной малым сроком службы.

Из известных методов диспергирования воздуха для дополнительной аэрации пульпы мелкодисперсными пузырьками экономичным и надежным в эксплуатации является метод диспергации воздуха пружинными диспергаторами. При диспергировании воздуха пружинными диспергаторами появляется возможность управления гранулометрическим составом получаемых пузырьков. Механизм образования пузырьков при продавливании воздуха через щелевые отверстия аналогичен механизму образования пузырьков при диспергировании воздуха продавливанием через круглые отверстия. Повышение дисперсности пузырьков также достигается снижением поверхностного натяжения и размера отверстия.

Кроме того, в пружинном диспергаторе заложен принцип действия, основанный на изменении размера щели между витками рабочей пружины путем создания вынужденных колебаний за счет кинетической энергии воздуха.

Разработаны и испытаны пружинные диспергаторы, отличающиеся диаметром рабочей пружины, диаметром проволоки рабочей пружины, длиной рабочей поверхности диспергирования воздуха.

На основании результатов испытаний различных пружинных диспергаторов разработаны и изготовлены промышленные образцы диспергаторов, которые испытаны в промышленных условиях на трех флотационных фабриках для дополнительной аэрации пульпы мелкодисперсными пузырьками воздуха в камерах флотомашин основной, перечистной и контрольной флотаций.

Испытаны варианты резонансной и безрезонансной диспергации воздуха.

В пружинном диспергаторе резонансного типа заложен принцип действия, основанный на создании вынужденных колебаний рабочей пружины диспергатора.

Диспергатор состоит из рабочей пружины, закрытой с одной стороны крышкой, с другой – входным патрубком. Сжатие рабочей пружины осуществляется с помощью вспомогательной пружины. При подаче в диспергатор воздуха крышка диспергатора совершает вынужденные колебания. В момент сжатия рабочей пружины выход воздуха

из диспергатора прекращается и происходит скачок давления воздуха внутри диспергатора. Под действием избыточного давления система "крышка-пружина" начинает движение на расширение пружины, после чего при сбросе давления внутри рабочей пружины происходит сжатие рабочей пружины. Амплитуда и частота колебаний крышки диспергатора определяются массой крышки и рабочей пружины, жесткостью вспомогательной пружины и величиной давления на входе в диспергатор. Пружинные диспергаторы безрезонансного типа обеспечивают диспергирование воздуха при слабых значениях вынужденных колебаний крышки. У диспергатора безрезонансного типа рабочая пружина гуммирована резиной.

Сравнительные испытания показали, что безрезонансный режим диспергации обеспечивает большее количество мелкодисперсных пузырьков при меньшей производительности по входящему воздуху. Промышленными испытаниями установлено, что дополнительная аэрация пульпы пружинными диспергаторами воздуха приводит к повышению извлечения флотируемых компонентов в концентрат.

Для дополнительной аэрации пульпы во флотомашинах разработаны усовершенствованные одно- и четырехпружинные диспергаторы воздуха (защищено патентом 2823706 РФ.) Организовано производство пружинных диспергаторов воздуха для дополнительной аэрации пульпы в механических и пневмомеханических флотомашинах. На пружинный аэратор флотационной машины получена декларация о соответствии Евразийского экономического союза № ЕАЭС N RU Д-RU.PA11.B.74631/25.

Development and implementation of additional pulp aeration with spring air dispersants

Morozov Yu.P., Mamonov R.S.

The possibilities of implementing additional aeration of pulp by spring air dispersants in mechanical and pneumomechanical flotation machines are considered.

РАЗРАБОТКА ОПТИМАЛЬНОЙ ГЕОМЕТРИИ ПОГРУЖНОЙ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ МЕШАЛКИ

Григорьева А.Н., Ануфриев А.В.

ГК «Элма-Астерион», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: an@td-elma.ru, aav@ast-pump.ru

Металлургические сточные воды требуют интенсивного перемешивания. Оптимизирована геометрия погружной горизонтальной мешалки (ПГМ). Экспериментально определены наилучшие геометрические параметры: 2 лопасти, шаг P=0,65, дисковое отношение DAR=0,15. Гидравлический КПД новой геометрии на 31,6 % выше, чем у аналога Wilo, коэффициент мощности ниже на 37,5 %.

Эффективность очистки сточных вод цветной металлургии (ионы Cu, Ni, Zn, Pb, взвеси, флотореагенты) определяется качеством перемешивания. Погружные горизонтальные мешалки (ПГМ) создают направленный поток, их ключевой параметр – осевая тяга F.

Цель работы – разработка энергоэффективной геометрии лопасти ПГМ, максимизирующей отношение тяги F к потребляемой мощности N.

Исследования проведены на стенде (рисунок 1) согласно ISO 21630. Измерялись тяга (тензодатчик) и осевая скорость (гидрометрическая микровертушка). Диаметр моделей мешалок 100 мм, рабочая среда – вода, частота вращения n=200…500 об/мин. Последовательно варьировалось: число лопастей (2, 3, 4), относительный шаг P (0,3; 0,65; 1,0), дисковое отношение DAR (0,1; 0,15; 0,2; 0,3). Рассчитывались коэффициенты тяги KF, производительности KQ, гидравлический КПД η и удельная эффективность F/N.

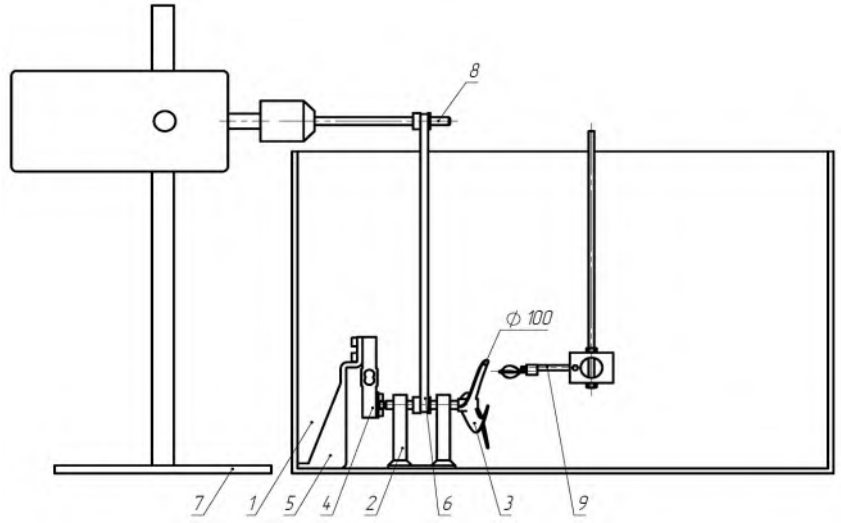


Рисунок – Схема исследовательского стенда:
1 – резервуар; 2 – стойка с подшипниками; 3 – мешалка; 4 – тензодатчик; 5 – кронштейн; 6 – ременная передача; 7 – стойка с приводом; 8 – приводной вал; 9 – гидрометрическая микровертушка

Результаты. Оптимальное число лопастей (таблица 1). Двухлопастная мешалка имеет на 33 % меньшее энергопотребление, чем трёхлопастная, при умеренном снижении тяги (16,7 %) и производительности (10 %). Четырёхлопастная – наименее эффективна.

Таблица 1 – Сравнение мешалок с 2 и 3 лопастями (n=400 об/мин)

Параметр	2 лопасти	3 лопасти	Δ, %
Тяга F, Н	0,525	0,620	+16,7
N, Вт	0,233	0,349	+33,3
η, %	51,9	45,1	-13,1

Оптимальный шаг лопасти (таблица 2). Шаг P=0,65 обеспечивает максимальный гидравлический КПД (51,9 %) и лучшее сочетание тяги и мощности. Шаг 0,3 – неэффективен (низкая тяга), шаг 1,0 снижает КПД на 11,6 %.

Таблица 2 – Эффективность при разном шаге P (2 лопасти, n=400 об/мин)

P	F, Н	N, Вт	η, %	F/N, Н/Вт
0,3	0,101	0,025	39,7	4,10
0,65	0,525	0,233	51,9	2,25
1,0	0,870	0,429	45,9	2,03

Оптимальное дисковое отношение DAR (таблица 3). Оптимальным является DAR=0,15: η=79,5 %, F/N выше на 7,7 % по сравнению с DAR=0,2 при практически одинаковой мощности.

Таблица 3 – Влияние DAR (2 лопасти, P=0,65, n=400 об/мин)

DAR	F, Н	N, Вт	η, %	F/N, Н/Вт	DAR
0,10	0,492	0,197	58,0	2,50	0,10
0,15	0,565	0,223	79,5	2,59	0,15
0,20	0,525	0,233	51,9	2,25	0,20
0,30	1,072	0,658	69,0	1,63	0,30

Итоговая оптимальная геометрия: 2 лопасти, P=0,65, DAR=0,15.

В таблице 4 приведено сравнение с мешалкой Wilo (по каталогу). Коэффициент мощности K_N снижен на 37,5 %, гидравлический КПД повышен на 31,6 %.

Таблица 4 – Сравнение с мешалкой Wilo

Параметр	Новая геометрия	Wilo	Δ, %
K_N	0,075	0,120	-37,5
η, %	79,5	54,0	+31,6

Таким образом, разработана энергоэффективная геометрия ПГМ, обеспечивающая высокий гидравлический КПД (до 79,5%) и лучшее отношение тяги к мощности по сравнению с серийным аналогом. Результаты рекомендуются для оснащения узлов нейтрализации, аэротенков и усреднителей на предприятиях цветной металлургии.

Development of optimal geometry for a submersible horizontal mixer

Grigorieva A.N., Anufriev A.V.

Metallurgical wastewater requires intensive mixing. The geometry of a submersible horizontal mixer (SHM) is optimized. The best geometric parameters were determined experimentally: 2 blades, pitch P=0,65, disk area ratio DAR=0,15. Hydraulic efficiency of the new geometry is 31.6 % higher than that of the Wilo analogue, power coefficient is 37,5 % lower.

ПРИМЕНЕНИЕ ЭЛЕКТРОГИДРАВЛИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ДЛЯ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ФЕРРОСИЛИЦИЯ С ХВОСТАМИ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ

Тимофеев А.С., Бунин И.Ж., Двойченкова Г.П., Власов А.С.
Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, г. Москва, Российская Федерация, *e-mail: timofeev_ac@mail.ru*

Разработан способ, позволивший за счет эффекта электрогидравлического диспергирования глинистых минералов в системе «кимберлит - глинистые минералы - ферросилиций» обеспечить повышение до 2,6 раз качества отмывки ферросилиция от хвостов тяжелосредной сепарации.

В процессах гидротермального изменения породообразующие минералы кимберлита (кальцит, оливин, серпентин, флогопит и другие минералы) подвергаются химическому разложению с частичным образованием глинистого минерала - сапонита, который в условиях ТСС покрывает поверхность гранул ферросилиция, что вызывает рост потерь утяжелителя и в целом негативно влияет на технологические параметры переработки алмазоносных кимберлитов [1].

Возможные способы интенсификации очистки (отмывки) ферросилиция от глин ограничены необходимостью размещения дополнительного технологического оборудования в модуле тяжелосредного обогащения для обработки больших объемов ферросилициевой суспензии. С учетом дороговизны ферросилиция в настоящее время проявляется повышенный интерес к альтернативным энергетическим методам модифицирования технологических свойств ферросилиция для повышения эффективности ТСС алмазосодержащих кимберлитов.

Электрогидравлический эффект (ЭГЭ, эффект Л.А. Юткина) является одним из перспективных способов обработки минеральных суспензий для очистки минералов от глинистой фракции и окисленных пленок [2]. В случае электрогидравлической обработки ферросилициевых суспензий очистка утяжелителя от глинистых примесей достигается в результате влияния механических резонансных явлений с амплитудами, позволяющими осуществлять разрушение и отслаивание примазок и пленок глинистых минералов от поверхности гранул ферросилиция.

В настоящей работе предпринята попытка решить задачу неполноты очистки ферросилиция от высокоглинистых продуктов обогащения кимберлитов за счет возникновения и высокоэнергетического гидравлического удара в межэлектродном пространстве рабочей камеры при протекании искрового электрического разряда через жидкость.

Электрогидравлическая обработка ферросилициевых суспензий осуществлялась за счет искрового пробоя водной системы в межэлектродном промежутке длиной

7÷12 мм. Эксперименты проводили на лабораторной установке (рисунок 1а) с емкостным накопителем энергии со следующими электрофизическими параметрами: емкость — 0.66 мкФ, запасенная энергия при зарядном напряжении 16 кВ ≈ 85 Дж; частота следования импульсов 0,05 Гц, потребляемая мощность ≈ 20 Вт. Размеры внутренней цилиндрической полости разрядной камеры (рисунок 1б), изготовленной из нержавеющей стали, составляли 10×7.5 см (В×Д), толщина стенки 0.5 см; объем обрабатываемой жидкости ≈ 400 мл. Электродная система с геометрией электродов типа «острие–плоскость» была расположена в центральной части запирающей крышки, изготовленной из дюралюминия.

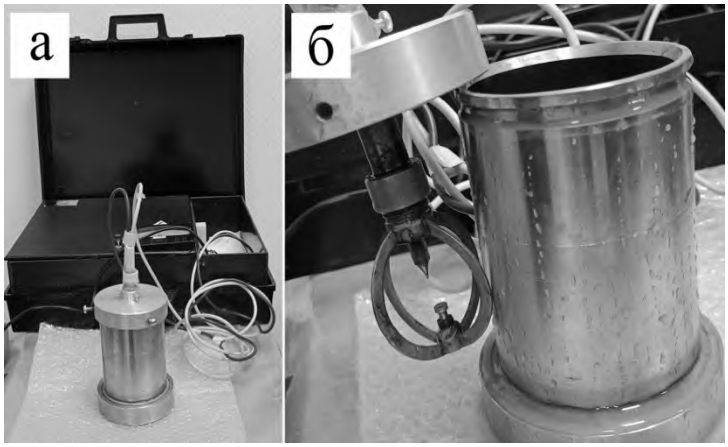


Рисунок 1 – Лабораторная установка для электрогидравлической обработки минеральных суспензий: (а) блок генератора импульсов, (б) разрядная камера и электродная система

Методика проведения экспериментальных исследований включала следующие последовательные этапы: подготовка образцов к испытанию, при которой материал измельченного кимберлита крупностью –6 +3 мм смешивали с частицами ферросилиция в соотношении (1:1), затем добавляли сапонитсодержащую (140 г/л) оборотную воду и для получения однородной феросилициевой суспензии проводили механическое перемешивание в течение 2 мин.

Полученную суспензию помещали в разрядную камеру электроимпульсного аппарата, для требуемого заполнения рабочего объема камеры добавляли ≈ 400 мл водопроводной или минерализованной воды (таблица) и проводили ЭГ-обработку водной системы по заданному режиму. После декантации обработанной жидкости твердый остаток помещали на сито 1 мм, проводили отбор подрешетного продукта и сушку материала пробы; выделение ферросилиция проводили ручным магнитом.

Для заданных параметров электроимпульсного воздействия установлены границы эффективного применения электрогидравлического эффекта для обработки ферросилициевых суспензий на минерализованных технологических водах с различной электропроводностью (рисунок 2).

Установлено, что степень диспергирования глин при электрогидравлической обработке зависит от электропроводности и, следовательно, от минерализации технологических вод алмазоизвлекающих фабрик.

Таблица – Ионный состав и электропроводность используемых водных систем

Исследуемые водные объекты	pH	Общая минерализация, М	Ca^+	Na^+	Cl^-	Удельная электропроводность $\sigma_{,,}$ мСм/см
			мг/л			
ОФ №3 МНГОК*	7.8	36200	2527	2850	15102	47.6
ОФ №12 УГОК*	6.2	30800	2390	1341	9905	30.1
ОФ №16 МНГОК*	7.1	17700	2008	1088	5744	20.5
ОФ №14 АГОК*	7.3	3250	753	219	1319	7.4
ОФ №1 ЛГОК*	8.2	423	22	54	71	1.0
ОФ №12 УГОК**	6.4	220	73	8	35	0.8
Водопроводная вода	7.0	н/о	н/о	н/о	н/о	0.6

Вода — *оборотная, **чистая техническая

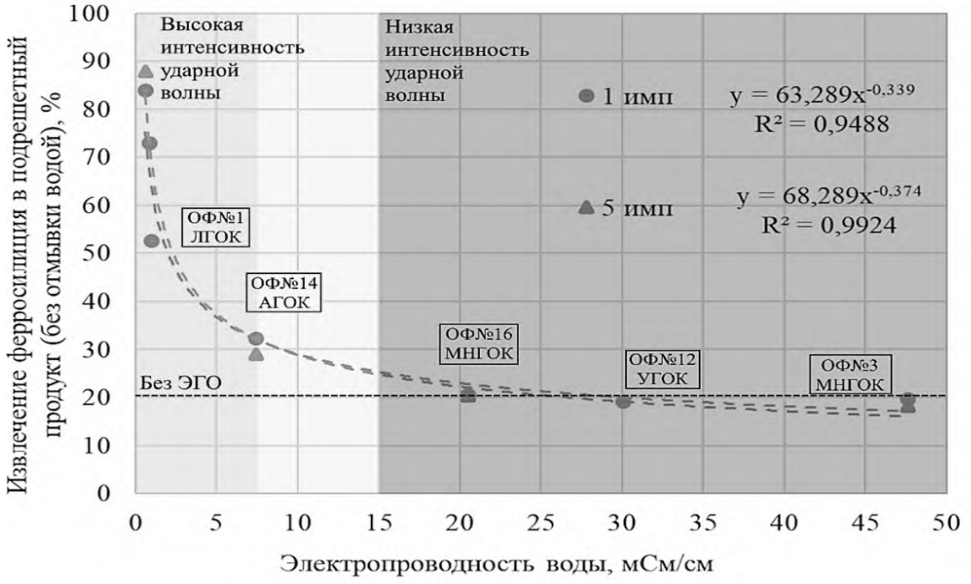


Рисунок 2 – Влияние электропроводности минерализованных водных систем на эффективность очистки ферросилиция

В результате выполненного комплекса исследований разработан способ, кондиционирования хвостов тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала, позволивший за счет эффекта электрогидравлического диспергирования глинистых минералов в системе «кимберлит - глинистые минералы - ферросилиций» обеспечить повышение в 2,6 и 1,5 раза качества очистки (отмывки) ферросилиция на оборотных водах ОФ №1 Ломоносовского ГОКа и ОФ №14 Айхальского ГОКа соответственно и уменьшить потери ферросилиция с хвостами тяжелосредной сепарации.

Список использованных источников

1. Коннова Н.И. и др. Теория и практика современной сепарации в тяжелых средах. Моделирование результатов тяжелосредного обогащения. - Красноярск: СФУ, 2013. - 118 с.
2. Юткин Л.А. Электрогидравлический эффект и его применение в промышленности. - СПб: Машиностроение», 1986. - 252 с.

Application of electrohydraulic processing to reduce the loss of ferrosilicon with danse-medium separation tails

Timofeev A.S., Bunin I.Zh., Dvoichenkova G.P., Vlasov A.S.

A method has been developed that, due to the effect of electrohydraulic dispersion of clay minerals in the «kimberlite - clay minerals – ferrosilicon» system, allows for a 2.6-fold improvement in the quality of ferrosilicon washing from danse-medium separation tailings.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ ПЕННЫХ ПРОДУКТОВ ФЛОТАЦИИ В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ

Морозов Ю.П., Упорова И.В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: uporova2013@mail.ru*

Рассмотрены возможности повышения показателей обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах при орошении трехфазной пены двухфазной пеной и при подаче трехфазной пены на поверхность двухфазной пены.

Обогащение пенных продуктов флотации в сужающихся желобах является перспективным направлением совершенствования технологии флотационного обогащения руд. Промышленными испытаниями сужающихся желобов на обогатительных фабриках показана достаточно высокая эффективность предлагаемого технического решения. Показана возможность существенного сокращения фронта флотации при повышении показателей обогащения.

Использование сужающихся желобов для обогащения пенных продуктов основной и перечистной медной флотации позволяет получать в верхнем продукте сужающихся желобов кондиционный медный концентрат при извлечении в него меди в зависимости от качества исходного продукта в диапазоне от 20 до 70 %.

Большим недостатком существующей технологии обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах являются существенные потери флотируемых компонентов с подпенным пульповым продуктом сужающихся желобов. Потери флотируемых компонентов с подпенным пульповым продуктом сужающихся желобов обусловлены процессом синерезиса пены, при котором часть воды из прослоек между пузырьками вытекает и вымывает частицы минералов из пенного слоя.

Выполнены исследования кинетики формирования подпенного продукта в стационарной пене без и с орошением брызгалами и двухфазной пеной. Установлено, что применение орошения флотационной пены двухфазной пеной снижает потери флотируемого компонента с подпенным пульповым продуктом. Отмечается незначительное повышение выхода пенного продукта желоба при орошении

флотационной пены.

Моделирование процесса вторичной концентрации в сужающемся желобе направлено на снижение потерь ценного компонента с подпенным пульповым продуктом путем подачи флотационной пены на слой двухфазной пены на входе в сужающийся желоб. В результате моделирования установлена возможность снижения потерь флотируемых компонентов с подпенным пульповым продуктом при значительном увеличении выхода пенного продукта.

С целью дальнейшего совершенствования технологии предлагается в сужающемся желобе реализовать подачу флотационной пены на движущийся слой двухфазной пены и орошать флотационную пену двухфазной пеной. Для образования двухфазной пены на входе в сужающийся желоб разработана установка флотационной камеры с пеногенератором двухфазной пены и сужающимся желобом, принципиальная схема которой приведена на рисунке 1.

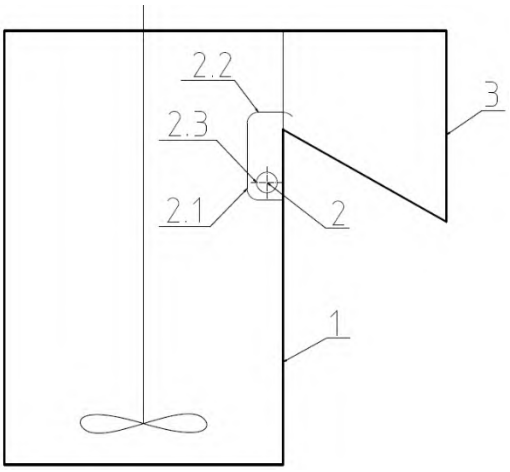


Рисунок 1 – Принципиальная схема камеры флотомашины с пеногенератором и сужающимся желобом:
1 – флотокамера; 2 – пеногенератор; 2.1 – корпус пеногенератора; 2.2 – направляющая пластина; 2.3 – диспергатор воздуха; 3 – сужающийся желоб

Установка состоит из флотационной камеры 1, внутри которой установлен прикрепленный к разгрузочному борту камеры пеногенератор 2, а снаружи – сужающийся желоб 3. Пеногенератор состоит из корпуса 2.1, погруженного во флотационную камеру 1, сверху имеет направляющую пластину 2.2 для направления образующейся двухфазной пены на дно сужающегося желоба 3. В донной части пеногенератора установлен диспергатор воздуха 2.3. Предусмотрена подача воздуха в диспергатор 2.3 и раствора вспенивателя в пеногенератор.

Технология обогащения пенных продуктов флотации с подачей флотационной пены на двухфазную пену исследована в лабораторных условиях на флотомашине с объемом камеры один литр, оснащенной пеногенератором и сужающимся желобом.

Исследования выполнены при флотации руды Октябрьского месторождения при сравнении режимов работы сужающегося желоба без и с подачей флотационной пены на двухфазную пену. Навеску руды массой 250 граммов подвергали измельчению до крупности 90 % класса крупности минус 0,071 мм в щелочной среде. Измельченную

навеску флотировали с помощью бутилового ксантогената калия (95 г/т) и вспенивателя Т-80 (75 г/т). Двухфазную пену получали в пеногенераторе с помощью воздуха и раствора вспенивателя Т-80. Высота двухфазной пены на входе желоба устанавливалась 11 мм.

В сравниваемых режимах опыты проведены по пять раз. Результаты исследований после математической обработки приведены в таблице.

Таблица – Результаты исследований обогащения пенных продуктов в сужающемся желобе при подаче на входе желоба двухфазной пены

Показатель	Продукт желоба	Режим работы сужающегося желоба		
		без орошения	с орошением струями воды	с орошением двухфазной пеной
Выход, %	Пенный	27,29	18,04	29,36
	Подпенный	72,71	81,96	70,64
	Исходный	100,00	100,00	100,00
Массовая доля меди, %	Пенный	30,35	29,32	32,70
	Подпенный	5,62	8,64	3,92
	Исходный	12,37	12,37	12,37
Извлечение меди, %	Пенный	66,97	42,75	77,61
	Подпенный	33,03	57,25	22,39
	Исходный	100,00	100,00	100,00

Анализ полученных результатов показывает, что при подаче флотационной пены на слой двухфазной пены с орошением флотационной пены струями воды приводит к снижению выхода пенного продукта с 27,29 % до 18,04 %. Орошение флотационной пены двухфазной пеной приводит к увеличению выхода пенного продукта с 27,29 % до 29,36 %. Орошение флотационной пены струями воды приводит при снижении массовой доли меди в пенном продукте с 30,35 % до 29,32 % к снижению извлечения меди в него с 66,97 % до 42,47 %. Орошение флотационной пены двухфазной пеной приводит при повышении массовой доли меди в пенном продукте с 30,35 % до 32,7 % к повышению извлечения меди в него с 66,97 % до 77,61 %.

В целом, в результате исследований обогащения в сужающемся желобе при подаче флотационной пены на слой двухфазной пены с орошением двухфазной пеной установлено повышение качества пенного продукта желоба с повышением извлечения в него ценного компонента.

Improvement of the process of enrichment of foam flotation products in narrowing troughs

Morozov Yu.P., Uporova. I.V.

The possibilities of increasing the enrichment of foam flotation products in narrowing troughs when three-phase foam is applied to the surface of two-phase foam are considered.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФОРМИРОВАНИЯ ПОДПЕННОГО ПУЛЬПОВОГО ПРОДУКТА ПРИ ВТОРИЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИНЕРАЛОВ ВО ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕНЕ

Упорова И.В.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: uporova2013@mail.ru*

Выполнено математическое моделирование кинетики формирования подпенного пульпового продукта в процессе вторичной концентрации минералов в стационарной флотационной пене без и с орошением промывной водой от брызгал и двухфазной пены. Показана возможность повышения качества пенного продукта при снижении потерь ценного компонента с подпенным слоем.

В настоящее время процесс вторичной концентрации минералов во флотационной пене изучен относительно распределения минералов по высоте пенного слоя. Достаточно подробно изучено структурное разделение потока пены в неподвижном и сужающемся потоке.

Известно, что процессы вторичной концентрации минералов во флотационной пене протекают самопроизвольно и обеспечивают повышение качества верхнего слоя пенного продукта. В результате процессов синерезиса и коалесценции во флотационной пене частицы минералов вымываются из пены истекающими потоками жидкой фазы или остаются механически зажатыми между пузырьками или сфлотированными частицами. Под слоем флотационной пены вымываемые частицы и жидкая фаза формируют подпенный пульповый продукт, с которым часть сфлотированных минералов возвращается обратно в пульпу. С целью прогнозирования потерь сфлотированных минералов с подпенным пульповым продуктом выполнено математическое моделирование формирования подпенного пульпового продукта в стационарной пене и в сужающемся желобе с и без орошения.

Задачей моделирования является прогнозирование показателей обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах в режиме получения верхнего пенного продукта и нижнего подпенного пульпового продукта из флотационной пены, получаемой при флотации медной руды Октябрьского месторождения.

Моделирование выполнено с использованием методов ступенчатой последовательности процесса и декомпозиции материала в пене сужающегося желоба на монофазы: жидкая фаза, твердая фаза флотируемого минерала и твердая фаза нефлотируемых минералов.

Принято, что твердая фаза в пенном слое представлена флотируемым минералом – халькопиритом ($CuFeS_2$) и нефлотируемыми минералами. Массоперенос монофаз из пенного в подпенный слой исследован путем ступенчатого выделения подпенного

продукта за определенные промежутки времени и определения количества поступивших в подпенный слой монофаз.

На первом этапе моделирования выполнено исследование кинетики вторичной концентрации минералов в неподвижной флотационной пене.

Исследования выполнены с помощью специально разработанной установки, позволяющей отбирать пробы выделяемого из пены подпенного пульпового продукта и оставшегося материала в объеме пены за определенные промежутки времени (ступени). Также установка снабжена системой брызгал для орошения трехфазной пены струями воды и пеногенератором для подачи двухфазной пены на поверхность флотационной пены.

В процессе синерезиса пены и ее разрушения контролировали уровень пульпы в устройствах и рассчитывали кратность пены и кинетику ее разрушения.

Для полученных в каждой ступени подпенных и пенных продуктов выполнены замеры массы, определены массы жидкой фазы, твердой фазы, с помощью химического анализа в твердой фазе определена массовая доля меди.

Экспериментальное моделирование выполнено для следующих исходных условий: массовая доля халькопирита (флотируемого компонента) составляет 80 %; массовая доля твердого в жидкой фазе пены равна 40 %; кратность пены составила 8,0, устойчивость (время разрушения 50 % объема пены) – 60 с.

После математической обработки результатов моделирования показатели вторичной концентрации в стационарном пенном продукте без и с орошением приведены в таблицах 1-3.

Анализ полученных результатов показывает, что орошение флотационной пены струями воды в течение 120 секунд приводит при повышении массовой доли меди в пенном продукте с 25,28 % до 29,85 % к снижению извлечения меди в него с 47,34 % до 36,77 %.

Таблица 1 – Результаты расчета показателей вторичной концентрации меди в стационарном пенном продукте

№ ступени	Продолжительность вторичной концентрации		Выход подпенного продукта, %		Массовая доля меди в подпенном продукте, %		Извлечение меди в подпенный продукт, %	
	в ступени	суммарно	в ступени	суммарный	в ступени	средне-взвешенная	в ступени	суммарное
1	30	30	26,40	26,40	8,91	8,91	19,02	19,02
2	30	60	18,56	44,96	11,20	9,86	16,80	35,82
3	30	90	16,85	61,81	7,11	9,11	9,69	45,51
4	30	120	15,02	76,83	5,89	8,48	7,15	52,66
Остаток в пенном продукте			23,17	–	25,28	–	47,34	–
Итого			100,0	–	12,37	–	100,0	–

Таблица 2 – Результаты расчета показателей вторичной концентрации меди в стационарном пенном продукте при орошении пены струями воды

№ ступени	Продолжительность вторичной концентрации		Выход подпенного продукта, %		Массовая доля меди в подпенном продукте, %		Извлечение меди в подпенный продукт, %	
	в ступени	суммарно	в ступени	суммарно	в ступени	Средне-взвешенная	в ступени	суммарное
1	30	30	28,5	28,5	9,49	9,49	21,86	21,86
2	30	60	21,4	49,9	10,35	9,86	17,91	39,77
3	30	90	18,3	68,2	9,24	9,69	13,67	53,44
4	30	120	16,56	84,76	7,31	9,23	9,79	63,23
Остаток в пенном продукте			15,24	–	29,85	–	36,77	–
Итого			100,0	–	12,37	–	100,0	–

Таблица 3 – Результаты расчета показателей вторичной концентрации меди в стационарном пенном продукте при орошении пены двухфазной пеной

№ ступени	Продолжительность вторичной концентрации		Выход подпенного продукта, %		Массовая доля меди в подпенном продукте, %		Извлечение меди в подпенный продукт, %	
	в ступени	суммарно	в ступени	суммарно	в ступени	средне-взвешенная	в ступени	суммарное
1	30	30	23,8	23,8	9,78	9,78	18,82	18,82
2	30	60	20,3	44,1	8,68	9,27	14,24	33,06
3	30	90	16,8	60,93	5,34	8,19	7,27	40,33
4	30	120	15,1	76,0	4,27	7,41	5,21	45,54
Остаток в пенном продукте			24,0	–	28,11	–	54,46	–
Итого			100,0	–	12,37	–	100,0	–

Орошение флотационной пены двухфазной пеной в течение 120 с приводит при повышении массовой доли меди в пенном продукте с 25,28 % до 28,11 % к повышению извлечения меди в него с 47,34 % до 54,46 %.

При обогащении флотационной пены в сужающемся желобе с орошением струями воды наблюдалось разрушение верхнего слоя флотационной пены, что привело к снижению выхода пенного продукта желоба с 23,17 % до 15,24 %. Обогащение флотационной пены в сужающемся желобе с орошением двухфазной пеной привело к несущественному повышению выхода пенного продукта желоба с 23,17 % до 24,0 %.

В целом, в результате моделирования обогащения пенных продуктов в сужающемся желобе без и с орошением флотационной пены установлено повышение качества пенного продукта желоба с повышением извлечения в него ценного компонента. Потери ценного компонента с подпенным пульповым продуктом остаются достаточно высокими и требует проведения дальнейших исследований.

Modeling of the formation of a frozen pulp product at a secondary concentration of minerals in a flotation foam

Uporova I.V.

Mathematical modeling of the kinetics of the formation of a frozen pulp product during the secondary concentration of minerals in a stationary flotation foam without and with irrigation with rinsing water from splashes and two-phase foam has been performed. The possibility of improving the quality of the foam product while reducing the loss of a valuable component with a foam layer is shown.

ПОВЫШЕНИЕ ДОСТОВЕРНОСТИ СТАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ФЛОТАЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДАННЫХ О РАСКРЫТИИ МИНЕРАЛОВ

Сидорович А.С.
АО «Механобр инжиниринг», г. Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: sidorovich.as@mekhanobr.com

В докладе рассматривается статическая модель флотации комплексной руды с учетом данных о степени раскрытия минеральных сростков в питании и продуктах флотации. Извлечение в пенный продукт определяется отдельно для одно- и многофазных частиц, что позволяет повысить качество модели.

В силу физико-механических особенностей горных пород их разрушение не происходит строго по границам раздела минеральных фаз. В процессе сокращения крупности это приводит к образованию многофазных частиц – сростков, состоящих из зерен минералов различных свойств. В ходе обогащения подобные частицы распределяются между продуктами разделения пропорционально содержанию в них минеральных зерен, разделительный признак у которых проявляется в большей степени.

В математической модели процесса разделения минеральные частицы зачастую считаются однофазными [1]. Этот подход упрощает описание системы минеральных частиц, однако приводит к потери достоверности прогнозирования их поведения в обогатительных аппаратах, в частности, это отмечается при моделировании флотационных схем [2]. Достоверность прогнозирования технологических показателей флотации с помощью модели можно повысить путем использования данных о раскрытии минералов. В мировой практике для анализа распределения массовой доли минеральных зерен в сростках по их качеству и размерам используются как сканирующая электронная микроскопия в сочетании с энергодисперсионной рентгеновской спектроскопией [3], так и оптический минералогический анализ [4], [5]. Эти методики позволяют анализировать свойства большого коллектива частиц и получать статистически достоверные данные об ассоциациях минералов в пробе.

Для повышения детальности прогнозирования технологических показателей

флотации с помощью модели, созданной в модуле HSC Sim Flowsheet Module (версия 9.9.2.3) программного обеспечения HSC Chemistry 9 [6], состав питания флотации и продуктов разделения дополнили данными о массовых долях однофазных минеральных частиц и многофазных сростков рудных и нерудных минералов. Определение раскрытия минералов производили оптическим методом с использованием анализатора фрагментов микроструктуры твердых тел «Минерал С7» на базе микроскопа SopTop RX-50 со встроенным модулем для автоматической сегментации слабоконтрастных минералов.

На основании данных минералогического анализа в рассматриваемой пробе комплексной руды были выделены следующие группы частиц (таблица 1):

Таблица 1 – Степень раскрытия минералов в технологической пробе

Минерал	Содержание, %	Минерал	Содержание, %
Халькопирит	1,80	Магнетит	30,60
Свободные зерна	0,83	Свободные зерна	25,41
В сростках с:		В сростках с нерудными	3,88
нерудными	0,26	В многофазных сростках	1,31
магнетитом	0,34	Нерудные минералы	64,84
В многофазных сростках	0,37	Свободные зерна	54,62
Пирит	2,76	В сростках с магнетитом	8,16
Свободные зерна	0,35	В многофазных сростках	2,06
В сростках с магнетитом	1,59	Итого:	100,00
В многофазных сростках	0,82		

Моделируемая схема состоит из двух операций основной флотации с промежуточным контактированием реагентов и пульпы. Для определения параметров кинетики флотации по данной схеме были проведены лабораторные испытания с фракционным снятием пенного продукта.

Минеральный состав продуктов флотации был определен с учетом распределения минералов по выделенным типам сростков. Химический состав сростков определялся пропорционально входящим в них минералам.

Для аппроксимации извлечения компонентов в концентрат использовалось уравнение кинетики первого порядка с непрерывным равномерным распределением константы скорости флотации [7, 8]. Результаты опытов и моделирования приведены в таблице 2.

Подробный учет распределения меди по минеральным сросткам в продуктах флотации позволил приблизить прогнозные значения показателей по меди к экспериментальным. Отдельно отмечается достигнутое сокращение различия между прогнозным и экспериментальным значениями выхода чернового концентрата, что важно для моделирования последующих операций доизмельчения и перечистной флотации.

Таблица 2 – Баланс элементов по продуктам обогащения

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	S	Cu	Fe	S
Результаты лабораторных опытов							
Концентрат ОФ I	9,12	6,12	18,69	14,10	88,59	7,10	60,94
Концентрат ОФ II	2,55	0,77	15,65	3,63	3,12	1,66	4,39
Черновой конц-т	11,67	4,95	18,03	11,81	91,71	8,77	65,33
Хвосты ОФ	88,33	0,06	24,79	0,83	8,29	91,23	34,67
Руда	100,00	0,63	24,00	2,11	100,00	100,00	100,00
Результаты работы статической модели							
Концентрат ОФ I	7,19	7,72	20,03	16,59	88,82	6,00	56,59
Концентрат ОФ II	1,00	1,030	8,7	4,45	1,63	0,36	2,11
Черновой конц-т	8,19	6,91	18,65	15,11	90,45	6,36	58,70
Хвосты ОФ	91,81	0,06	24,48	0,95	9,55	93,64	41,30
Руда	100,00	0,63	24,00	2,11	100,00	100,00	100,00
Результаты работы статической модели с учетом данных о раскрытии минералов							
Концентрат ОФ I	7,34	6,93	26,38	15,34	81,34	8,07	53,37
Концентрат ОФ II	2,66	2,26	49,02	10,98	9,61	5,43	13,84
Черновой конц-т	10,00	5,69	32,40	14,18	90,95	13,50	67,22
Хвосты ОФ	90,00	0,06	23,07	0,77	9,05	86,50	32,78
Руда	100,00	0,63	24,00	2,11	100,00	100,00	100,00

Использование в модели данных о минеральных ассоциациях также позволяет отслеживать скорость выноса минеральных сростков в концентрат (рисунок). Учет доли ценного компонента в сростках дает возможность оценить потери в хвостах при выбранной крупности питания.

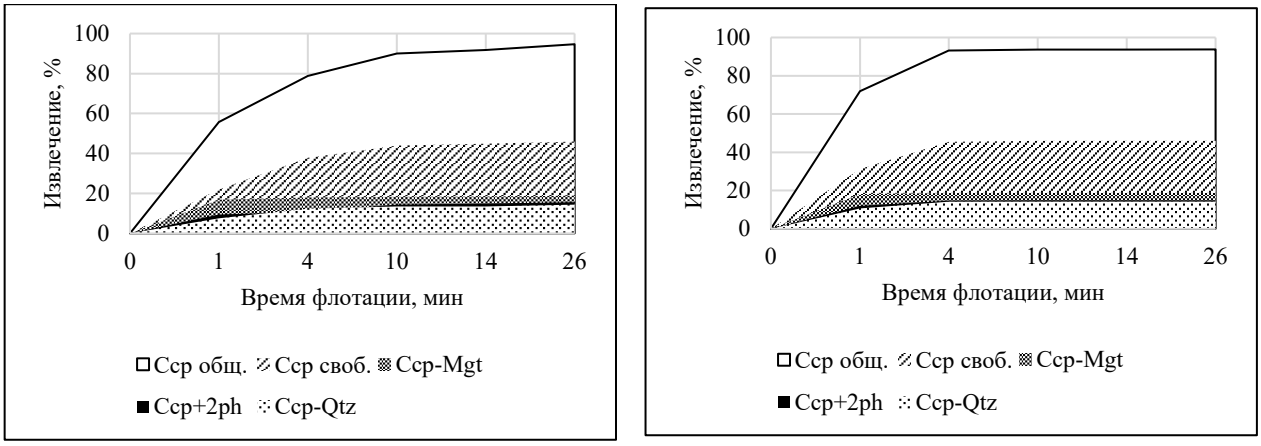


Рисунок 1 – Кинетика флотации свободных зерен халькопирита и его сростков: а) экспериментальные данные; б) аппроксимация уравнением первого порядка

В дальнейшем требует уточнения природа различий прогнозных и экспериментальных значений извлечения минералов в концентрат в первые минуты флотации, вероятнее всего связанных с отклонением порядка флотации от единицы на начальных этапах процесса [7].

Список использованных источников

1. Ламберг П. Моделирование технологий обогащения с помощью программного продукта HSC Chemistry на основе данных о степени раскрытия минералов // Цветные металлы. — 2011. — № 10. — С. 98–104.
2. Сидорович А.С. и др. Разработка статической модели флотации с использованием экспериментальных данных // Сб.: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья.— Екатеринбург : ИП Русских А.В., 2026. — С. 280.
3. Pereira L. [et al.] Computing single-particle flotation kinetics using automated mineralogy data and machine learning // Minerals Engineering. — 2021. — №170.
4. Купцова А.В. и др. Применение минералого-аналитических методов определения параметров раскрытия минералов // Горный журнал. — 2014. — № 11. — С. 35–39.
5. Купцова А.В. и др. Раскрытие сульфидных минералов на примере двух технологических проб колчеданных руд Южного Урала // Сб.: Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения — 2025) — Екатеринбург : ИП Русских А. В., 2025. — С. 117–120.
6. Kentala J.-P. [et al.] HSC Sim Flowsheet Module, ver: 9.9.2.3. —© Outotec, 1974–2019.
7. Bu Xiangning [et al.] Kinetics of Flotation. Order of Process, Rate Constant Distribution and Ultimate Recovery // Physicochemical Problems of Mineral Processing. — 2017. — Vol. 53, № 1. — P. 342–365.
8. Sahoo S.K. [et al.] Performance Evaluation of Basic Flotation Kinetic Models Using Advanced Statistical Techniques // International Journal of Coal Preparation and Utilization. — 2019. — Vol. 39, № 2. — P. 65–87.

Improving the Reliability of a Static Model of Flotation Using Mineral Liberation Data

Sidorovich A.S.

The report examines a static model of flotation for complex ore considering the degree of mineral liberation in the feed and flotation products. Recovery into the froth product is determined separately for single- and multi-phase particles, which allows to improve the model quality.

ЦИФРОВОЙ ПОМОЩНИК ТЕХНОЛОГА ДЛЯ ПОДДЕРЖКИ ПРИНЯТИЯ РЕШЕНИЙ ПРИ МОДЕЛИРОВАНИИ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ

Арефьева М.А., Кононенко Р.В., Константинова А.Д., Попов М.А.

ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет»,
г. Иркутск, Российская Федерация, *e-mail: arefevamaria3@gmail.com*, *istu_politeh@mail.ru, andalazia1555@mail.ru, popovma.kvantum@gmail.com*

Рассмотрен подход к разработке пользовательского уровня цифрового технолога для флотационного процесса с использованием алгоритмов машинного обучения. Показана возможность системы обеспечивать не только запуск расчетной модели, но и формализацию исходных данных, проверку их корректности, отображение результатов и подготовку к дальнейшему масштабированию от лабораторных к промышленным условиям.

Развитие цифровых технологий в горно-обогатительной промышленности создает условия для применения современных подходов к анализу данных,

математическому моделированию и поддержке принятия технологических решений. Такие подходы позволяют обрабатывать экспериментальные и производственные данные, выявлять зависимости между параметрами процесса, прогнозировать технологические показатели и повышать обоснованность выбора режимов работы оборудования [1]. К процессам, эффективность которых может быть повышена за счет применения цифровых инструментов, относится флотация [2,3]. Флотация является сложным многофакторным процессом обогащения минерального сырья. На ее показатели влияют физико-химические свойства руды, гранулометрический и минеральный составы, реагентный режим, плотность пульпы, pH среды, параметры аэрации, продолжительность процесса, состояние пенного слоя, особенности оборудования и режим работы технологической схемы.

Взаимосвязь этих факторов часто носит нелинейный и изменчивый характер, что затрудняет построение универсальной расчетной зависимости, одинаково применимой для лабораторных, полупромышленных и промышленных условий. Поэтому модель, проверенная на ограниченном наборе опытов, не может быть непосредственно перенесена на промышленный объект без учета различий в масштабе, составе сырья, устойчивости технологического режима, диапазонах параметров и структуре производственных данных.

В этих условиях актуальным становится создание цифрового технолога — программно-методического средства, которое помогает пользователю работать с технологическими данными, запускать расчетные модели, анализировать полученные результаты и использовать их для поддержки принятия решений.

Цифровой технолог целесообразно рассматривать как поэтапно развиваемую систему, обеспечивающую формализацию технологических данных, взаимодействие пользователя с расчетной моделью и последующую адаптацию к промышленному применению.

Целью работы является разработка подхода к построению пользовательского уровня цифрового технолога, который обеспечивает корректный ввод технологических параметров, проверку исходных данных, передачу информации в расчетный модуль, отображение результата и его технологическую интерпретацию.

Предлагаемый подход предусматривает разделение цифрового технолога на расчетный и пользовательский уровни [4].

Расчетный уровень отвечает за обработку данных и получение прогнозного результата. Он может включать различные математические модели, статистические методы или алгоритмы машинного обучения в зависимости от этапа разработки и доступности данных.

Пользовательский уровень представляет собой интерфейс программы и обеспечивает корректную постановку расчета, подготовку исходной информации,

проверку ограничений, отображение результата и пояснение области применимости модели. В структуре пользовательского уровня цифрового технолога предлагается выделить несколько функциональных блоков.

Первый блок предназначен для загрузки файла с технологическими данными и отображения таблицы. Чтобы избежать формирования чрезмерно большой таблицы в интерфейсе, пользователю выводятся первые и последние пять строк набора данных, при этом все столбцы остаются доступными с помощью горизонтальной прокрутки.

Второй блок связан с выбором целевого показателя и параметров, по которым выполняется прогнозирование. Пользователь может выбрать столбец, выступающий в качестве целевого показателя, а также задать входные параметры модели. Построение зависимостей между признаками в интерфейсе не предусматривается, поскольку основное внимание уделяется подготовке данных, выбору параметров расчета и получению прогнозного результата.

Третий блок связан с проверкой корректности исходной информации. Он должен выявлять пропуски, недопустимые значения, несоответствие единиц измерения и выход параметров за установленные диапазоны.

Четвертый блок обеспечивает взаимодействие с расчетным модулем. Принципиальным является не закрепление цифрового технолога за одним алгоритмом, а создание среды, в которой разные расчетные модели могут использоваться корректно и воспроизводимо.

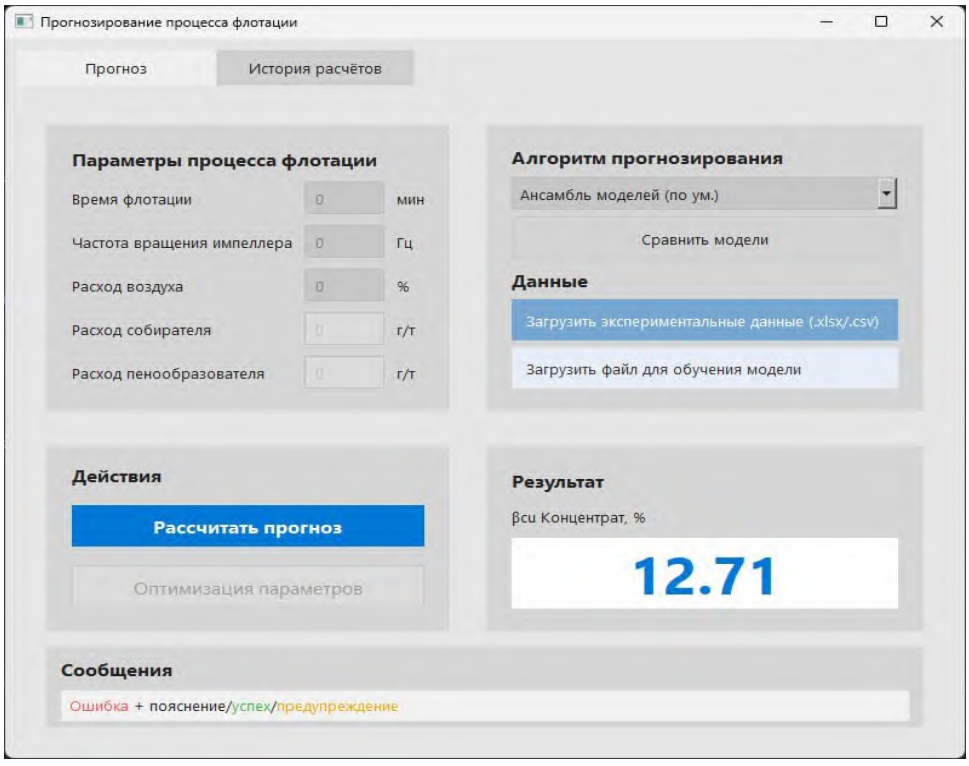


Рисунок – Интерфейс цифрового помощника технолога для загрузки данных, выбора целевого параметра, настройки модели и отображения результатов прогнозирования

Пятый блок предназначен для отображения результата и его технологической интерпретации. Для пользователя важно видеть не только численное значение прогноза, но и исходные параметры, выбранный расчетный подход, возможные ограничения и поясняющий комментарий. Для оценки работы модели может использоваться визуализация таблицы качества модели, позволяющая представить результаты расчета в структурированном виде.

Интерфейс цифрового помощника технолога целесообразно разделить на две основные вкладки.

Первая вкладка предназначена для построения прогноза: пользователь загружает файл, выбирает целевой столбец, задает параметры прогнозирования и получает расчетный результат.

Вторая вкладка предназначена для обучения модели: пользователь выбирает признаки, целевой параметр, задает параметры обучения и запускает процесс построения модели.

На рисунке представлен интерфейс цифрового помощника технолога, включающий вкладку прогнозирования и вкладку обучения модели.

Ожидаемым результатом работы является формирование пользовательского уровня цифрового технолога, обеспечивающего переход от разрозненных лабораторных данных к структурированной программной среде для расчетов и анализа.

Список использованных источников

1. Линник Н.Г. и др. Обзор современного состояния в области технологий машинного обучения, используемых при добыче и обогащении полезных ископаемых // Вестник Кузбасского государственного технического университета. 2025. № 4. С. 137–144.
2. Хисаметдинова С.Ф. Моделирование процесса флотации полезных ископаемых с учетом неоднородности по флотируемости // Известия ТулГУ. Технические науки. 2019. № 4. С. 483–490.
3. Cook R. [et al.] Prediction of flotation efficiency of metal sulfides using an original hybrid machine learning model // Engineering Reports. 2020. Vol. 2. No. 6. Article e12167.
4. Shneiderman B. [et al.] Designing the User Interface: Strategies for Effective Human-Computer Interaction. 6th ed. Boston: Pearson, 2017.

Machine learning-based interface for a digital process engineer in flotation

Arefeva M.A., Kononenko R.V., Konstantinova A.D., Popov M.A.

An approach to the development of a custom level of a digital technologist for a flotation process using machine learning algorithms is considered. The ability of the system to provide not only the launch of a computational model, but also the formalization of initial data, verification of their correctness, display of results and preparation for further scaling from laboratory to industrial conditions is shown.

ПОЗИЦИОНИРОВАНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ В ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМАХ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛЫ УНОСА УГОЛЬНЫХ ТЭЦ (НА ПРИМЕРЕ МАГАДАНСКОЙ ТЭЦ)

Шипунов Л.В.[1], Лавриненко А.А.[2]

[1] Северо-Восточный государственный университет (СВГУ), г. Магадан, Российская Федерация
[2] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН (ИПКОН РАН), г. Москва, Российская Федерация

Исследовано позиционирование операции центробежной концентрации (ЦК) на лабораторном концентраторе Кнельсон КД-3 с подачей ожижающей воды на рифли в технологических схемах переработки золы-уноса Магаданской ТЭЦ. Сопоставлены восемь позиций ЦК, различающихся составом питания: исходная зола; прокалённая зола и её гранулометрические классы; хвосты флотации и их классы; хвосты комбинированной двухстадиальной схемы «флотация — сухая магнитная сепарация в жёстком режиме». Предложены три рабочие схемы.

Зола уноса угольных ТЭЦ сочетает углеродный недожог, железосодержащие магнитные фазы (магнетит, гематит) и алюмосиликатные сферы и стёкла. По полученным данным СЭМ-ЭДС (более 170 спектров) на исследуемой золе Магаданской ТЭЦ, самостоятельных Ti-, Zr-, REE- и фосфатных фаз не зафиксировано: в 90 % зёрен Ti, Zr, REE, Hf, Th, U входят в алюмосиликатное стекло изоморфно или сорбционно (локальные максимумы TiO_2 до 10 % мас.).

Применительно к золе центробежные концентраторы (ЦК) типа Кнельсон изучались ранее преимущественно как одиночная операция на нефракционированном питании [1]. Остаётся нерешённым, на каком этапе схемы переработки золы ЦК даёт максимальный эффект и как трансформируется целевой компонент концентрата при изменении метода предшествующей операции.

Цель работы — количественно охарактеризовать ЦК типа Кнельсон КД-3 как универсальный модуль плотностной сепарации в схемах, где питанию ЦК предшествуют различные комбинации предконцентрации (прокаливание, классификация, флотация, магнитная сепарация).

Объект исследования – зола-унос Магаданской ТЭЦ (каменный уголь Талдинского разреза Кузбасса, сжигание 1250–1300 °C). Усреднённый состав: $\alpha(TiO_2)$ = 0,98 %; $\alpha(Fe_2O_3)$ = 5,95 %; LOI = 6,47 % (C ≈ 2,1 %).

Исследованы восемь типов питания ЦК (таблица): исходная зола, прокалённая зола и её фракции ±40 мкм, хвосты флотации и их фракции, а также хвосты двухстадиальной схемы «флотация – сухая магнитная сепарация» (далее – Фл→СМС, серия II).

Центробежная концентрация выполнена на лабораторном концентраторе типа Кнельсон КД-3 (чаша 75 мм, объём канавок 28 см³).

В едином факторном плане варьировались: G ∈ {60g; 90g}; Ж:Т ∈ {1:1,2; 1:1,5}; τ ∈ {5; 8} мин; Q ∈ {0,8; 1,0; 1,2} л/мин (масса питания ≈ 500 г). «Оптимальный режим» определялся по максимуму $K(TiO_2)$ при γк ≥ 3 %; «разброс ±0,3» – диапазон $K(TiO_2)$ при варьировании режима внутри одной позиции (не стандартное отклонение).

Сопутствующие операции: флотация (собиратель – керосин, пенообразователь – метилизобутилкарбинол [2]) и сухая магнитная сепарация СМС-20М в жёстком режиме (I = 10 А, В ≈ 2,1 Тл).

Показатели рассчитаны по замкнутому балансу (γ, β, ε, K=β/α); общий объём – около 360 опытов.

Сводные показатели оптимальных режимов ЦК (по убыванию $K(TiO_2)$) приведены в таблице.

Таблица – Оптимальные режимы ЦК и показатели обогащения по восьми позициям в схеме переработки

Позиция	Режим (G/Ж:Т/τ/Q)	$K(TiO_2)$	$K(Fe_2O_3)$	$\beta(TiO_2)$, %	$\beta(Fe_2O_3)$, %	γк, %
8. Хв. Фл→СМС (серия II), n=3	90g/1:1,2/8/0,8	9,52	1,21	9,33	7,22	3,14
3. Прокалённая зола, пески +40 мкм	90g/1:1,2/8/1,2	7,27	8,39	7,12	49,94	8,39
5. Хв. флотации (общий)	90g/1:1,2/5/0,8	7,03	6,69	6,89	39,82	8,62
2. Прокалённая зола	90g/1:1,2/5/0,8	6,59	6,31	6,46	37,53	9,18
1. Зола НДЖ (прямой ЦК)	60g/1:1,2/5/1,2	4,04	5,48	3,96	32,60	10,19
6. Хв. флотации, пески +40 мкм	90g/1:1,2/5/0,8	1,86	2,92	1,82	17,40	10,84
7. Хв. флотации, шламы -40 мкм	90g/1:1,2/5/0,8	1,30	2,10	1,27	12,52	11,93
4. Прокалённая зола, шламы -40 мкм	90g/1:1,2/5/0,8	1,22	1,98	1,20	11,80	12,65

Примечание: серия II — комбинированная двухстадиальная схема Фл→СМС-20М 2.3 в жёстком режиме (I = 10 А; В ≈ 2,1 Тл).
Показатели γк приведены от операции ЦК (питание соответствующей стадии), а не сквозные от исходной золы; α приняты по РФА исходной золы: $\alpha(TiO_2)$ = 0,98%, $\alpha(Fe_2O_3)$ = 5,95 %. n — число повторений в оптимальной ячейке.

Анализ таблицы 1 выявляет три ключевые закономерности.

1. Эффект позиции доминирует над эффектом режима.

При оптимальных режимных параметрах $K(TiO_2)$ изменяется по позициям приблизительно в 7 раз – от ≈1,3 на шламах хвостов флотации до ≈9,5 на хвостах двухстадиальной схемы Фл→СМС. При этом внутрипозиционный диапазон $K(TiO_2)$ при варьировании режима ЦК не превышает ±0,3 (≈ 5–7 % отн.).

Таким образом, эффект изменения позиции на порядок превышает эффект

оптимизации режима аппарата.

2. Гранулометрический передел смещает баланс «качество — извлечение».

Песковые фракции +40 мкм после прокаливания обеспечивают максимальное $K(Fe_2O_3) \approx 8{,}4$ при $\beta(Fe_2O_3)$ до 49,94 % (позиция 3) при умеренном $K(TiO_2) \approx 7{,}3$. Шламовые фракции −40 мкм дают худшее качество по обоим компонентам ($K(TiO_2) \approx 1{,}2–1{,}3$) — частицы крупностью ниже 10–40 мкм плохо удерживаются в центробежной постели ЦК.

3. Предконцентрация переключает целевой продукт.

Прямой ЦК исходной золы даёт углеродно-магнетитовый концентрат; прокаливание или флотация перед ЦК переключают продукт на железо-титановый концентрат ($\beta(Fe_2O_3)$ до 50 %); комбинированная схема «флотация → магнитная сепарация → ЦК» обеспечивает максимальную степень концентрирования титана ($K(TiO_2) \approx 9{,}5$) и обезжелезнённый алюмосиликатный остаток — перспективный материал стройиндустрии и предконцентрат для гидрометаллургического извлечения микрокомпонентов; микроэлементная характеристика концентрата и хвостов — предмет отдельной публикации.

Разделение в центробежном поле идёт не по чистой плотности, а по эквивалентной гидравлической крупности (ESS), объединяющей плотность, размер и форму частиц [3]: тяжёлая тонкая и более крупная среднеплотная частицы могут иметь равные ESS (равнопадаемость по Лященко).

Предконцентрационные переделы избирательно изменяют ESS-спектр питания: прокаливание и флотация удаляют углеродный балласт [4], а магнитная сепарация выводит высокоплотных конкурентов Ti-фаз (магнетит, гематит).

В очищенном питании верхнюю часть спектра занимают плотные немагнитные Ti-содержащие алюмосиликатные стёкла [5], что и даёт максимальную по серии степень концентрирования Ti при минимальном $\beta(Fe_2O_3)$ ($K(TiO_2) \approx 9{,}5$; $\gamma_к = 3{,}14$ %).

Соответствующая блок-схема представлена в докладе.

Таким образом, основные выводы по докладу:

1. На золе Магаданской ТЭЦ количественно охарактеризованы восемь позиций применения ЦК: $K(TiO_2)$ изменяется по позициям примерно в 7 раз (от ≈1,3 до ≈9,5) за счёт состава питания, тогда как внутрипозиционный разброс не превышает ±0,3 – эффект позиции доминирует над эффектом режима аппарата.

2. ЦК выступает универсальным модулем плотностной сепарации: целевые Ti- и Fe-содержащие фазы определяются составом питания и предконцентрационными переделами, а не аппаратом и его режимом.

3. Предложены три рабочие схемы, определяемые изменением ESS-спектра питания, под три целевых продукта (углеродно-магнетитовый и железо-титановый

концентраты, тяжёлая Ti-содержащая фракция $K(TiO_2) \approx 9{,}5$ с обезжелезнённым алюмосиликатным остатком).

Список использованных источников

1. Chen Q. [et al.] Research and application of a Knelson concentrator: A review // Minerals Engineering. — 2020. — Vol. 152. — Article 106339.
2. Рябов Ю.В. и др. Флотационное извлечение углерода из золы угольных ТЭС с использованием смеси керосина и газойля // Обогащение руд. — 2016. — №5. — С. 48–54.
3. Лященко П.В. Гравитационные методы обогащения. — М.–Л.: ГОНТИ, 1940. — 358 с.
4. Делицын Л.М. и др. Влияние флотационных реагентов на извлечение углерода из золы угольных ТЭС // Экология и промышленность России. — 2022. — Т. 26, № 2. — С. 14–19.
5. Pan J. [et al.] Recovery of rare earth elements from coal fly ash by integrated physical separation and acid leaching // Chemosphere. — 2020. — Vol. 248. — Article 126112.

Positioning of centrifugal concentration in technological schemes for processing fly ash from coal-fired thermal power plants (using the example of the Magadan thermal power plant)

Shipunov L.V., Lavrinenko A.A.

The positioning of the centrifugal concentration (CC) operation on a Knelson KD-3 laboratory concentrator with the supply of liquefying water to riffles in technological schemes for processing fly ash at the Magadan CHPP has been investigated. Eight CC positions differing in the composition of nutrition are compared: initial ash; calcined ash and its granulometric classes; flotation tails and their classes; tails of the combined two—stage scheme "flotation - dry magnetic separation in a rigid regime". Three working schemes are proposed.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ В ПУЛЬПЕ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СИЛЫ

Морозов Ю.П.[1], Бекчурина Е.А.[1] Набиуллин Ф.М.[2]

[1] ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *tails2002@inbox.ru,*

[2] ООО «Березовский рудник», г. Березовский, Российская Федерация, *e-mail:*

Оценено влияние стесненности движения частиц и центробежных ускорений на коэффициенты равнопадаемости частиц кварца и пирита по отношению к частицам золота различной крупности. Установлено, что стеснённость движения существенно влияет на коэффициенты равнопадаемости, а характер влияния центробежных ускорений меняется в зависимости от крупности частиц золота.

Движение частиц в гравитационных средах происходит под действием движущих сил и сил сопротивления среды. При отсутствии центробежных ускорений движущей силой является гравитационная сила G_0, которая определяется разницей силы веса и архимедовой силы. Противодействуют движению частиц в среде силы вязкостного $P_в$ и динамического $P_д$ сопротивления среды.

Из условия установившегося движения частицы в среде, когда

$$P_д + P_в + G_0 = 0, \quad (1)$$

Мериновым Н. Ф. выведено уравнение для определения конечных скоростей свободного движения частиц в широком диапазоне крупности:

$$v_0 = \frac{24}{d \cdot \Delta_{ср}} \left(\sqrt{\mu^2 + \frac{d^3 \Delta_{ср} (\rho - \Delta_{ср}) g}{216}} - \mu \right), \quad (2)$$

где d – диаметр частицы, м; $\Delta_{ср}$ – плотность среды, кг/м^3; ρ – плотность частицы, кг/м^3; μ – динамический коэффициент вязкости, Н·с/м^2; g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/с^2.

Для стесненных условий в центробежных сепараторах уравнение (2) принимает вид:

$$v_{ст} = \frac{24}{d \cdot \Delta_{ср}} \left(\sqrt{\mu_{ст}^2 + \frac{d^3 \Delta_{ср} (\rho - \Delta_{ср}) g_{цб}}{216}} - \mu_{ст} \right), \quad (3)$$

где $\mu_{ст}$ – динамический коэффициент вязкости стесненной среды, Н·с/м^2; $g_{цб}$ – ускорение, создаваемое центробежным полем, м/с^2.

Плотность среды считается через объемные доли и плотности твердой и жидкой фаз:

$$\Delta_{ср} = \theta \Delta + \Omega \rho_{тв}, \quad (4)$$

где θ, Ω – соответственно объемные доли твердой и жидкой фаз; Δ, $\rho_{тв}$ – соответственно плотность жидкой и твердой фаз, кг/м^3.

Динамический коэффициент вязкости $\mu_{ст}$ рассчитывается по формуле Ванда с учетом количества в среде разделения мелких классов крупности (минус 0,1 мм):

$$\mu_{ст} = \mu_0 (1 + 2{,}5\Omega + 7{,}349\Omega^2 + 16{,}2\Omega^3) \cdot K_{кр}, \quad (5)$$

где μ_0 – вязкость воды, равная 0,001 Н·с/м^2; $K_{кр}$ – коэффициент увеличения значения $\mu_{ст}$, зависящий от общей доли класса -0,1 мм ($\Omega_{-0,1}$) в твёрдой фазе пульпы:

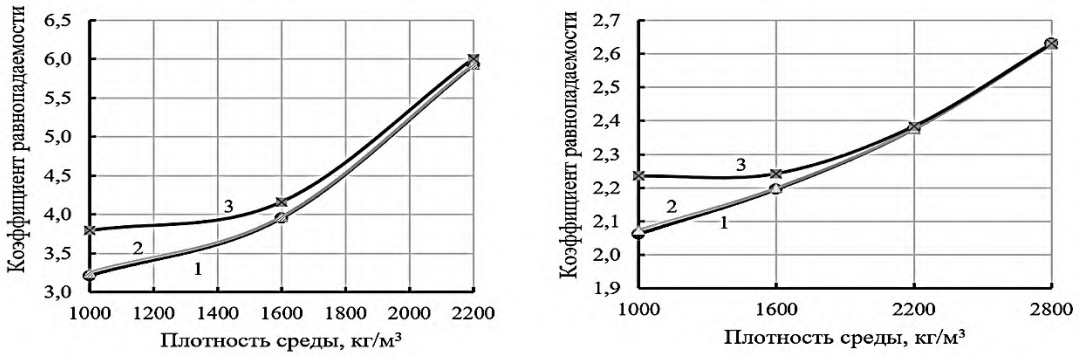
$$K_{кр} = 1{,}7 - 0{,}55\Omega_{-0,1} - 0{,}15\Omega_{-0,1}^2. \quad (6)$$

С целью оценки влияния стесненности движения частиц и центробежных ускорений на коэффициенты равнопадаемости частиц различной крупности и плотности, выполнены расчеты скоростей движения частиц золота крупностью 10 мкм, 40 мкм, 100 мкм в средах различной плотности и при различных значениях $g_{цб}$ и диаметров равнопадаемых частиц кварца и пирита.

Результаты расчетов приведены в виде зависимостей на рисунках 1-4.

Полученные данные свидетельствуют о существенном влиянии плотности среды на значения коэффициентов равнопадаемости, которое проявляется в их увеличении при увеличении стесненности движения частиц (рисунок 1).

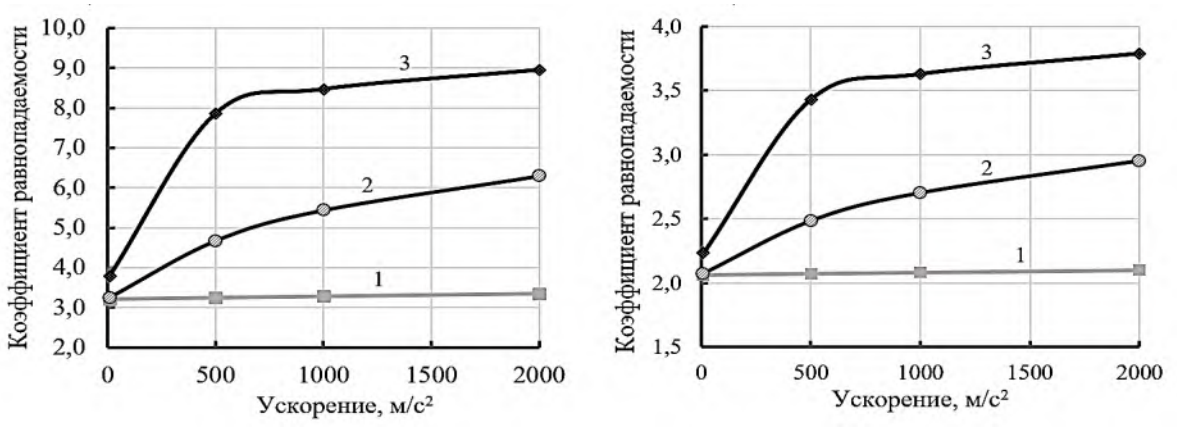
В свободных условиях влияние крупности частиц золота, по отношению к которым производится расчет, на коэффициенты равнопадаемости является более выраженным. Например, при плотности среды 1000 кг/м^3 коэффициент равнопадаемости кварца и золота крупностью 0,01 мм составляет 3,21, кварца и золота крупностью 0,1 мм – 3,79, при плотности среды 2200 кг/м^3 эти значения составляют 5,93 и 6,00 соответственно, т.е. при увеличении плотности среды разница между коэффициентами равнопадаемости частиц кварца и пирита по отношению к частицам золота разной крупности становится меньше.



а) ***б)***

Рисунок 1 - Зависимости коэффициента равнопадаемости частиц кварца (а) и пирита (б) по отношению к частицам золота для различных условий стесненности среды в гравитационном поле:
1 – крупность золота 0,01 мм; 2 – крупность золота 0,04 мм; 3 – крупность золота 0,1 мм

Представленные на рисунке 2 зависимости свидетельствуют о более выраженном влиянии центробежных ускорений на коэффициенты равнопадаемости кварца и пирита по отношению к частицам золота бóльшей крупности.

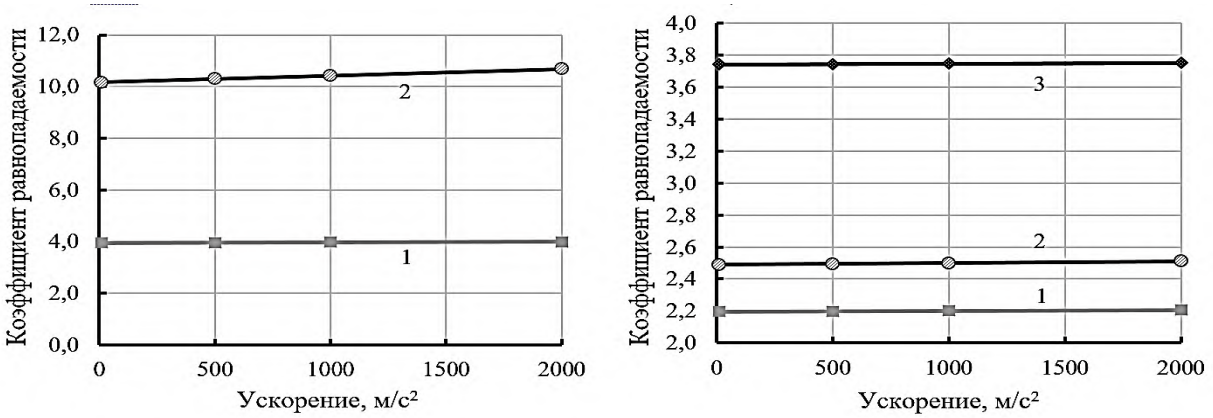


а) ***б)***

Рисунок 2 – Зависимости коэффициента равнопадаемости частиц кварца (а) и пирита (б) по отношению к частицам золота крупностью 0,01 мм (1), 0,04 мм (2), 0,1 мм (3) от ускорения в свободных условиях

При крупности золота 0,01 мм увеличение центробежного ускорения практически не изменяет значений коэффициентов равнопадаемости частиц кварца и пирита. Так, коэффициенты равнопадаемости пирита по отношению к золоту крупностью 0,01 мм составляют 2,06 и 2,10 при ускорениях 9,81 м/с^2 и 2000 м/с^2 соответственно.

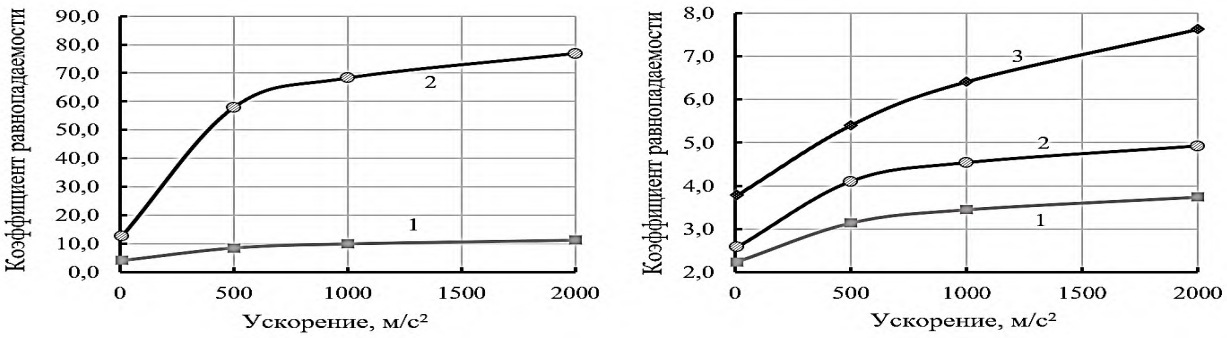
При движении частиц в центробежном поле увеличение стесненности среды также способствует существенному повышению коэффициентов равнопадаемости кварца и пирита по отношению к частицам золота крупностью 0,01 мм (рисунок 3), тогда как изменение центробежного ускорения практически не изменяет коэффициентов равнопадаемости.



а) ***б)***

Рисунок 3 - Зависимости коэффициента равнопадаемости частиц кварца (а) и пирита (б) по отношению к частицам золота крупностью 0,01 мм от ускорения для различных условий стесненности:
1 – плотность среды 1600 кг/м^3; 2 – плотность среды 2500 кг/м^3; 3 – плотность среды 4000 кг/м^3

Иная картина наблюдается при определении коэффициентов равнопадаемости кварца и пирита по отношении к частицам Au крупностью 0,1 мм (рисунок 4).



а) ***б)***

Рисунок 4 – Зависимости коэффициента равнопадаемости частиц кварца (а) и пирита (б) по отношению к частицам золота крупностью 0,1 мм от ускорения для различных условий стесненности:
1 – плотность среды 1600 кг/м^3; 2 – плотность среды 2500 кг/м^3; 3 – плотность среды 4000

Совместное влияние стесненности среды и центробежных ускорений приводят к существенному увеличению коэффициентов равнопадаемости. В целом, чем ближе плотность среды к плотности минерала, тем больше значение коэффициента равнопадаемости частицы этого минерала по отношению к рассматриваемой частице золота.

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют о существенном влиянии стесненности движения на коэффициенты равнопадаемости частиц различной плотности как в гравитационном поле, так и в центробежном. Наложение центробежных ускорений по-разному влияет на коэффициенты равнопадаемости при изменении крупности рассматриваемых частиц золота. Так, увеличение центробежного ускорения практически не влияет на значения коэффициентов равнопадаемости частиц различной плотности по отношению к частицам золота крупностью 0,01 мм, но способствует увеличению коэффициентов равнопадаемости частиц кварца и пирита по отношению к более крупным частицам золота.

Механизм увеличения коэффициентов равнопадаемости частиц различной плотности по отношению к частицам золота крупностью 0,01 мм обоснован наличием в стесненных условиях суспензионного эффекта, обусловленного лучшей проходимостью между частицами стесненной среды мелких более плотных частиц по сравнению с крупными менее плотными частицами разделяемого материала независимо от величины центробежного ускорения.

Regularities of particle movement in pulp under the action of centrifugal force

Morozov Yu.P., Bekchurina E.A., Nabiullin F.M.

The influence of particle motion constraint and centrifugal acceleration on the equal falling ratios of quartz and pyrite particles relative to gold particles of varying sizes was assessed. It was found that particle motion constraint significantly influences the equal settling ratios, while the influence of centrifugal acceleration varies depending on the gold particle size.

МОДЕЛИРОВАНИЕ НАКОПЛЕНИЯ МЕТАЛЛА В ЦЕНТРОБЕЖНОМ ПОЛЕ СЕПАРАЦИИ С ВОЗДУШНОЙ ТУРБУЛИЗАЦИЕЙ В ОПТИМАЛЬНОМ РЕЖИМЕ РАЗДЕЛЕНИЯ

Чинова Н.Б.[1], Пеньков П.М.[2]

[1]АО «Уралмеханобр», [2]ФБГОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация

В работе приведены результаты моделирования центробежной сепарации искусственной смеси порошка металлического вольфрама с вмещающей фракцией природного кварцевого песка и цемента в центробежном поле с воздушной турбулизацией.

Изучение технологии и особенностей гравитационного выделения золота из нетипичного минерального сырья, такого как сплошные полиметаллические руды, которые главным образом сосредоточены в Уральском регионе, требуют углубленного анализа его вещественного состава, и как следствие, поиск закономерностей концентрирования золота в центробежном поле.

В ряде исследований образцов колчеданных руд Урала [1] определены две основные формы ассоциаций золота с сульфидными минералами: собственной минеральной (“видимое” золото) и рассеянной в сульфидах (тонкодисперсное, “невидимое” золото). Термином “невидимое” золото именуются его внеструктурное ультрамикроскопическое (менее 0,1 мкм) и структурно связанное, изоморфное состояние. Внеструктурная форма Au в основном отвечает его металлическому состоянию Au^0 (самородное золото, интерметаллиды), подчиненной является теллуридная. Среди ультрамикроскопического нередко выделяют “субмикроскопическое”: субмикронного размера (~0,1 или 0,1–0,01 мкм) и наноразмерное золото (~1–10 нм). Наиболее мелкие наноразмерные частицы (0,5–2 нм) часто именуют кластерами, они состоят из 100–300 атомов Au.

Вопрос о форме вхождения золота в сульфидные минералы остается дискуссионным [3]. Выяснение формы золота представляет практический интерес, поскольку «невидимое» золото часто определяют, как не извлекаемое. При этом отсутствуют исчерпывающие данные о том какая часть полезного компонента действительно не может быть извлечена, а какая все-таки доступна для извлечения современными технологическими приёмами.

В работах [3, 4] получены данные о размерах и степени раскрытия зерен золота и его срастаний с основными минералами, а также гранулометрическом составе исследуемых образцов циркуляционных продуктов переработки сплошных медно-цинковых руд, которые свидетельствуют о целесообразности включения гравитационных методов извлечения золота в схему их обогащения.

Ранее в работе [5] приведены результаты подбора параметров разделения пробы циркуляционного продукта переработки медно-цинковой руды Уральского региона в центробежном поле с воздушной турбулизацией, анализ которых позволил установить оптимальные параметры обогащения.

В настоящей работе приведены результаты моделирования центробежной сепарации искусственной смеси порошка металлического вольфрама с вмещающей фракцией природного кварцевого песка и цемента. Цемент использован в качестве связующего материала для создания «искусственных» сростков металла и кварца.

Условия эксперимента предусматривали варьирование выхода тяжёлой фракции центробежного сепаратора путем изменения нагрузки в питании сепаратора от 1 до 5 кг. Параметры работы центробежного концентратора с воздушной турбулизацией

постели в пазах стакана заданы и неизменны для каждого из экспериментов: скорость вращения ротора 1100 об/мин, давление сжатого воздуха 6 атм.

На основании полученных технологических показателей (таблица 1) построены зависимости извлечения вольфрама и его массовой доли в тяжелой фракции от степени сокращения (отношение выхода концентрата к выходу исходного питания) тяжелой фракции центробежного сепаратора (рисунок).

Таблица 1 – Показатели разделения искусственной смеси на концентраторе с воздушной турбулизацией постели

Продукт	Выход, %	Вольфрам, %	Извлечение, %
Нагрузка в питании сепаратора – 1 кг			
Тяжелая фракция	61,00	0,15	91,50
Легкая фракция	39,00	0,022	8,50
Исходная проба	100,00	0,10	100,00
Нагрузка в питании сепаратора – 3 кг			
Тяжелая фракция	19,67	0,45	88,50
Легкая фракция	80,33	0,014	11,50
Исходная проба	100,00	0,10	100,00
Нагрузка в питании сепаратора – 5 кг			
Тяжелая фракция	13,40	0,64	85,76
Легкая фракция	86,60	0,016	14,24
Исходная проба	100,00	0,10	100,00

Зависимость извлечения вольфрама в тяжелую фракцию ($\varepsilon^{W}_{т.ф.}$) от степени сокращщения (R) тяжелой фракции центробежного сепаратора в исследуемой области технологических режимов описывается уравнением

$$\varepsilon^{W}_{т.ф.} = -0{,}048R^2 - 0{,}5498R + 92{,}531. \quad (1)$$

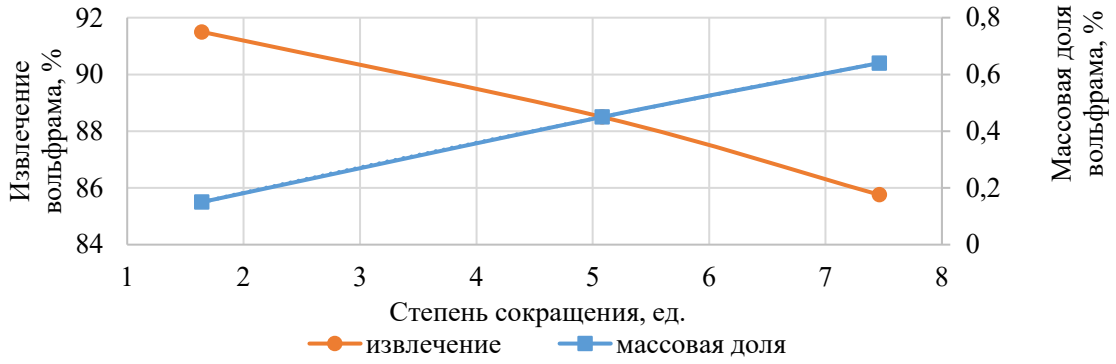


Рисунок – Зависимость извлечения вольфрама и его массовой доли в тяжелой фракции от степени её сокращения центробежного сепаратора

Изучен минеральный состав, размерность и характер искусственных сростков зёрен вольфрама с вмещающим материалом кварца и цемента в пробах тяжелых фракций центробежного концентратора.

Исследование пробы на степень раскрытия минералов проводилось с использованием сканирующего микроскопа Carl Zeiss Evo MA15 в режиме регистрации обратно рассеянных электронов при ускоряющем напряжении 20 кВ и токе зонда 720 пА.

Химический состав отдельных фаз установлен с использованием рентгеновской энергодисперсионной приставки X-Max 80 Oxford Instruments.

Подсчет зерен минералов и сростков выполнялся вручную, результаты исследования приведены в таблице 2.

Результаты минералогических исследований приведены в таблице 3.

Таблица 2 – Распределение минералов и их сростков

Количество зерен в подсчете	Вольфрам		Нерудные минералы	
	свободные зерна	в агломератах	свободные зерна	в агломератах
Абсолютное, ед.	20		303	
Относительное, %	40	60	65,3	34,7

Таблица 3 – Характеристика образцов ценных и породных компонентов тяжелой фракции концентратора с воздушной турбулизацией постели

Ценный компонент (металлический вольфрам)				Породный компонент (кварцевый песок)			
№ спектра (зерна) по рисункам 2-4	Эквивалентный диаметр, мкм	Объем, $\times 10^{-6}$ см^3	Расчетная масса зерна, $\times 10^{-6}$ г	№ спектра (зерна) по рисункам 2-4	Эквивалентный диаметр, мкм	Объем, $\times 10^{-6}$ см^3	Расчетная масса, $\times 10^{-6}$ г
19	40	0,0335	0,6562	20	214	5,15	13,39
33	12	0,0009	0,0174	36	198	4,06	10,56
34	19	0,0036	0,0695	40	132	1,20	3,12
41	48	0,0579	1,1175	42	192	3,70	9,62

В заключении можно сделать выводы:

1. Экспериментальным путем получена зависимость извлечения тяжелого ценного компонента (вольфрама) в тяжелую фракцию центробежного сепаратора воздушной турбулизацией постели от степени её сокращения.

2. В тяжелую фракцию центробежного сепаратора воздушной турбулизацией постели извлекаются зерна тяжелого ценного компонента (вольфрама) в диапазоне от 12 до 50 мкм.

3. Крупность зерен тяжелого ценного компонента (вольфрама) тяжелой фракции центробежного сепаратора воздушной турбулизацией постели более чем от 2 до 17 раз меньше крупности зерен легких породных компонентов (кварца) тяжелой фракции центробежного сепаратора воздушной турбулизацией постели.

Список использованных источников

1. Викентьев И.В. и др. Формы нахождения и условия концентрирования благородных металлов в колчеданных рудах Урала // Геология руд. месторождений. 2006. Т. 48. № 2. С. 91–125.
2. Викентьев И.В. и др. Золото и серебро в колчеданных рудах и продуктах их переработки // Сб.: Научные основы и практика разведки и переработки руд и техногенного сырья с извлечением благородных металлов. – Екатеринбург. 2002. С. 68–70.
3. Чинова Н.Б. Доизвлечение золота в циклах измельчения и классификации медно-цинковой руды колчеданного месторождения в безнапорном центробежном поле // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2024. 5. С. 47-54.
4. Чинова Н.Б. и др. Технологическая минералогия золота в циркуляционных продуктах обогащения сплошных медно-цинковых руд Урала // Сб.: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2025. – С. 143-148.
5. Чинова Н.Б. и др. Оптимизация режима центробежной сепарации для извлечения золота из замкнутого цикла измельчения Уральская горно-промышленная декада, 2025 г

Modeling of metal accumulation in a centrifugal separation field with air turbulation in the optimal separation mode

Chinova N.B., Penkov P.M.

The article presents the results of modeling the centrifugal separation of an artificial mixture of metallic tungsten powder with an enclosing fraction of natural quartz sand and cement in a centrifugal field with air turbulence.

ПРИМЕНЕНИЕ МАГНИТНО-ГРАВИТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ В ОПЕРАЦИЯХ ДЕШЛАМАЦИИ И СГУЩЕНИЯ

Матвеева Е.Л., Опалев А.С.

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

В работе рассмотрена возможность применения процесса магнитно-гравитационного разделения в процессах обесшламливания и сгущения продуктов обогащения при переработке магнетитсодержащих руд. Показано, что по сравнению с промышленными дешламаторами и сгустителями при равных технологических показателях работы магнитно-гравитационное оборудование позволяет существенно уменьшить занимаемую площадь и металлоемкость конструкций, что весьма привлекательно при модернизации существующих обогатительных фабрик. Приведены примеры конструкционных особенностей магнитно-гравитационных дешламаторов, предложены пути дальнейшего их совершенствования для повышения технико-экономических показателей работы.

Перспективным решением проблемы повышения качества железорудных концентратов стало внедрение и применение на ряде предприятий по переработке магнетитсодержащих руд РФ и стран СНГ магнитно-гравитационной сепарации,

обеспечивающей селективное разделение раскрытых зерен магнетита и их сростков с породообразующими минералами. Высокая эффективность процесса разделения в таких аппаратах достигается воздействием центробежно-восходящего водного потока и однородного магнитного поля низкой напряженности на агрегированную суспензию, что позволяет разделять частицы с близкими физическими свойствами. В Горном институте КНЦ РАН разработке и внедрению промышленного образца сепаратора МГС-2.0 предшествовали многолетние исследования по магнитно-гравитационной сепарации с использованием аналогичных моделей сепараторов лабораторного и полупромышленного типа, результаты испытаний которых подтвердили возможность применения магнитно-гравитационного разделения как эффективного процесса для повышения качества ЖРК. В настоящее время более 200 единиц сепараторов МГС-2.0 эксплуатируются на горно-обогатительных предприятиях, производящих железорудные концентраты.

При рассмотрении процесса магнитно-гравитационной сепарации тонкоизмельченных продуктов, содержащих сильномагнитные частицы, с позиции гравитационного разделения в восходящем водном потоке очевидно, что это процесс промывки агрегированной магнитным полем напряженностью 4-8 кА/м (50-100 Э) ферромагнитной суспензии центробежно-восходящим потоком, имеющим вертикальную составляющую скорости 1-2 см/сек. Агрегированная ферромагнитная суспензия, состоящая из вертикальных “прядей”, сформированных из магнитных частиц силами потокосцепления, промывается восходящим водным потоком, при этом немагнитные частицы и бедные сростки магнетита с породообразующими минералами, не участвующие в агрегировании, вымываются в верхнюю часть потока и удаляются в слив. Магнитные агрегаты, обладающие низким сопротивлением движению из-за веретенообразной формы и значительным весом, осаждаются в нижней части потока и выводятся в виде магнитного продукта с плотностью 55-65 % содержания твердого. По такому же принципу работает широко распространенное в практике обогащения оборудование для обесшламливания и сгущения тонкоизмельченных магнетитсодержащих продуктов – магнитные дешламаторы марки МД.

Наиболее применяемые промышленные дешламаторы МД-5, МД-9 и МД-12 имеют площадь зеркала слива соответственно 16; 64 и 112 $м^2$ и обеспечивают производительность по твердому 60, 220 и 350 т/ч, удельная нагрузка составляет 3-4 $т/ч*м^2$ для всех моделей. Эксплуатируемые в настоящее время сепараторы МГС-2.0 при производительности 35-40 т/ч имеют удельную нагрузку 10-12 $т/ч*м^2$, при этом достигается максимально возможный прирост качества магнитного продукта. Если рассматривать сепаратор МГС-2.0 как оборудование для дешламации и сгущения, то экспериментально в промышленных условиях показано о возможности увеличения производительности сепаратора до 100 т/ч при незначительном приросте качества,

соответствует удельной нагрузке 30 т/ч*м^2. Незначительный прирост качества обусловлен тем, что восходящим потоком в слив удаляются тонкие немагнитные частицы, которые представлены шламами силикатов, крупные же немагнитные частицы и сростки остаются в магнитном продукте.

Применение объемного магнитного поля в зоне разделения магнитно-гравитационного сепаратора позволяет считать его оборудованием для дешламации и сгущения, но за счет интенсификации процесса промывки магнитным полем имеющим значительно меньшие размеры сепарационной зоны. Отличительной особенностью магнитно-гравитационного обесшламливания является постоянное воздействие на разделяемый материал магнитным полем в зоне разделения, приводящее к образованию объемной агрегированной ферросуспензии, в то время как обычное обесшламливание осуществляется путем намагничивания исходного питания и последующего осаждения магнитных частиц в условиях стесненного падения за счет остаточной намагниченности без образования объемных структур. При равных технологических показателях магнитно-гравитационное оборудование имеет существенно меньшие габариты и, соответственно, меньшую металлоемкость, что является конкурентным преимуществом при модернизации действующих производств и будет использоваться при проектировании новых производств.

Для реализации данного направления в АО «Энергокомплект», которое сегодня является производителем сепараторов МГС-2.0 высокого качества и уровня автоматизации, разработана конструкция магнитно-гравитационного дешламатора МГС-2.0-80, рассчитанный на номинальную производительность до 80 т/ч.

В отличии от серийно выпускаемого сепаратора МГС-2.0 конструкция дешламатора имеет увеличенную высоту цилиндрической части корпуса аппарата и высоту намагничивающей соленоидной катушки для увеличения сепарационного объема и снижения потерь с тонкими частицами ферромагнетика. Для обеспечения необходимой производительности сепаратора увеличено сечение выпускного отверстия и увеличена напряженность магнитного поля в выпускном патрубке. Фактически один магнитно-гравитационный аппарат может заменить дешламатор МД-5 без снижения эффективности технологических показателей работы, но при существенном снижении занимаемой площади и металлоемкости оборудования.

Для дальнейшего повышения эффективности работы магнитно-гравитационного дешламатора за счет снижения потерь с тонкими частицами магнетита в Горном институте КНЦ совместно со специалистами АО «Карельский окатыш» разработана конструкция дешламатора с устройством для улавливания тонких частиц магнетита, расположенным в верхней части корпуса сепаратора и обеспечивающим рециркуляцию магнетитовых частиц из слива сепаратора в объем разделения за счет агрегирования частиц применением дополнительной магнитной системы и

принудительного возврата магнитных агрегатов в зону разделения. Экспериментально установлена возможность снижения потерь полезного компонента в операции магнитно-гравитационной дешламации более чем в два раза по сравнению со стандартным процессом.

Application of magnetic-gravitational separation in deslimming and thickening operations

Matveeva E.L., Opalev A.S.

In this paper, the possibility of using the magnetic-gravity separation process in the processes of desalination and thickening of enrichment products during the processing of magnetite-containing ores is considered. It is shown that, compared with industrial deslamators and thickeners, with equal technological performance, magnetic gravity equipment can significantly reduce the occupied area and metal consumption of constructions, which is very attractive when modernizing existing processing plants. Examples of the design features of magnetic gravity deslamators are given, and ways of further improving them to improve technical and economic performance are proposed.

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА

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

В работе рассматривается математическая модель магнитного гидроциклона, построенная на известных из литературы формулах и эмпирических формулах, полученных авторами на основании опытных данных. Модель позволяет прогнозировать результаты магнитного обогащения, используя набор входных данных о магнитном гидроциклоне и обогащаемом материале, а также рассчитывать параметры гидроциклона.

Авторами получен патент на способ и устройство магнитного гидроциклонирования [1], позволяющий извлекать магнитную фракцию из потока суспензии в слив, а также разработана математическая модель, которая позволяет прогнозировать результаты магнитного обогащения и рассчитывать параметры магнитного гидроциклона (МГЦ). Устройство в разрезе показано на рисунке 1.

Математическая модель базируется на предположении о том, что в магнитном гидроциклоне параллельно протекают два процесса: гравитационное разделение под действием центробежных сил и магнитная сепарация под действием направленного к срезу сливного патрубка магнитного поля. Для описания гравитационных процессов и технологических параметров МГЦ можно использовать формулы, имеющиеся в литературе [2, 3]. Для описания магнитного разделения были выведены эмпирические формулы, связывающие основные входные параметры и выходные величины,

основанные на экспериментальных данных.

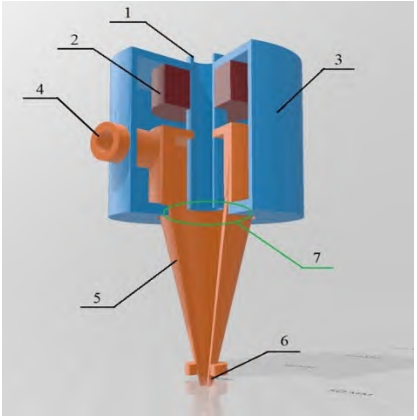


Рисунок 1 - Магнитный гидроциклон в разрезе: 1 - сливной патрубок, 2 - магнитная система, 3 - магнитопровод чашеобразной формы, 4 - входной патрубок, 5 - корпус гидроциклона, 6 - песковая насадка

Целью работы является расчет параметров МГЦ (диаметр, размеры входного и сливного патрубков, диаметр песковой насадки и уровень магнитной индукции), исходя из требований технологических режимов для эффективного извлечения магнитной фракции с известными свойствами и заданными параметрами потока пульпы.

Учитываются параметры частиц, составляющих суспензию: диаметр, плотность, магнитная восприимчивость, а также содержание твёрдого в питании, плотность жидкой фазы, динамическая вязкость жидкости.

Производительность магнитного гидроциклона, имеющего выход в атмосферу, по аналогии с обычным гидроциклоном можно посчитать по формуле:

$$Q = k_э d_{вх}^2 \sqrt{p}$$

где $k_э$ – эмпирический коэффициент, $d_{вх}^2$ – диаметр входного отверстия, р - избыточное давление суспензии на входе в магнитный гидроциклон.

Выход твёрдого в слив происходит под действием магнитной силы, которую можно описать уравнением:

$$F_{маг} = V_ч \chi B grad B$$

где $V_ч$ – объём частицы, χ – объёмная магнитная восприимчивость, В – магнитная индукция.

Размер граничного зерна разделения может быть рассчитан по известной формуле:

$$d_{гр} = 1.5 \sqrt{\frac{d_{сл} D a}{d_{пес} k_D \sqrt{P_{вх}} \, (\rho_{тв} - \rho_ж)}}$$

где $d_{гр}$ – крупность граничного зерна, (мкм); $d_{сл}, D, d_{пес}$ – соответственно диаметры сливного патрубка, гидроциклона и песковой насадки (см), $P_{вх}$ – давление на входе в гидроциклон (кгс/см2), а – содержание твёрдого в питании (%), $\rho_{тв}$ и $\rho_ж$ – плотности твёрдого и жидкости соответственно, k_D – поправка на диаметр гидроциклона.

Выход магнитной составляющей в слив зависит уже от трёх сил: магнитной, центробежной и силы сопротивления потока. Логарифмическая зависимость выхода от разности этих сил также была установлена на основании экспериментальных данных.

$\gamma_{\text{магн}} = 0{,}1ln\left(F_{\text{маг}} - (F_{\text{цб}} + F_{\text{сопр}})\right)$+0.685

Указанная зависимость применима к частицам менее 100 мкм.

В итоге в сливе суммируется магнитная часть продукта и не извлечённая гравитацией часть твёрдого, переходящая в концентрат,

$\gamma_{\text{конц}} = \gamma_{\text{магн}} + (1 - \gamma_{\text{маг}})(1 - \gamma_{\text{цб}})$.

Так как силы, воздействующие на частицу, в значительной степени зависят от её размера, нужно рассчитывать выход для каждого класса крупности раздельно. Пример расчета частных выходов в зависимости от размеров частиц показан на рисунке 2.

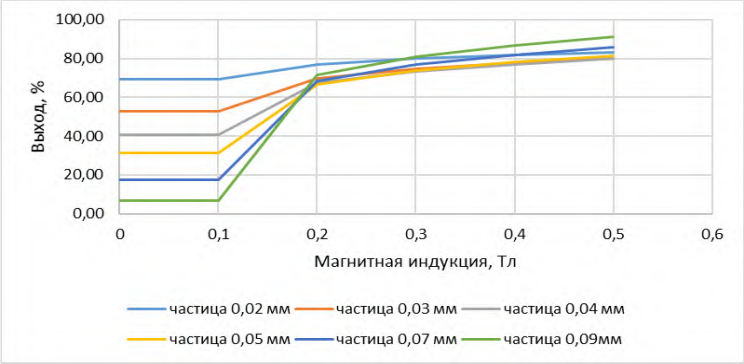


Рисунок 2 - Расчетные зависимости выхода магнитных частиц в слив в зависимости от магнитной индукции и крупности частиц.

Для расчета качества получаемого в результате сепарации на МГЦ продукта необходимо сначала провести исследование вещественного состава исходного материала по классам крупности. Затем данные каждой составляющей внести в математическую модель МГЦ и, получив частные выходы, просуммировать их.

На рисунке 3 представлены расчетные и экспериментальная кривые выхода магнитной фракции в зависимости от магнитной индукции в магнитной системе МГЦ. При этом использованы рассчитанные параметры гидроциклона: диаметр – 30 мм; диаметры входного и сливного патрубков – 10 мм; размер песковой насадки – 3 мм; крупность магнетитового сырья -74 мкм 90 %; отношение Т:Ж=1:10 давление – 0,2 ати.

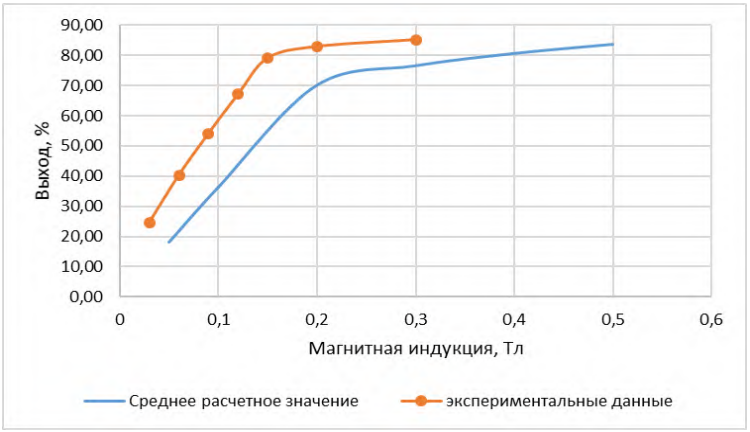


Рисунок 3 - Расчетная и экспериментальная кривые выхода магнитной фракции в зависимости от магнитной индукции в магнитной системе гидроциклона

Поскольку исследования проводились на реальном материале, средняя магнитная восприимчивость которого отличается от справочной магнитной восприимчивости магнетита, также распределение по классам крупности неоднородное, поэтому расчетные данные отличаются от практических, однако характер и наклон кривых хорошо коррелируют, что говорит об адекватности математической модели МГЦ.

Таким образом, приведенная модель расчетов позволяет определить необходимые физические параметры магнитного гидроциклона исходя из заданных свойств сырья и условий процесса.

Список использованных источников

1. Патент 2852033 РФ: Способ извлечения магнитной фракции из потока суспензии и устройство для его осуществления / Сыса П.А. и др. Опубликовано: 02.12.2025. Бюл. № 34.
2. Поваров А.И. Гидроциклоны на обогатительных фабриках. Москва. Недра". 1978. 232 с.
3. Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М Недра 1982. 518 с.

Calculation of the parameters of a magnetic hydrocyclone

Sysa P.A., Bushuev D.A.

This paper examines a mathematical model of a magnetic hydrocyclone, built on formulas known from the literature and empirical formulas derived by the authors from experimental data. The model allows for predicting magnetic enrichment results using a set of input data about the magnetic hydrocyclone and the material being enriched, as well as calculating the hydrocyclone's parameters.

ОРГАНИЗАЦИЯ УЧАСТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО КОНТРОЛЯ И ОПРОБОВАНИЯ НА ПРЕДПРИЯТИИ РОССЫПНОЙ ДОБЫЧИ ЗОЛОТА

Казанков А.А., Рахмеев Р.Н.
АО ЗДК «Лензолото», г. Бодайбо, Российская Федерация,
e-mail: Aleksandr.Kazankov@lenzoloto.ru

Рассмотрена организация участка технологического контроля и опробования на предприятии россыпной золотодобычи с акцентом на балансовые опробования, как инструмент управления потерями и получения данных для повышения уровня извлечения золота и не допущения сверхнормативных потерь.

Россыпная добыча характеризуется высокой изменчивостью горно-геологических условий, неравномерным распределением полезного компонента, сложностью визуального контроля и зависимостью технологических показателей от множества трудноуправляемых факторов.

В условиях повышения категории риска объектов, осуществляющих хозяйственную деятельность, связанную с разведкой и добычей россыпного золота, и ужесточения требований критически важным становится подтвержденный баланс

движения золота по всем переделам. Создание специализированного участка технологического контроля (УТК) с функцией ведения систематических балансовых опробований, позволяющих обеспечить достоверный и оперативный учет потерь, выявить источники сверхнормативных потерь и повысить эффективность отработки месторождений.

Целью работы является разработка организационно-функциональной модели и регламента деятельности УТК, в котором балансовые и поузловые опробования служат инструментом оперативного управления технологическим процессом на предприятии россыпной золотодобычи.

Ключевым методическим принципом является проведение балансовых опробований как совокупности одновременных отборов проб на всех технологических потоках, обеспечивающих последующее составление полного технологического баланса по золоту.

Участок технологического контроля решает следующие задачи: организация и проведение полных балансовых опробований технологических схем (промприборов, драг. ШОУ); одновременный отбор проб продуктов обогащения с фиксацией масс, объема и времени отбора проб и чистого времени работы опробуемого объекта.; расчет технологического баланса (качественно-количественной и водно-шламовой схем), распределение золота по продуктам, гранулометрического состава продуктов обогащения и ситового состава золота.

Участок технологического контроля обеспечен необходимой техникой и производственными площадями с оборудованием, позволяющим в короткие сроки проводить обработку отобранных проб и выдачу полученных результатов.

Таким образом, системная организация балансовых опробований через специализированный участок технологического контроля позволяет получить активный инструмент управления потерями. Достоверный технологический баланс, формируемый на основе балансового опробования с одновременным взятием проб продуктов обогащения, позволяет в оперативном режиме настраивать режимы обогащения, предупреждать сверхнормативные потери и определять направления с целью повышения эффективности работы обогатительного оборудования или его модернизации.

Organization of a technological control and sampling site at a placer gold mining enterprise

Kazankov A.A., Rakhmeev R.N.

The organization of the technological control and sampling section at the placer gold mining enterprise with an emphasis on balance sampling is considered as a tool for managing losses and obtaining data to increase the level of gold recovery and prevent excessive losses.

Секция "Комплексная переработка минерального сырья, гидрометаллургические процессы"

КОМБИНИРОВАННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ И ЗОЛОТА ИЗ БЕДНОЙ РУДЫ АКТИВИРОВАННЫМИ РАСТВОРАМИ РАЗЛИЧНОГО РЕАГЕНТНОГО СОСТАВА*

Рассказова А.В.

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр ДВО РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: annbot87@mail.ru*

Рассмотрены механизмы перевода меди и золота в продуктивные растворы при гидрометаллургической переработке руд. Выполнено сравнение эффективности выщелачивания бедных руд растворами цианидов, тиомочевины в кислых средах и аммонийно-тиосульфатного комплекса, в том числе в активационном варианте.

Актуальность разработки методов обогащения бедных золотомедных руд сегодня находится на пике. Это связано не просто с научным интересом, а с фундаментальным сдвигом в сырьевой базе мировой горнодобывающей промышленности. Легкодоступные и богатые месторождения практически исчерпаны, и будущее отрасли за переработкой сложного, упорного и низкокачественного сырья [1-3].

Химические реакция взаимодействия золота и меди с цианидами, тиомочевиной и тиосульфатами лежат в основе многих гидрометаллургических процессов извлечения благородных металлов из руд и вторичного сырья [4-5].

Золото растворяется в цианидных растворах, образуя очень устойчивый комплексный цианид золота (I) (1):

$$4Au+8NaCN+O_2+2H_2O \rightarrow 4Na[Au(CN)_2]+4NaOH \quad (1)$$

Медь, находящаяся в окисленных формах, активно реагирует с цианидами, что увеличивает расход реагента (2):

$$2Cu+6NaCN+12O_2+H2O \rightarrow 2Na_2[Cu(CN)_3]+2NaOH_2 \quad (2)$$

Основными формами являются ионы $[Cu(CN)_2]^-$, $[Cu(CN)_3]^{2-}$и $[Cu(CN)_4]^{3-}$. Чем выше концентрация цианида, тем более высококоординированные комплексы образуются, что приводит к высокому расходу цианида. Цианидные комплексы меди могут мешать последующему осаждению золота (цементацией цинком).

При тиомочевинном ($SC(NH_2)_2$) выщелачивании золота процесс ведется в кислой

*Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья», финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2025-621.

среде в присутствии окислителя (обычно Fe^{3+} или кислорода). Золото растворяется в кислых растворах тиомочевины, образуя катионный комплекс (3, 4):

$$Au+2SC(NH_2)_2+1/4\ O_2+H+\rightarrow[Au(SC(NH_2)_2)_2]^++1/2\ H_2O \quad (3)$$

$$Au+2SC(NH_2)_2+Fe^{3+}\rightarrow[Au(SC(NH_2)_2)_2]^++Fe^{2+} \quad (4)$$

Образующийся комплекс достаточно устойчив. Скорость растворения золота в тиомочевине может быть на порядок выше, чем в цианидах, однако сам реагент дороже и склонен к окислительному разложению. Скорость растворения меди в кислых тиомочевинных растворах значительно ниже, чем у золота, что позволяет селективно извлекать золото из руд, содержащих медь. При взаимодействии меди с тиомочевиной (*Tu*) образуются комплексы вида $[Cu(Tu)n]^+$, где n =1 – 4 [6].

Золото растворяется в тиосульфатных растворах, образуя очень прочный анионный комплекс. Аммиак является необходимым условием для тиосульфатного выщелачивания золота, поскольку в его отсутствие золото пассивируется из-за образования серной пленки на поверхности в результате разложения тиосульфата.

Известно, что тиосульфат является метастабильным соединением, которое легко подвергается разложению в водных растворах. Аммиак адсорбируется на поверхности золота преимущественно перед тиосульфатом, образуя аммиачный комплекс золота, тем самым уменьшая пассивацию. Аммиачный комплекс золота взаимодействует с тиосульфатом с образованием тиосульфатного комплекса золота (5):

$$Au(NH_3)_2^+ + 2S_2O_3^{2-} \rightarrow [Au(S_2O_3)_2]^{3-} + 2NH_3 \quad (5)$$

Добавление аммиака имеет еще одно преимущество, поскольку он предотвращает растворение оксидов железа, кремнезема, силикатов и карбонатов, обычно присутствующих в руде в виде минералов пустой породы [7].

Медь образует тиосульфатные комплексы (6):

$$Au+5S_2O_3^{2-}+Cu(NH_3)_4^{2+}\rightarrow[Au(S_2O_3)_2]^{3-}+4NH_3+[Cu(S_2O_3)_3]^{5-} \quad (6)$$

Были проведены исследования выщелачивания меди и золота из бедной комплексной руды с применением различных растворителей:

– цианида (CN);

– активированного цианида, приготовленного на основе гидрокарбоната натрия, подвергнутого электрохимической бездиафрагменной обработке с плотностью тока 140 А/м^2 ($CN+NaHCO_3$) [8];

– тиомочевины с созданием кислой среды серной кислотой ($SC(NH_2)_2$);

– тиосульфата в аммиачной среде ($NH_4OH+Na_2S_2O_3$).

Результаты извлечения Cu и Au в продуктивный раствор показаны на рисунке.

Наиболее полно процессы комбинированного выщелачивания меди и золота протекают в процессах тиомочесвинного и цианидного выщелачивания, причем в его активационном варианте.

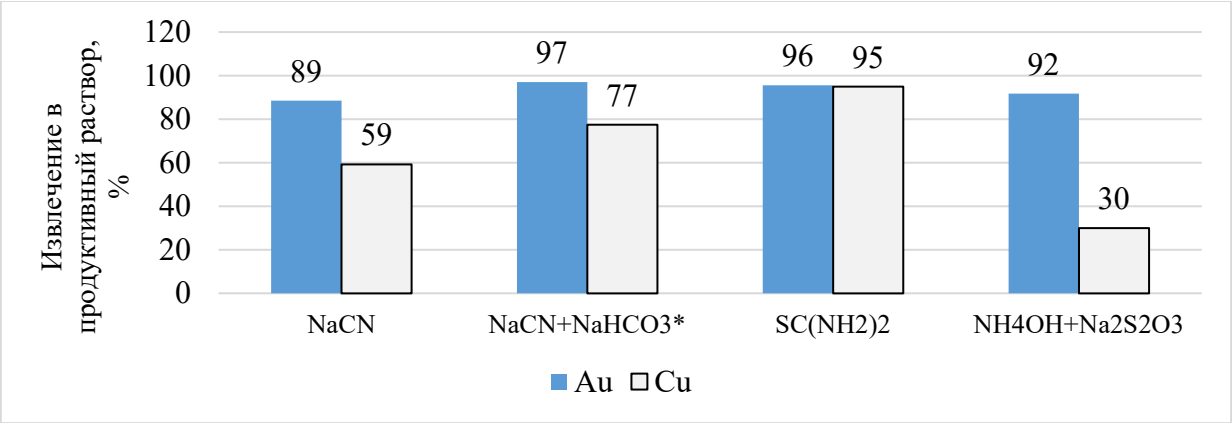


Рисунок – Извлечение золота и меди в продуктивный раствор с применением различных растворителей

Прирост в извлечении золота при применении активированных технологических цианистых растворов составил 8 %, а меди – 18 %.

Список использованных источников.

1. Секисов А.Г. и др. Геохимические особенности руд зоны окисления медно-золоторудного месторождения Малмыж и результаты их геотехнологического тестирования // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 30–35.
2. Патент 2841274 РФ: Способ кучного выщелачивания упорных комплексных руд / Секисов А.Г. и др. Заявка № 2024103654 от 13.02.2024; опубл. 05.06.2025.
3. Секисов А.Г. и др. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений Дальневосточного федерального округа. – Чита : ЗабГУ, 2021. – 305 с.
4. Александрова Т.Н. и др. Влияние энергетического воздействия на прочностные характеристики золотосодержащей руды // Обогащение руд. – 2025. – № 3. – С. 3–8.
5. Александрова Т.Н. и др. Повышение извлечения меди из медных минералов при сернокислотном выщелачивании // Обогащение руд. – 2025. – № 6. – С. 16–21.
6. Yue Lin [et al.] Synergistical thiourea and thiosulfate leaching gold from a gold concentrate calcine with copper-ammonia catalysis // Separation and Purification Technology. – 2023. – Vol. 327. – Art. 124928.
7. Rath R. [et al.] Ammoniacal thiosulphate leaching of gold ore // ResearchGate. – URL: https://www.researchgate.net/publication/267725312_Ammoniacal_thiosulphate_leaching_of_gold_ore (дата обращения: 12.03.2026).
8. Рассказова А.В. и др. Интенсификация извлечения цинка из техногенного минерального сырья с применением электрообработки и озонирования // ФТПРПИ. – 2025. – №5. – С. 179–186.

Combined leaching of copper and gold from poor ore with activated solutions of various reagent compositions

Rasskazova A.V.

Chemical reactions of copper and gold during hydrometallurgical ore processing are considered. A comparison of the leaching efficiency of low-grade ores using cyanide solutions, thiourea in acidic media, and ammonium thiosulfate complex, including in the activation mode, is carried out.

О ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ И ИХ КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ ИЗ ГЛИНИСТО-СОЛЕВЫХ ОТХОДОВ КАЛИЙНЫХ ПРЕДПРИЯТИЙ И УГЛЕРОДИСТЫХ СЛАНЦЕВ*

Сметанников А.Ф.[1], Шанина С.Н.[2], Оносов Д.В.[1]

[1] ФГБУН Горный институт Уральского отделения Российской академии наук, г. Пермь, Российская Федерация, *e-mail: smetannikov@bk.ru*

[2] ФГБУН Институт геологии Федерального исследовательского центра Коми НЦ УрО РАН, г. Сыктывкар, Республика Коми, Российская Федерация

*Установлен**о** наличие органических соединений Pt, Pd, Ag в отходах переработки K-Mg руд (шламах) и органических соединений Au в углеродистых сланцах. Показана идентичность органических соединений в шламах и углеродистых сланцах. Разработан способ преобразования органических соединений благородных металлов в минеральные формы. Предложен способ обогащения преобразованных соединений благородных металлов.*

В сильвинитах органические соединения Au, Pd, Pt, Ag локализованы в нерастворимом в воде остатке (Н.О.) и входят в состав битумоидов извлекаемых хлороформом (ХБ) и спиртобензолом (СББ). В процессе переработки сильвинитов они концентрируются в глинисто-солевых отходах (шламах). В сильвинитах соединения Pd, Pt, Ag с сульфатами кальция концентрируются в межзерновом Н.О., золото связано с гематитом в сильвине [1, 2]. Флотационный способ переработки сильвинитов сохраняет зерна сильвина вместе с Au в пигменте сильвина, далее попадающих в товарный продукт (KCl), в шламах концентрируется только межзерновой Н.О., содержащий Pd, Pt, Ag. Шламы содержат до 30 % остаточных хлоридов, в основном галит, в меньшей степени сильвин и до 30 % Н.О. [3].

Разработан способ преобразования органических соединений Pd, Pt, Ag в шламах в минеральные формы посредством высокотемпературного обжига в присутствии хлоридных агентов в окислительно-восстановительных условиях [4]. В обожженных шламах формируются индивидуализированные многофазные срастания интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Sn, Cu, Pb (таблица 1, рисунок 1).

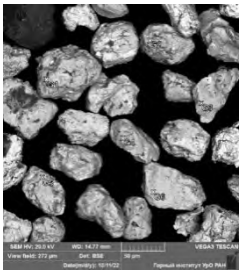


Рисунок 1 – Микрозондовое фото

*Исследования проводились в рамках государственного задания (НИОКТР 1240205000529) «Процессы рудообразования и гипергенной трансформации эвапоритов Пермского Предуралья» и при финансовой поддержке ООО ГТК «Западный Урал»

Таблица 1 - Элементный состав срастаний

Элементы	Содержания, %					
	G1	G2	G3	G4	G5	G6
O	7,56	10,76	5,56	12,25	9,49	9,46
Si	-	-	-	0,76	0,24	0,32
S	-	-	-	-	0,33	0,27
Ni	-	-	-	-	-	0,56
Cu	41,60	47,85	32,69	35,35	36,37	36,83
Pd	9,17	6,75	16,55	3,83	13,03	10,87
Ag	1,58	1,99	9,37	-	3,26	1,72
Sn	36,58	30,32	32,96	38,57	35,14	35,67
Pt	-	-	2,77	-	0,96	2,47
Pb	3,10	2,33	-	7,57	1,16	1,75
As	0,39	-	-	0,40	-	-
Zr	-	-	-	1,27	-	-
∑	100	100	100	100	100	100

Имеется способ обогащения интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Sn, Cu, Pb, включающий дробление обожженного шлама (огарка), истирание до -0,045 мм, дешламацию с получением шламов и песков. Далее проводится обогащение песков на центробежном сепараторе с получением концентрата, представленного смесью Fe, Cr, Ni и Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb. Магнитная сепарация разделяет концентрат на магнитную (Fe, Cr, Ni) и немагнитную (Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb) фракции (рисунки 2 и 3).

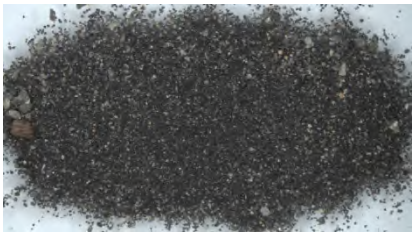


Рисунок 2 – Фото концентрата. Обзор



Рисунок 3 – Фото концентрата. Деталь

Результаты опытов (тестов) показали, что потери со шламами и хвостами песков составляют в разных опытах до 5-8 % суммы Pd, Pt, Ag. В промышленном цикле потери могут быть несколько больше.

В углеродистых сланцах месторождения Сухой Лог органическое вещество (ОВ) близко по составу к ОВ соляных пород Верхнекамского месторождения K-Mg руд, но термически преобразовано и содержится в меньшем количестве [5].

Показано наличие органических соединений Au в углеродистых сланцах месторождения Сухой Лог. Высокотемпературный обжиг исходных руд (углеродистых сланцев) в присутствии хлоридных агентов привел к формированию новообразованного (техногенного) золота в виде индивидуализированных обособлений высокой чистоты (рисунок 4).

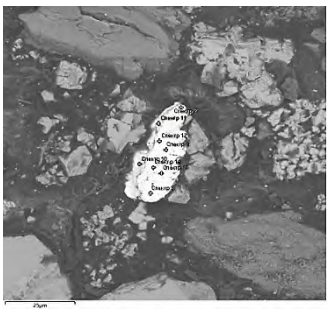


Рисунок 4 - Микрофото самородного (техногенного) обособления золота

Преобразованию подвергались, как золотосульфидная минерализация, так и органические соединения золота. Содержание Au в новообразованиях достигает 100 % (таблица 2).

Таблица 2 - Результаты микроанализа в точках

№ точки анализа	Содержания, %						Сумма
	O	Al	Si	Ca	Fe	Au	
7	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
8	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
9	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
10	46,81	1,76	3,57	1,55	46,32	0,00	100,00
11	49,85	3,61	5,97	0,00	39,95	0,62	100,00
12	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
13	2,27	0,00	0,53	0,00	0,00	97,20	100,00
14	1,85	0,00	0,53	0,00	0,00	97,62	100,00

Как видно из большинство точек анализа в обособлениях золота показывают содержание в 100 %. Наличие O и Si в нескольких точках объясняется дефектами полировки шлифа. Точки 10, 11 характеризуют контакт с вмещающей породой. Содержания золота, определенные пробирно-атомно-абсорбционным способом (ПААС) в обожженном материале (огарке), в значительной степени превышали содержания золота в необожженном исходном материале технологической пробы.

Содержание золота в исходной пробе 2,15 г/т. В пробе, прошедшей стадию обжига в окислительно-восстановительных условиях, зафиксировано содержание 2,49 г/т, что с пересчетным коэффициентом 1,38 (за счет шихты) составило 3,44 г/т. Это превышает исходные содержания золота на 1,29 г/т (таблица 3). Следовательно, в процесс преобразования включается и золотосульфидная минерализация и органическая составляющая.

Сравнительный анализ результатов исследований, полученных из флотационных шламов и огарков из углеродистых сланцев, показывает, что органическая составляющая этих образований идентична по составу и одержит органические соединения благородных металлов, но в углеродистых сланцах эти образования термически преобразованы и присутствуют в меньших количествах.

Таблица 3 - Результаты анализа проб, обожженных в разных условиях

Рег. №	Маркировка пробы	Условия обжига	Массовая доля Au, г/т	Пересчет золота с учетом шихтования
1215	СЛП-3 исходная	-	2,15	-
1216	СЛП-3 огарок	в нейтральной атмосфере	1,12	1,55
1183	СЛП-72 огарок	в восстановительных условиях	2,29	3,16
1185	СЛП-74 огарок	в окислительно-восстановительных условиях	2,49	3,44
Коэффициент с учетом шихтования - 1,38				

В способе преобразования органических соединений в минеральные формы применим высокотемпературный обжиг в присутствии хлоридных агентов в окислительно-восстановительных условиях.

Суть преобразований состоит в следующем. Обжиг при температурах выше 800°С способствует формированию хлоридного расплава (температура плавления сильвина и галита 799 и 801°С), при этом происходит отжиг и золото-сульфидной минерализации и органических соединений золота в углеродистых сланцах и органических соединений в шламах.

Свободные металлы в расплаве в процессе собирательной кристаллизации формирует обособления интерметаллидов в обожженных шламах и самородного техногенного золота в обожженных углеродистых сланцах. Для сланцев в процесс вовлекается не только золото, связанное с золото-сульфидной минерализацией, но и золото, имеющее органическую форму нахождения. В обожженных шламах (огарках) формируются многофазные срастания интерметаллидов Pd, Pt, Ag, Cu, Sn, Pb, в огарках углеродистых сланцев формируются обособления самородного (техногенного) золота.

Дальнейшая переработка огарков шламов и сланцев осуществляется методами гравитационного обогащения. Конечный продукт обогащения огарков шламов направляется на аффинаж. Конечный продукт обогащения огарков сланцев представлен аффинированным золотом и не требует применения аффинажной технологии. В обоих случаях отходы после переработки огарков экологически нейтральны, вторичные отходы после извлечения из шламов благородных металлов используются в качестве мелиорирующей добавки и комплексного удобрения пролонгированного действия на кислых дерново-подзолистых почвах.

Таким образом, показана связь благородных металлов с органическим веществом Н.О. соляных пород и ОВ углеродистых сланцев и единая природа ОВ. Установлены близкие параметры преобразования органических форм благородных металлов в извлекаемые соединения в процессе высокотемпературного обжига в присутствии хлоридных агентов в окислительно-восстановительных условиях, а также

гравитационные способы переработки (обогащения) огарков.

Список использованных источников

1. Сметанников А.Ф. и др. Минеральный состав пигмента сильвинов Верхнекамского месторождения солей // Геология и полезные ископаемые Западного Урала. Материалы региональной научно-практической конференции. – Пермь, 2000. - С. 71-72.
2. Сметанников А.Ф. и др. Благородные металлы в солях Верхнекамского месторождения. // Записки Российского минералогического общества. – 2006. - №3. - С. 61-65.
3. Сметанников А.Ф. и др. Благородные металлы в солях Верхнекамского месторождения и технология их извлечения // Горный журнал. - 2013, - №6. С. 55-58.
4. Сметанников А.Ф. и др. О формах нахождения Au, Ag, Pd, Pt в отходах переработки K-Mg руд // Юшкинские чтения 2022. – Сыктывкар. – С. 93,94
5. Сметанников А.Ф. Связь благородных металлов с органическим веществом соляных пород и углеродистых сланцев //Материалы международной конференции «Плаксинские чтения – 24». 2024. г. Апатиты. –С. 434-439.

On the possibility of extracting precious metals and their concentration from clay and salt wastes of potash enterprises and carbon shales

Smetannikov A.F., Shanina S.N., Onosov D.V.

The presence of organic compounds of Pt, Pd, and Ag in waste from K-Mg ore processing (sludge) and organic compounds of Au in carbonaceous shales was established. The identity of the organic compounds in the sludge and carbonaceous shales was demonstrated. A method for converting organic compounds of noble metals into mineral forms was developed. A method for beneficiating the converted noble metal compounds was proposed.

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ГЛУБОКО ПОГРЕБЁННЫХ РОССЫПНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЗАМЕНИТЕЛЯМИ ЦИАНИДА*

Шумилова Л.В., Размахнин К.К.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: *shumilovalv@mail.ru*; *constantin-const@mail.ru*

Технология выщелачивания золота из погребённых россыпей эффективна и экономична, но токсична, поэтому требуется замена цианида. Представлены результаты лабораторных исследований выщелачивания золота поликомпонентным заменителем цианида, позволяющим достичь извлечение ценного компонента на уровне 99,19%.

В России значительная часть россыпного золота сосредоточена в погребённых россыпях, особенно в Восточной Сибири и на Дальнем Востоке. В некоторых районах погребённые россыпные месторождения могут составлять значительную долю от общего числа россыпей (30–50 %), и среди них встречаются крупные и богатые

*Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-20004, https://rscf.ru/project/26-17-20004/

объекты. Извлечение золота из погребённых россыпей сопряжено с комплексом следующих сложностей: технические (глубина залегания от 40 до 300 м, месторождения в Сибири и на Дальнем Востоке расположены в криолитозоне, потери до 15–20 % мелкого и пылевидного золота (размер частиц менее 0,1 мм), потеря генетической связи с современной речной сетью (россыпи погребены под склоновыми, моренными и ледниковыми отложениями); экономические (высокие капитальные затраты, низкая рентабельность малых месторождений, затраты на обогащение, удалённость месторождений); экологические (нарушение экосистем, наличие отвалов и хвостохранилищ, необходимость рекультивации); правовые (отсутствие специального регулирования, сложность лицензирования, противоречия в законах). В связи с ростом доли погребённых россыпей, перспективы извлечения золота с использованием новых технологий считаются достаточно высокими, несмотря на существующие проблемы.

Применение технологии выщелачивания золота из россыпных месторождений представляется целесообразным с точки зрения производственной эффективности и экономичности. Однако традиционные методы выщелачивания из-за высокой токсичности цианидов имеют жёсткие экологические ограничения, поэтому замена СДЯВ альтернативными реагентами с сопоставимыми показателями извлечения благородных металлов является актуальной задачей и природосберегающе оправданной.

Объект исследования – пески погребённых россыпей, характеризующиеся наличием дисперсных форм золота.

Цель исследования – разработать эффективный способ выщелачивания золота из погребённых россыпей с использованием экологощадящих поликомпонентных реагентов-заменителей цианида, обеспечивающих синергетический эффект составных частей с сохранением/улучшением их двойной функции как растворителя и комплексообразователя.

По данным пробирного анализа, содержание золота составило 1,04 г/т (2,29 г/м³). Лабораторные исследования выщелачивания благородного металла из золотоносных песков проводили в статических условиях с использованием заменителей цианида по трём вариантам: 1 вариант – однокомпонентный раствор активного хлора; 2 вариант – двухкомпонентный фотоэлектроактивный раствор, содержащий гипохлорит натрия и HCl; 3 вариант – трёхкомпонентный фотоэлектроактивный раствор, содержащий гипохлорит натрия, HCl и перекись водорода.

Выщелачивание золота из песков по 1 варианту осуществлялось в течение десяти суток с поэтапным увеличением концентрации активного хлора: 1, 3, 5, 7 и 8 г/л. Увеличение концентрации осуществлялось каждые 2 суток. Экспериментально полученные технологические параметры процесса хлоридного выщелачивания,

представлены в таблице на примере концентрации активного хлора 8 г/л.

Таблица - Технологические параметры процесса выщелачивания (C_{Cl^-} – 8 г/л)

Продолжительность выщелачивания, сут.	pH	Eh, мВ	Содержание в растворе, мг/л		Удельный расход NaCl, г/кг	Степень извлечение золота $Au_ж/Au_{тв}$.
			C_{Cl}	C_{Au}		
1	7,23	266,03	0,00	0,00	2,77	0,00
2	6,90	315,91	11,47	0,00	4,09	0,00
3	5,40	411,51	24,94	0,00	6,29	0,00
4	5,99	723,26	41,57	67,83	9,05	5,82
5	5,99	931,10	103,75	152,62	11,80	11,64
6	5,90	939,41	228,62	271,32	14,55	19,95
7	5,65	902,00	315,91	491,77	17,29	44,89
8	5,82	931,10	228,62	364,59	19,54	77,06
9	5,74	943,57	211,99	93,27	21,95	82,05
10	5,65	935,25	207,83	80,55	21,95	82,05

Увеличение концентрации активного хлора в выщелачивающем растворе (флюиде) с 1 до 8 г/л, позволяет повысить концентрацию золота в продуктивном растворе с 95,96 мг/л до 491,77 мг/л и увеличить извлечение золота в 5,03 раза (с 16,33 % до 82,05 %). Установлен оптимальный технологический параметр концентрации хлора, который составил 7 г/л (рисунке 1).

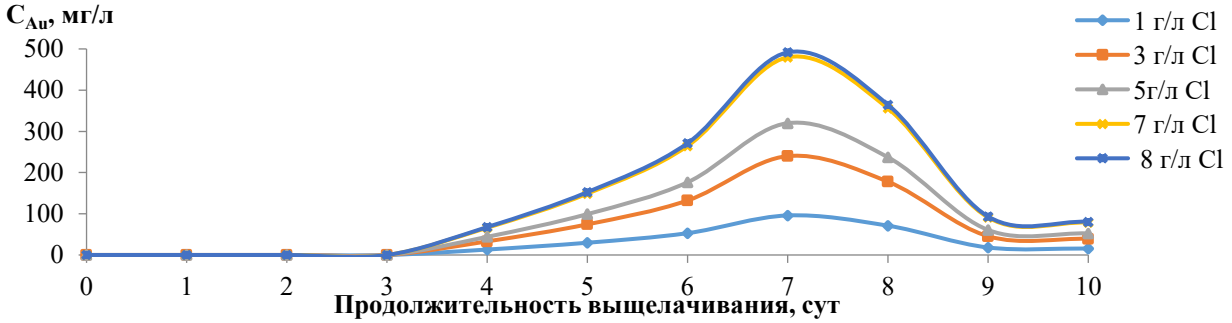


Рисунок 1 - Зависимость концентрации золота в растворе при альтернативных концентрациях активного хлора

Для дополнительного повышения извлечения золота проведены исследования по второму экспериментальному варианту: применение двухкомпонентного выщелачивающего раствора. Выщелачивающий флюид представлял собой смесь фотоэлектроактивного раствора гипохлорита натрия, полученного электролизом, и соляной кислоты (рисунок 2).

Электрохимический синтез гипохлорита натрия из солянокислого раствора (1 г/л) в процессе хлоридного выщелачивания золота увеличивает его концентрацию и извлечение в 1,1 раза по сравнению с выщелачиванием активным хлором. Золото из песков растворяется в золотохлористоводородной кислоте (H[AuCl4]), а облучение

раствора ультрафиолетом активирует окислительные процессы, генерируя атомарный хлор и активные формы кислорода, что ускоряет химические реакции.

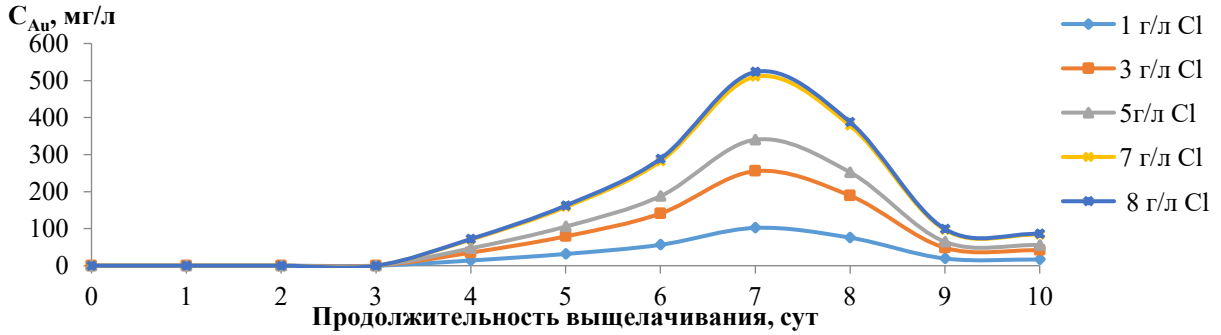


Рисунок 2 - Зависимость концентрации золота в растворе от времени выщелачивания при альтернативных значениях C_{Cl^-} и C_{HCl}–1 г/л

Третий экспериментальный вариант: выщелачивание золотосодержащих песков трёхкомпонентным раствором, состоящим из фотоэлектроактивного гипохлорита натрия, соляной кислоты и перекиси водорода (рисунок 3).

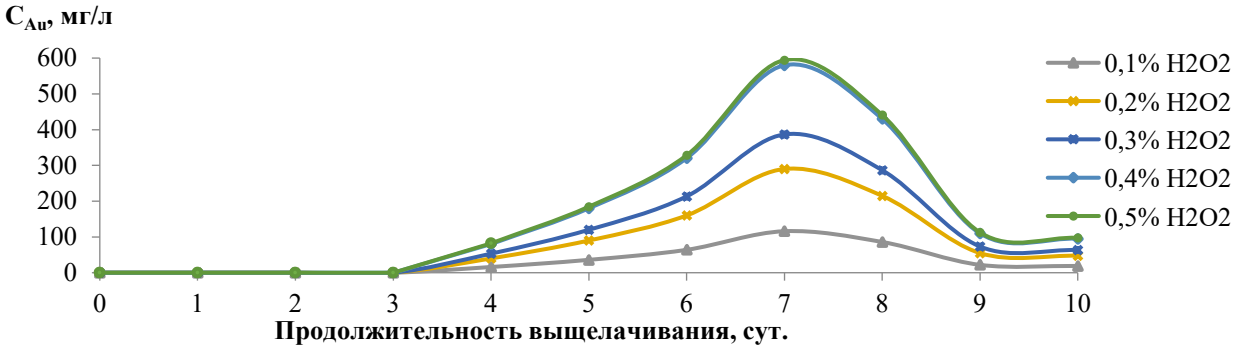


Рисунок 3 - Сравнение технологических параметров процесса выщелачивания при альтернативных концентрациях перекиси водорода, C Cl^- – 7 г/л, C HCl–1 г/л

Вывод. Разработан эффективный способ хлоридного выщелачивания золота из погребённых россыпей с использованием поликомпонентного заменителя цианида. Установлены оптимальные концентрации компонентов выщелачивающего раствора: активный хлор (в пересчёте на Cl_2) – 7 г/л, HCl – 1 г/л, H_2O_2 – 5 г/л (что соответствует ~0,5 %). При данных условиях достигнута степень извлечения золота 99,19 %.

leaching of gold from deeply buried placer deposits using cyanide substitutes

Shumilova L. V., Razmakhnin K. K.

Gold leaching technology from buried placers is effective and economical, but toxic, therefore, cyanide substitution is required. Laboratory studies of gold leaching using a polycomponent cyanide substitute, which achieves 99,19 % recovery of the valuable component, are presented.

ОБОСНОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЁШЛИК»

Хасанов А.С., Шакаров Т.И., Мамирова З.А.
Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Республика Узбекистан,
e-mail: *shakarovtulkin@gmail.com*

В статье на основе изучения минералого-технологических характеристик дается предпосылки разработки комбинированной схемы извлечения Au, Ag и попутной концентрации Pd, Pt, Se, Te, Ir, Rh из полиметаллических руд месторождения «Ёшлик». Показано, что рациональная схема должна сочетать гравитационное извлечение свободного золота, коллективную сульфидную флотацию, доизмельчение концентратов, селекцию Cu-Mo-продуктов и гидрометаллургическую доводку Au-Ag-содержащих концентратов.

Месторождение «Ёшлик» является одним из крупных объектов медно-порфировой сырьевой базы Республики Узбекистан. Его промышленная значимость определяется не только медью и молибденом, но и наличием благородных металлов, прежде всего Au и Ag, а также потенциальной возможностью попутного учета металлов платиновой группы (Pd, Pt, Ir, Rh, Se, Te) в сульфидных продуктах. Поэтому создание технологии переработки такой руды должна быть ориентирована не на извлечение одного главного компонента, а на комплексное использование минерального сырья [1-3].

По опубликованным данным, в пробах руды «Ёшлик» содержание Cu составляет 0,3-0,41 %, Mo - 0,0045-0,0054 %, Au - 0,34-0,7 г/т, Ag - 1,5-2,05 г/т [1]. Золото преимущественно имеет самороднную форму, а по данным фазового анализа основная его часть относится к цианируемой форме - 89,88 %. Вместе с тем золото связано не только со свободными зернами, но и с теллуридами серебра, пиритом и халькопиритом, что требует сочетания механического раскрытия, гравитационного выделения и флотационного концентрирования [1, 4].

Цель работы - обосновать принципиальную технологическую схему извлечения Au и Ag, а также попутной концентрации Pd, Pt, Ir, Rh из полиметаллических руд месторождения «Ёшлик I» на основе учета минеральных форм нахождения благородных металлов и сульфидной минерализации.

Методологической основой служит последовательное выполнение химического, пробирного, минералогического и технологического анализа.

Для Au и Ag необходимы пробирный анализ, фазовый анализ золота, микроскопическое изучение гравиоконцентратов и SEM-EDS/QEMSCAN-анализ.

Для Pd, Pt, Se, Te, Ir и Rh целесообразно применять ICP-MS после предварительного концентрирования, поскольку эти элементы характеризуются

низкими содержаниями и неравномерным распределением в руде [5, 6].

С учетом приведенных предпосылок наиболее рациональной является не одностадиальная, а комбинированная схема.

На начальной стадии следует извлекать свободное золото в гравитационный концентрат, что снижает риск его переизмельчения.

В работе [2] по смешанным медным рудам «Ёшлик» установлена эффективность двухстадиального обогащения на концентраторе Knelson с извлечением золота до 78 % и комплексным извлечением меди более 85,4 %.

Этот результат подтверждает целесообразность включения гравитационной операции в схему переработки руд данного типа (таблица 1, рисунок 1).

Таблица 1 - Минералого-технологические предпосылки выбора схемы переработки руды «Ёшлик»

Показатель	Характеристика	Технологическое значение
Содержание основных компонентов	Cu 0,30-0,41 %; Mo 0,0045-0,0054 %; Au 0,34-0,84 г/т; Ag 1,50-2,35 г/т [1]	Необходима комплексная оценка по Cu, Mo, Au и Ag
Форма нахождения золота	Преимущественно самородная форма; средняя пробность ~890 усл. ед. [1]	Возможность раннего гравитационного извлечения
Цианируемая форма Au	89,88 % по результатам фазового анализа [1]	Перспективность гидрометаллургической доводки
Сульфидные носители	Пирит, халькопирит, молибденит и сульфидные сростки [1, 3]	Необходима коллективная сульфидная флотация
Металлы платиновой группы	Pd, Pt, Ir, Se, Te, Rh могут концентрироваться в сульфидных продуктах [3, 6]	Требуется сквозной баланс по продуктам обогащения

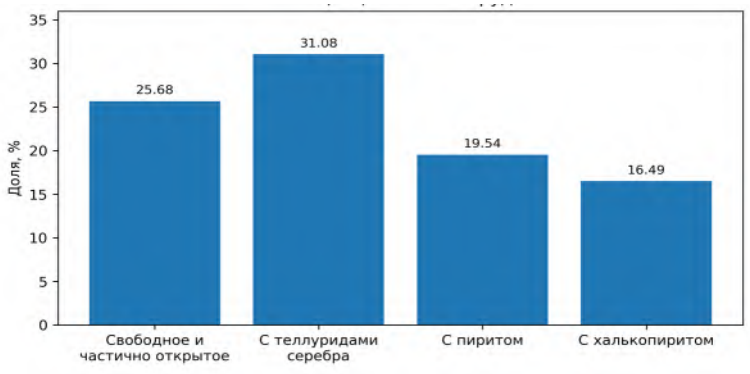


Рисунок 1 - Основные ассоциации золота в руде «Ёшлик» по минералого-технологическим данным [1]

Коллективная сульфидная флотация обеспечит извлечение халькопирита, молибденита, пирита и сростков благородных металлов (таблица 2, рисунок 2). При этом флотация выполняет двойную функцию: формирует медно-молибденовый концентрат и одновременно концентрирует Au, Ag и потенциальные носители платиноидов. После получения коллективного концентрата требуется доизмельчение, направленное на раскрытие тонких сростков Au-Ag с сульфидными и теллуридными

минералами. Степень доизмельчения должна оптимизироваться, поскольку избыточное шламообразование может ухудшать селективность флотации и повышать расход реагентов [4, 7].

Таблица 2 - Предлагаемая последовательность технологических операций

Операция	Основная цель	Целевые компоненты	Контролируемый показатель
Дробление и измельчение	Раскрытие сульфидов и свободного Au	Cu, Mo, Au, Ag	Класс -0,074 мм; раскрытие зерен
Гравитационное обогащение	Раннее выделение свободного золота	Au, Ag	Выход и содержание Au в гравиоконцентрате
Коллективная флотация	Концентрация сульфидных минералов	Cu, Mo, Au, Ag, МПГ	Извлечение металлов в коллективный концентрат
Доизмельчение концентрата	Раскрытие тонких сростков	Au-Ag, Cu, Mo	Степень раскрытия и шламообразование
Селективная Cu-Mo флотация	Разделение медных и молибденовых продуктов	Cu, Mo, Au, Ag, МПГ	Распределение металлов по концентратам
Гидрометаллургическая доводка	Извлечение Au и Ag из концентратов	Au, Ag	Цианируемость, извлечение, расход реагентов

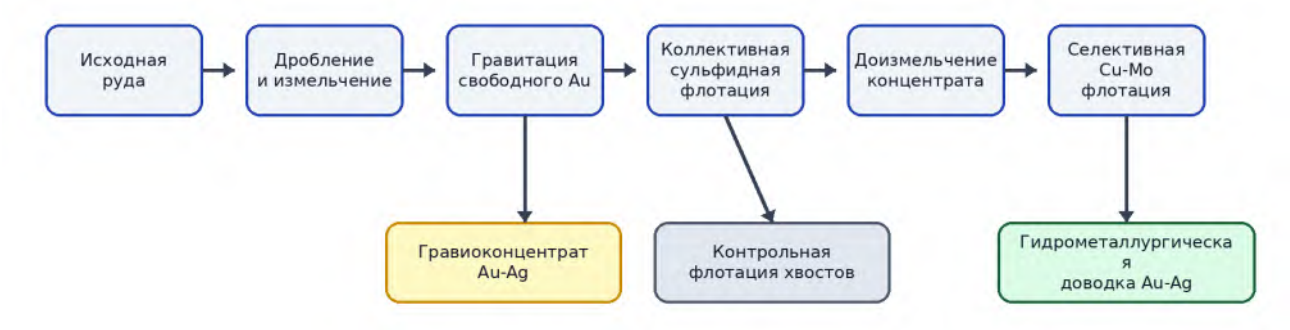


Рисунок 2 - Принципиальная схема комбинированного извлечения благородных металлов из руды «Ёшлик»

Для Pd, Pt, Se, Te, Ir и Rh на данном этапе корректнее рассматривать не самостоятельную схему прямого извлечения из исходной руды, а схему попутной концентрации в сульфидных продуктах. Сквозной аналитический баланс должен включать исходную руду, гравиоконцентрат, коллективный сульфидный концентрат, медный концентрат, молибденовый концентрат, пиритный продукт и хвосты флотации. Только после установления реального распределения металлов платиновой группы можно обоснованно выбирать дальнейшую технологию их выделения: переработку медного концентрата, молибденового концентрата, пиритного продукта или специального промпродукта [3, 6].

Практическое значение предлагаемого подхода заключается в переходе от традиционной медно-молибденовой оценки руды к комплексной технологической модели. В такой модели эффективность процесса определяется не только качеством Cu- и Mo-концентратов, но и степенью сохранения благородных металлов в товарных или специальных продуктах. Это особенно важно для условий переработки сложного сырья, где даже низкие содержания Pd, Pt, Se, Te, Ir и Rh могут иметь значение при их накоплении в концентрате.

Таким образом, для полиметаллических руд месторождения «Ёшлик» обоснована комбинированная схема, включающая измельчение, гравитационное извлечение свободного Au, коллективную сульфидную флотацию, доизмельчение концентрата, селективное разделение Cu-Mo-продуктов и гидрометаллургическую доводку Au-Ag-содержащих продуктов. Дальнейшие исследования должны быть направлены на укрупненно-лабораторную проверку схемы, расчет извлечения Au, Ag, Pd, Pt, Se, Te, Ir и Rh по всем продуктам, а также технико-экономическую оценку возможности попутного извлечения металлов платиновой группы.

Список использованных источников

1. Хасанов А.С. и др. Изучение благородных металлов в пробе руды месторождения «Ёшлик» // Инновационные технологии. 2024. Т. 53. № 1. С. 30-37.
2. Vokhidov B. [et al.] Development of a method for processing mixed copper ores with the extraction of gold and copper // E3S Web of Conferences. 2025. Vol. 627. Article 03006.
3. Хасанов А.С. и др. Обзор минерально-сырьевой базы платиноидов в мире и тенденции развития платиноидов с распределением минерализации МПГ // Universum: технические науки. 2024. № 2(119).
4. Vaughan J.P. The process mineralogy of gold: The classification of ore types // JOM. 2004. Vol. 56. P. 46-48.
5. Marsden J. [et al.] The Chemistry of Gold Extraction. 2nd ed. Littleton: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, 2006. 651 p.
6. Eliopoulos D.G. [et al.] Critical factors controlling Pd and Pt potential in porphyry Cu-Au deposits: Evidence from the Balkan Peninsula // Geosciences. 2014. Vol. 4. No. 1. P. 31-49.
7. Wills B.A. [et al.] Wills' Mineral Processing Technology. 8th ed. Oxford: Butterworth-Heinemann, 2016. 512 p.

Substantiation of a combined technology for recovery of noble metals from polymetallic ores of the Yoshlik deposit

Khasanov A.S., Shakarov T.I., Mamirova Z.A.

Based on the study of mineralogical and technological characteristics, the article provides the prerequisites for the development of a combined scheme for the extraction of Au, Ag and associated concentrations of Pd, Pt, Se, Te, Ir, Rh from polymetallic ores of the Yoshlik deposit. It is shown that a rational scheme should combine gravity recovery of free gold, collective sulfide flotation, regrinding of concentrates, selection of Cu-Mo products and hydrometallurgical finishing of Au-Ag-containing concentrates.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ И ОПТИМАЛЬНЫХ РЕЖИМОВ СЕЛЕКТИВНОГО ХИМИЧЕСКОГО ОСАЖДЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА*

Миненко В.Г., Мартиросян Э.Н., Самусев А.Л.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: andrey63vzm@mail.ru*

Теоретически и экспериментально исследовано влияние расходов различных щелочных реагентов-осадителей, концентрации ценных компонентов, pH и температуры на эффективность осаждения Zr, Hf, Ti, Al, Fe и других элементов из продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата. Установлен наиболее эффективный реагент и оптимальные режимы химического осаждения, обеспечивающие извлечение циркония более 99 % из продуктивных растворов азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата, снижение содержания примесных металлов в растворах перед последующим извлечением РЗЭ и повышение содержания циркония в черновом концентрате более 30 %.

Добыча и переработка редкоземельных металлов из нетрадиционного минерального сырья сопряжена с рядом сложностей, главными из которых являются многокомпонентность продуктивных растворов выщелачивания и наличие вредных примесей [1-3].

Многокомпонентные растворы содержат как целевые редкие (Zr) и редкоземельные элементы, так и переходные (Ti, Mn, Fe, Ta и др.), щелочные (Na, K) и щелочноземельные (Mg, Ca) металлы, химическое сходство которых затрудняет их разделение и выделение в чистом виде. Удаление этих компонентов требует дополнительных стадий очистки продуктивных растворов, что увеличивает стоимость и сложность процесса переработки редкоземельных элементов (РЗЭ) из нетрадиционного минерального сырья [2].

Традиционные методы излечения РЗЭ такие как жидкостная экстракция и ионный обмен часто недостаточно селективны, поскольку не в полной мере учитывают формы нахождения химических соединений в условиях сложного многокомпонентного состава растворов, характеризующихся очень высокой (более 7М) минерализацией [3].

В связи с вышеизложенным, актуальной задачей является обоснование и разработка эффективных методов извлечения редких и редкоземельных элементов из продуктивных растворов выщелачивания.

В данной работе в качестве объекта исследования выбран продуктивный раствор азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата - одного из

* **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-00223, https://rscf.ru/project/26-17-00223/**

перспективных источников РЗЭ [4]. Из-за разнообразности сложного химического состава эвдиалита в продуктивный раствор переходят примесные элементы (алюминий, железо, кальций, марганец и др.) (таблица 1), присутствие которых в значительной степени затрудняет и/или ограничивает его дальнейшую переработку с получением товарных продуктов высокой чистоты.

Таблица 1 - Элементный состав продуктивного раствора, мг/л

Na	Mg	Al	K	Ca	Ti	Mn	Fe	Sr	Zr	Hf	Nb	Sc	Y
3046	16	653	142	1210	295	632	590	453	1237	47	2.5	0.52	182
La	Ce	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu
108	230	28	118	21	6.7	22	4.2	24	5.1	15	2.1	13	1.8

Целью работы является экспериментальное обоснование наиболее эффективных реагентов и оптимальных режимов селективного химического осаждения Zr, Al, Fe и др. элементов из продуктивных растворов азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата. В работе исследовано влияние расходов реагентов-осадителей (карбонатов кальция и аммония, гидроксида натрия), pH, концентрации элементов и температуры продуктивного раствора на эффективность осаждения Zr, Al, Fe и др. элементов из продуктивных растворов.

На рисунке 1 представлены зависимости содержания циркония и основных примесных элементов в осадке при нейтрализации продуктивного раствора карбонатом кальция. При повышении pH осаждения с 2 до 4 содержание циркония и железа снижается с 22,4 % до 5,5 % и с 10,2 % до 2,5 % соответственно, при этом содержание алюминия возрастает с 0,7 % до 1,8 %, кальция с 33,3 % до 56,1 %.

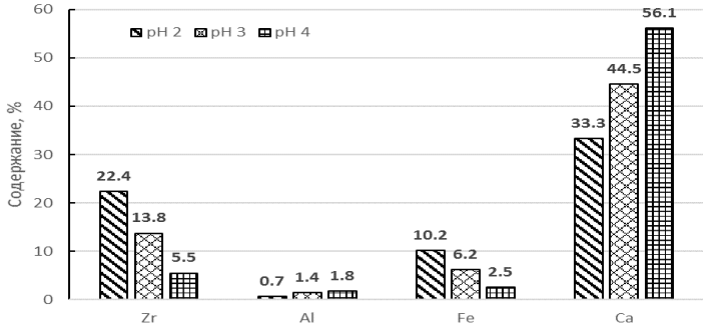


Рисунок 1 - Содержание элементов в осадке при нейтрализации продуктивного раствора карбонатом кальция

Установлено, что при повышении температуры осаждения с 20°С до 80°С содержание кальция в осадке снижается на 13,2 % с 56,1 % до 42,9 % за счет плавления тетрагидрата нитрата кальция ($Ca(NO_3)_2 \cdot 4H_2O$ [5].

Осаждение из разбавленных промывными водами с силикагеля [6] (от 1 : 1 до 1 : 5) продуктивных растворов, состав которых приведен в таблице 2, обеспечивает снижение извлечения алюминия на 35,7 % (с 73,6 % до 37,8 %), при этом извлечение циркония, титана и гафния остается на уровне более 99 % (таблица 3).

Таблица 2 – Концентрация элементов в продуктивном растворе (ПР), кислом растворе (КР), полученном при промывке водой силикагеля и в продуктах их смешения

Элемент	Концентрация элементов, мг/л					
	КР	ПР: КР				
		1:1	1:2	1:3	1:4	1:5
Na	293	1770	1318	1064	863	779
Mg	2.6	10.7	8.0	7.2	5.5	5.6
Al	79	421	323	270	224	207
K	12	80	58	46	37	33
Ca	136	735	561	459	378	341
Ti	48	174	139	121	103	98
Cr	2.1	12	9.2	7.7	6.3	5.9
Ni	8.1	45	35	29	24	22
Sr	52	275	211	173	142	129
Mn	82	410	320	270	225	209
Fe	81	395	311	263	220	206
Zr	104	744	559	451	362	325
Ba	4.6	25	19	16	13	12
Hf	2.0	25	20	16	13	11
Nb	3.9	2.9	3.0	2.9	3.4	3.3
Th	0.24	1.3	1.0	0.86	0.73	0.66
U	0.16	0.84	0.67	0.56	0.47	0.42
ΣРЗЭ	74.6	488.8	374.2	305.7	245.3	221.6

Таблица 3 – Извлечение элементов из продуктивного раствора (ПР) и из продуктов его смешения с кислыми промывными водами силикагеля (КР)

Элемент	Извлечение элемента					
	ПР	ПР: КР				
		1:1	1:2	1:3	1:4	1:5
Zr	99,63	99,12	98,91	99,22	99,17	99,38
Al	98,82	73,58	50,57	44,19	32,23	37,82
Fe	99,71	99,01	98,97	99,28	99,09	99,32
Ti	99,72	98,82	98,99	99,18	99,19	99,20
Mn	28,85	26,58	25,70	25,86	27,52	27,52
Hf	99,58	99,02	98,87	99,11	99,11	99,20
Th	97,09	96,10	95,69	95,34	95,23	95,43
U	96,41	95,82	95,54	95,51	95,72	96,47

В результате экспериментальных исследований установлены параметры химического осаждения (pH - 2, температура – 80°C, ПР : КР = 1 : 4), обеспечивающие извлечение в черновой концентрат Zr, Hf и Ti более 99 % при снижении извлечения Al с 98,8 % до 32,2 % из продуктивных растворов азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата.

Список использованных источников
1. Judge W.D. [et al.] Recent progress in impurity removal during rare earth element processing: A review // Hydrometallurgy. 2020. 196. 105435.
2. Gupta C.K. [et al.] Extractive Metallurgy of Rare Earths – Boca Raton: CRC Press, 2016. 845p.
3. Qi D. Chemical Separation Method. Hydrometallurgy of Rare Earths. 2018. 671-741.
4. Чантурия В.А. и др. Извлечение циркония и редкоземельных элементов из растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата // ФТПРПИ. 2020. № 4. С. 138-148.
5. Справочник азотчика / ред. Е. Я. Мельников. 2-е изд., перераб. - М.: Химия, 1987. - 464 с.
6. Chanturia V.A. [et al.] Integrated Processing Technology for Eudialyte Concentrate. J Min Sci., 2024, Vol. 60, pp. 841-853.

Experimental substantiation of effective reagents and optimal modes of selective chemical precipitation of valuable components from productive leaching solutions of eudialyte concentrate

Minenko V.G., Martirosyan E.N., Samusev A.L.

The influence of the consumption of precipitating reagents (calcium and ammonium carbonates, sodium hydroxide), pH, and temperature on the precipitation efficiency of Zr, Al, Fe, and other elements from productive leaching solutions of eudialyte concentrate has been theoretically and experimentally investigated. The most effective reagents (calcium carbonates) and optimal conditions (pH 2, temperature 80 °C) have been established, ensuring complete (greater than 99%) recovery of zirconium from productive solutions from nitric acid leaching of eudialyte concentrate, reducing the content of impurity metals, and increasing the zirconium content by more than 30%.

ПРАКТИЧЕСКИЙ ОПЫТ ПЕРЕРАБОТКИ СЛОЖНОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ В УСЛОВИЯХ АГМК НА ГМЦ-2

Жеревчук С.Ю., Сагитов Р.Х., Кормин А.В.

ООО «Амурский Гидрометаллургический Комбинат» г. Амурск, Хабаровский край, Российская Федерация, *e-mail: ZHerevchukSU@polymetal.ru*

В статье рассказывается об истории развития амурского гидрометаллургического комбината, технологиях автоклавного окисления при переработке упорных и дважды упорных концентратов, проблемах и их решениях при переработке дважды упорных концентратов.

Запуск первой автоклавной линии Амурского Гидрометаллургического комбината (АГМК) первого в России производства, работающего по технологии высокотемпературного автоклавного окисления, состоялся в 2012 году. Автоклавная технология первой линии, с последующим сорбционным выщелачиванием, позволяет перерабатывать низкоуглеродистые концентраты с содержанием органического углерода не более 1%, полученные при обогащении упорных сульфидных золотосодержащих руд. На АГМК автоклавная переработка организована с замкнутым водооборотом и комплексом по очистке оборотной воды. Технология обратного осмоса обеспечивает высокую степень очистки и позволяет многократно использовать

одну и ту же воду в производственном цикле. Ключевая цель автоклавного окисления: окислить сульфидные минералы в концентрате и высвободить инкапсулированное микроскопическое золото для дальнейшей обработки. С целью увеличения объёма переработки выполнена модернизация технологии и оборудования первой автоклавной линии, которая завершилась в 2018 году. На первой автоклавной линии для окисления используется пятисекционный автоклав горизонтального типа, рабочей ёмкостью 155 $м^3$, внутренний диаметр 3,1 м, внутреннюю длину корпуса 24,5 м. Сосуд изготовлен из углеродистой стали, покрытой кислотоупорной мембраной и трехслойной кирпичной футеровкой. Первая секция автоклава занимает около половины его объема и оснащена четырьмя агитаторами, чтобы обеспечить окисление примерно 80 % серы в этой секции, в других отсеках расположено по одному агитатору.

Проведение процесса автоклавного окисления кислородом происходит в автогенном режиме, не требующем дополнительного подвода тепла к автоклаву за исключением случаев его запуска. Автоклав работает при температуре 200–205°С и давлении 2170 кПа. Продолжительность процесса автоклавного окисления концентрата составляет около 80 минут. В качестве окислителя в автоклаве используется кислород, поступающий с 2-х кислородных станций. Кислород подается под каждый агитатор. После окисления сульфидов золото, содержащееся в них в виде металлических дисперсных включений, становится доступным для цианидных растворов. При переработке концентратов существуют ограничения по суммарному количеству сульфидной серы и массе смеси концентратов, которое может перерабатывать автоклав в единицу времени. Ограничения связаны с количеством производимого кислорода, а также с рабочим объемом автоклава и периферического оборудования.

На сегодняшний день проектная годовая производительность первой автоклавной линии по переработке низкоуглеродистых концентратов составляет от 186 000 т, до 217 100 т, в зависимости от содержания сульфидной серы в перерабатываемых концентратах. Для достижения максимальной производительности при переработке смеси концентратов, содержание сульфидной серы в смеси рассчитывается так, чтобы максимально использовать производимый кислород.

Автоклавная технология первой линии АГМК позволяет перерабатывать низкоуглеродистые концентраты различных типов, сохраняя при этом стабильное извлечение золота на уровне 95 %.

В апреле 2025 года в промышленную эксплуатацию была введена вторая автоклавная линия АГМК. Новое производство не имеет аналогов в мире и стало первым в России по переработке золотосодержащих концентратов двойной упорности. Технология переработки дважды упорных концентратов признана уникальной и запатентована «Полиметаллом» в восьми странах.

Концентраты двойной упорности – концентраты, в которых драгоценные металлы заключены в сульфидную оболочку с высоким содержанием активного органического углерода, который выступает в роли природного сорбента. Он поглощает драгоценные металлы, которые необратимо уходят в отходы, не попадая в готовую продукцию.

Автоклавное окисление высокоуглеродистых концентратов заключается в окислении сульфидных минералов и дополнительном окислении органического углерода, ответственного за потери золота в результате автоклавного прег-роббинга. Это достигается применением более высокой температуры ведения автоклавного окисления 240-245°С, и давления 4 343 кПа, а также увеличением продолжительности автоклавного процесса до 6 ч. Для окисления концентратов используется семисекционный автоклав горизонтального типа рабочей емкости 1108 м^3, внешний диаметр 5,75 м, длина корпуса 50,438 м. Сосуд изготовлен из углеродистой стали с титановой плакировкой толщиной 11 мм для коррозийной устойчивости. Первая секция автоклава имеет удвоенный объем по сравнению с остальными и оснащена двумя агитаторами, в других отсеках расположено по одному агитатору. В качестве окислителя в автоклаве используется кислород, поступающий с кислородного завода. Кислород, производимый методом ректификации сжиженного воздуха, имеет чистоту не менее 99,5 % и подается под каждый агитатор.

На первых этапах переработки дважды упорных концентратов возникли некоторые сложности с качеством извлечения драгоценных металлов, по этой причине в переработку вовлекались концентраты с низким содержанием драгоценных металлов и высоким содержанием сульфидной серы (от 24 % до 33 %) с целью минимизации безвозвратных потерь драгоценных металлов и максимальной загрузки автоклава по суммарному количеству сульфидной серы, которое может перерабатывать автоклав в единицу времени.

Проведя детальный анализ показателей работы технологического оборудования, было выявлено, что всё оборудование работает в штатном режиме согласно проекту. Для повышения качества извлечения сформирован ряд гипотез сниженного извлечения Au при переработке концентратов (рисунок).

Проанализировав ветвь автоклавного прег-роббинга достигнутый показатель окисления органического углерода находится в диапазоне от 90 до 96 %, поэтому данный фактор не рассматривается как основополагающий. Что касается качественного состава воды (оборотных растворов) было проведено многостадийное ОПИ по переработке нескольких видов концентратов с подачей «свежей технологической воды» на распульповку концентрата и на охлаждение автоклава. В результате проведённых ОПИ было отмечено некоторое увеличение коэффициента извлечения, данный фактор (чистота воды) учтен при дальнейшем установлении основных причин недостижения проектных показателей извлечения.



Рисунок - Причины / гипотезы сниженного извлечения при переработке концентратов

Рассмотрев и проанализировав гипотезу инкапсуляции золота в автоклаве вторичными минералами Fe (III) и образующимися в автоклаве ярозитами, BFS, BFAS.Выдвинуты причины образования вторичных минералов и ярозитов:

– относительно невысокая кислотность пульпы в автоклаве (30-40 г/л), что способствует протеканию гидролиза Fe (III);

– более высокая температура в автоклаве ГМЦ-2 (в сравнении с ГМЦ-1) способствует усилению процессов гидролиза;

– существенное увеличение времени пребывания материала в автоклаве и самоиспарителе высокого давления – 6-8 часов (ГМЦ-1 – 1,2-1,5 часа), что повышает выход синтеза и кристаллизации ярозитов.

Подтверждением правоты гипотезы инкапсуляции золота явилось следующее:

– результаты проведенных фазовых анализов форм нахождения золота в хвостах сорбции ГМЦ-2 - большая часть потерь сопряжена с вторично-осажденными минералами железа и железа-мышьяка (ярозиты, скородит и др.). В данных формах содержится суммарно более 60 % золота от содержания в хвостах сорбции;

– результаты дополнительных лабораторных тестов с различными растворителями твердой фазы разгрузки автоклава;

– содержание золота на углистых веществах (вскрываемых обжигом) незначительно;

– при переработке высокоуглеродистых концентратов, наблюдали появление в разгрузке автоклава форм сульфатной серы, не вскрываемых стандартной операцией кипячения с раствором соды. Этого явления не наблюдалось при переработке низкоуглеродистых концентратов на ГМЦ-1 при малой продолжительности автоклавного процесса, что свидетельствует об образовании в автоклаве прочных форм сульфатной серы, предположительно некоторых форм ярозитов свинца, серебра и др.

С целью предотвращения формирования ярозитов в автоклаве было проведено 2

варианта ОПИ: снижение кислотности в автоклаве < 20 г/л серной кислоты; с повышением кислотности – до 70 г/л.

Заметного влияния на извлечение золота не достигнуто. Вероятно, что данного диапазона изменения кислотности (< 20 и > 70 г/л) было недостаточно для существенного подавления гидролиза и снижения образования ярозитов.

С целью предотвращения синтеза ярозитов в автоклаве предложено добавить реагент в питание автоклава, который позволит связывать часть серной кислоты и осаждать Fe (III) в момент его образования, в форме гематита, для предотвращения кристаллизации ярозитов из жидкой фазы автоклава.

В результате проведения опытно-промышленных испытаний достигнуто устойчивое извлечение золота на уровне проектного – 94 %, как по результатам лабораторных тестов, так и по промышленному каскаду сорбционного цианирования.

Таким образом, достижение проектных показателей при переработке дважды упорных концентратов решающий этап не только для АГМК, но и для компании в целом, ведь в структуре запасов компании доля упорных и дважды упорных руд составляет большую часть. Поэтому вторая линия комбината – стратегически важный проект не только для «Полиметалла», но и всей горнодобывающей отрасли, который позволит максимально реализовать технологический потенциал в переработке этого сложного сырья.

Practical experience in processing complex mineral raw materials in the conditions of the mining and metallurgical complex at the GMC-2

Zherevchuk S.Y., Sagitov R.H., Kormin A.V.

The article outlines the development history of the Amur Hydrometallurgical Plant, discusses autoclave oxidation technologies used in processing refractory and double-refractory concentrates, and addresses the challenges and solutions associated with processing double-refractory concentrates.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ОТЕЧЕСТВЕННОГО КОБАЛЬТСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ И ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА

Касиков А.Г., Соколов А.Ю.

ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН» Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: cobaltag@yandex.ru*

Изложены способы гидрометаллургической переработки отечественных окисленных никелевых и сульфидных медно-никелевых руд с извлечением кобальта. Показано, что в настоящее время кобальт в России производится преимущественно в АО «Кольская КМК» из никелевых концентратов, выделенных из сульфидных медно-никелевых руд.

Кобальт является одним из стратегических металлов, потребность в котором с каждым годом растет, однако резко увеличить его выпуск не представляется возможным, поскольку он извлекается попутно при производстве меди и никеля. Как отмечено в монографии И.Н. Плаксина «Гидрометаллургия»: «…применение прямых гидрометаллургических способов в комбинации с обогащением или пирометаллургией может дать возможность наиболее полно извлекать попутные металлы…» [1], поэтому гидрометаллургия кобальта является основой для его производства.

В России кобальт содержится преимущественно в окисленных (силикатных никель-кобальтовых) и сульфидных медно-никелевых рудах [2]. Первый отечественный кобальт в количестве 120 кг получили из окисленных никелевых руд на Уфалейском никелевом заводе в 1937 г. [3] при переработке никелевых ронделей. В дальнейшем на заводе кобальт стали извлекать из никелевого порошка, который растворяли в серной кислоте и после перечисток получали гидроксид кобальта(III). Также комбинат перерабатывал кобальтовые шлаки и кобальтовый концентрат комбината «Североникель», однако в настоящее время этого предприятия больше не существует. Аналогичная участь постигла и комбинат «Южуралникель», работавшего преимущественно на руде Буруктальского месторождения, которая существенно обогащена кобальтом. Первое время на комбинате извлекали кобальт, затем стали получать только ферроникель, в результате чего кобальт переходил в ферроникель или терялся со шлаками. Несмотря на то, что кобальт по свойствам близок к никелю, его содержание в ферроникеле не должно превышать 2.5%, и поэтому его были вынуждены выводить в сульфидную никель-кобальтовую массу, содержащую ~5 % кобальта.

Для извлечения кобальта из сульфидной никель-кобальтовой массы разработана автоклавная экстракционно-электролизная технология получения металлического никеля и кобальта: сульфидную массу растворяли в серной кислоте в автоклаве, проводили железоочистку, а затем посредством жидкостной экстракции получали растворы чистых сульфата никеля и кобальта, из которых осаждали электролитные металлы [4]. Выполненный ТЭР показал, что внедрение данной технологии позволяет окупить производство в течение 5,3 лет. Однако реализовать технологию не удалось, в связи с падением в тот период цены на никель, и комбинат «Южуралникель» перестал перерабатывать руду.

Для извлечения Co и Ni из окисленных никелевых руд опробованы кучное и автоклавное сернокислотное выщелачивание, а также биовыщелачивание [5, 6]. При такой переработке образуются концентрированные по железу сульфатные растворы, при удалении которого осадительными способами соосаждается значительная часть кобальта и образуется большое количество железистых кеков. Избежать осаждения никеля и кобальта из растворов биовыщелачивания возможно экстракционным способом [7].

Сегодня разработанные способы остаются не востребованными, и отечественные окисленные никелевые руды в России не перерабатываются в основном из-за низкого содержания в них ценных компонентов, в связи с этим по производству кобальта Россия уступила 2 место в мире Индонезии, которая существенно нарастила его получение из окисленных никелевых руд.

Для повышения эффективности переработки руд Буруктальского месторождения была предложена гидрометаллургическая технология рафинирования окисленной никелевой руды от кобальта, включающая мокрый рассев руды, избирательное агитационное выщелачивание кобальта из мелкой фракции руды слабым раствором серной кислоты с восстановителем и кучное выщелачивание Ni и Co из крупной фракции руды. Промытый рудный остаток предлагалось перерабатывать на ферроникель, так как в остатке соотношение кобальта и никеля составило 1:26. Извлечение Co по данной технологии не превышало 60%, но позволяло получать качественный ферроникель [8]. Повысить извлечение кобальта предлагается, если плавить всю руду на ферроникель, затем извлекать из ферроникеля кобальт гидрометаллургическими способами [9, 10].

Нами показано, что выделение кобальта из ферроникеля возможно посредством его выщелачивания в смеси растворов соляной кислоты и хлорного железа. Установлено, что при оптимальных параметрах извлечение металлов из чернового ферроникеля, содержащего, %: Fe – 45,4, Ni – 17,3, Cu – 0,89, Co – 0,73 составило, %: Fe – 95,2, Ni – 93,4, Cu – 75,0, Co – 96,7, С учетом того, что железо в растворе выщелачивания находится в состоянии Fe(II), оно не вносит значительный негативный эффект на экстракцию Co третичным амином по способу [4], и за 3 ступени противоточной экстракции извлечение кобальта составляет более 90%.

Автором работы [11] показано, что плавку на ферроникель проводить необязательно: при обжиге руды с HCl с выщелачиванием никеля и кобальта из спека водой извлечение металлов в раствор составляет, %: Ni – 93, Co – 88. При такой обработке железо практически не растворяется и остается в остатке выщелачивания.

Гидрометаллургическая технология кобальта в России действует в настоящее время только при переработке файнштейна, получаемого из сульфидных медно-никелевых руд. По технологии файнштейн подвергают селективной флотации, полученный никелевый концентрат, содержащий кобальт, обжигают, восстанавливают с получением никелевого порошка трубчатых печей, который подвергают гидрохлорированию, далее из раствора получают богатый кобальтовый концентрат. Часть кобальта в виде кобальтового концентрата осаждают из никелевых анолитов. Концентрат ранее перерабатывали на огневой кобальт, в 1999 г. по экстракционной гидрохлоридной технологии из него стали производить основной карбонат кобальта и электролитный кобальт [4].

В 2015 г. построено новое кобальтовое производство, на котором стали выпускать 2500 т кобальта высокого качества. Производство просуществовало до сентября 2022 г., было полностью уничтожено пожаром, но уже в 2023 г. Кольская ГМК- вновь возобновила получение кобальта, а в 2025 г. мощности по производству кобальта полностью восстановлены. При переработке концентратов кобальт практически полностью извлекается из сырья и доводится до готовой продукции в виде электролитного металла, из отходов производства которого также может быть получен чистый сульфат кобальта [12]. Из сульфидных руд достичь высокого извлечения кобальта не представляется возможным, так как около его половины теряется с отвальными шлаками, а повысить извлечение Co из медно-никелевых руд возможно только путем гидрометаллургической переработки отвальных шлаков или флотационных Cu-Ni-концентратов.

Эксперименты показали, что при гидрохлоридном выщелачивании флотоконцентрата в оптимальных условиях использование смеси $CuCl_2$-$FeCl_3$-HCl позволило извлечь из концентратов (%): Ni – 99,5, Cu – 96,8, Co – 94,0, Fe – 93,7. Сера концентрировалась преимущественно в остатке. После выщелачивания серы суммарное содержание Cu и Ni в нерастворимом остатке составило несколько десятых процента, что сравнимо с их содержанием в отвальных шлаках пирометаллургической переработки. Гидрохлоридная переработка шлаков также позволяет глубоко извлечь Co, однако проведение этой операции экономически целесообразно только при комплексной переработке шлаков с извлечением из них не только цветных металлов, но и железа с диоксидом кремния.

Таким образом, гидрометаллургическое получение кобальта из отечественного рудного сырья - основной и наиболее перспективный способ его производства.

Список использованных источников

1. Плаксин И.Н., Юхтанов Д.М. Гидрометаллургия.: М.: Металлургиздат, 1949. – 732 с.
2. Боярко Г.Ю. и др. Минерально-сырьевая база кобальта России: современное состояние и перспективы развития // Горная наука и технологии. –2025. – Т. 10. – № 2. – С.118-147
3. Авдеев А.С. и др. К 80-летию российского никеля. этапы становления ОАО «Уфалейникель» // Цветные металлы. – 2013. – № 9. – С. 89-93.
4. Касиков А.Г. Исследования и разработки ИХТРЭМС КНЦ РАН в области химии и технологии кобальта // Вестник КНЦ РАН. – 2015. – № 3. – С. 54-56.
5. Набойченко С.С. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. Т. 2.: Екатеринбург, РИО ГОУ ВПО УГТУ-УПИ 2009. – 611 с.
6. Гаврилов А.С. и др. Перколяционное выщелачивание окисленных никелевых руд // Бутлеровские чтения. – 2017. – Т. 49. – № 2. – С. 102-109.
7. Касиков А.Г. и др. Жидкостная экстракция никеля из железосодержащих техногенных растворов // Плаксинские чтения-2024. - Апатиты, 2024. – С. 479-471.
8. Сосновский М.Г. и др. Возможный путь переработки никель-кобальтовых руд Буруктальского месторождения на комбинате «Южуралникель»// Цветные металлы. – 2019. – № 3. – С. 21-27.

9. Резник И.Д. и др. Кобальт. Т. 1.: М.: Машиностроение, 1995. – 439 с.
10. Патент 2624880 РФ: Способ переработки окисленных никелевых руд /Павлов С.Ф. и др. Опубл. 18.07.2017. Бюлл. 11.
11. Колмачихина О.Б. Комбинированная технология переработки окисленных никелевых руд (на примере Серовского месторождения): дисс. к.т.н., 2018. – 132 с.
12. Kasikov A.G. [et al.] Production of cobalt sulfate by electrochemical method from waste of the kola mining-metallurgical company // ACS Omega. – 2026. – V. 11. – Is. 188. – P. 26345-26355.

Hydrometallurgical processing of domestic cobalt-containing raw materials and production waste

Kasikov A.G., Sokolov A.Y.

The paper describes the methods of hydrometallurgical processing of domestic oxidized nickel and sulfide copper-nickel ores with cobalt recovery. It is shown that currently, cobalt in Russia is mainly produced by Kola MMC from nickel concentrates extracted from sulfide copper-nickel ores.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМЫ ОЧИСТКИ НИКЕЛЕВОГО ЭЛЕКТРОЛИТА АО «КОЛЬСКАЯ ГМК» ОТ ЦИНКА

Касиков А Г., Соколов А.Ю., Арешина Н.С., Белогурова Е.А.
ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр РАН» Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева, г. Апатиты, Российская Федерация,
e-mail: cobaltag@yandex.ru

В работе представлены способы очистки от цинка промежуточных растворов никелевого производства. Показано, что сорбцией или экстракцией можно количественно извлечь цинк из реэкстракта. Это позволяет вернуть в производство цветные металлы, переходящие в отвальный цинковый кек.

Одной из наиболее актуальных проблем в гидрохлоридной технологии никелевого сырья является присутствие в никелевых растворах цинка, содержание которого даже в макроколичествах приводит к снижению качества товарной продукции, так как после проведения железо-, меде - и кобальтоочистки он остается в никелевом электролите, после чего разряжается совместно с никелем на катоде [1].

В действующем производстве растворы гидрохлорирования после железоочистки предварительно направляют на экстракционную очистку от цинка с использованием в качестве экстрагента третичных аминов в инертном разбавителе [2]. Несмотря на то, что процесс извлечения хлорокомплексов цинка проводится относительно разбавленным экстрагентом (10 % ТАА), при экстракции из концентрированных хлоридных растворов наблюдается соэкстарция цветных металлов и железа с цинком. Проведение предварительной глубокой гидролитической очистки от железа устраняет проблему его соэкстракции, но медь, кобальт и никель частично экстрагируются, и

даже после промывки попадают в цинковый реэкстракт, который далее подвергают гидролитической очистке с получением «цинкового» кека [3], обогащенного цветными металлами, который направляется в отвалы. Для снижения содержания в кеках цинка ранее нами было опробовано его селективное извлечение путем щелочной обработки кеков растворами 3-5 молярной щелочи [3], однако при этом количественного извлечения цинка не наблюдалось, поэтому остаток выщелачивания вернуть в никелевое производство не представлялось возможным. В связи с этим актуальной задачей является более глубокое разделение цинка и цветных металлов.

В работе изучены дополнительные методы сорбции и экстракции для выделения цинка из реэкстракта, получаемого в ходе очистки промежуточного никелевого раствора.

Эксперименты проводили с использованием реэкстракта, отобранного на действующей установке АО «Кольская ГМК». В качестве сорбента опробован отечественный анионит АМП-п. Анионит АМП ранее применялся на комбинате «Южуралникель» для очистки никелевого электролита от цинка [4]. Помимо этого, анионит АМП применялся для очистки от цинка некондиционных растворов промывной кислоты, и используется в ОА «Кольская ГМК» при доочистке части никелевого католита [5]. Учитывая невысокое содержание этого элемента в реэкстракте, представленный способ может быть перспективным и для предварительного извлечения цинка перед осаждением цветных металлов в кек.

В статических условиях исследовано влияние концентрации хлорид-иона на сорбцию цинка из цинкового реэкстракта, содержащего, г/л: Zn – 0,0031, Pb – 0,0041, Ni – 0,09, Cu – 0,032, Fe – 0,0029, Co – 0,0054. Отмечено положительное влияние концентрации хлорид-иона на извлечение цинка (таблица 1).

Таблица 1 – Извлечение элементов из раствора (Т:Ж = 1:50, t = 40 °С, τ = 1 час).

Условия сорбции	Извлечение, %					
	Zn	Pb	Ni	Cu	Fe	Co
АМП-п	6,5	9,7	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1
АМП-п, в растворе 50 г/л NaCl	99,9	99,9	<0,1	18,8	34,5	7,4

Анализ растворов сорбции на содержание примесей при использовании смолы АМП-п показал, что степень извлечения цинка и свинца составляет более 99 %, а извлечение кобальта и меди была существенно ниже. Очищенный от цинка раствор может быть подан на операцию осаждения «грязного» никелевого карбоната, который является оборотным продуктом Кольской ГМК. Однако решение задачи глубокого разделения цветных металлов и цинка с использованием сорбционного способа требует дополнительно и проведения очистки реэкстрактов цинковой установки от унесенной и растворенной органики, а также отмывки сорбента от меди и кобальта, что вносит

дополнительные затруднения в применении метода сорбции.

С целью упрощения технологии разделения цинка и цветных металлов также опробован экстракционный способ с использованием смесей на основе ТАА с добавлением алифатического и ароматического разбавителей Rusol D70 и Solgad A150 соответственно при их соотношении 80 : 20 (об.%) с применением в качестве модификатора октанола-1. Помимо этого применялась и обратная система разбавителей, содержащая 80 % Solgad A150 и 20% Rusol D70. Предлагаемая смесь разбавителей за счет большего содержания ароматического компонента позволяет избежать образования третьей фазы на стадии экстракции без применения модификатора, что упрощает экстракционную систему.

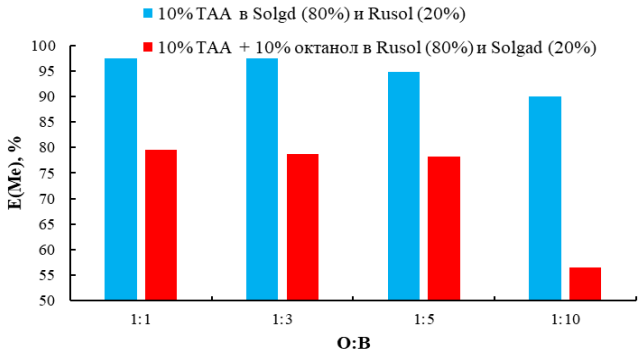


Рисунок – Влияние O:B на извлечение Zn различными экстракционными смесями из раствора, содержащего, мг/л: Cu – 150, Fe – 26, Co – 10, Ni – 37, Zn – 3,9 и 25 г/л NaCl

Результаты приведены на рисунке, из которого следует, что экстракция цинка более эффективна в отсутствии октанола-1, что согласуется с ранее полученными данными о снижении экстракционной активности третичных аминов в присутствии алифатических спиртов [6]. После проведения коллективного осаждения металлов в виде кека раствором соды при pH=8 из исходного цинкового реэкстракта и реэкстракта, подвергнувшегося повторной экстракционной цинкоочистке, установлено, что содержание цинка в полученном продукте без цинкоочистки практически в 11 раз больше, чем в кеке от раствора после цинкоочистки (таблица 2).

При столь низком содержании цинка (<0,1%) в кеке цветных металлов и железа его можно возвращать в производство без внесения дополнительных значительных загрязнений промежуточных растворов по цинку.

Таблица 2 – Состав кеков из реэкстрактов цинкоочистки с и без дополнительной экстракции цинка.

Кек	C(Me), %				
	Cu	Fe	Co	Ni	Zn
Без цинкочистки	36,75	2,89	1,25	4,09	0,86
С цинкоочисткой	30,74	3,73	2,1	6,89	0,08

Таким образом, применение полученных результатов на практике позволит эффективно провести очистку от цинка образующегося в производстве цинкового

реэкстракта, что приведет к снижению потерь цветных металлов с отвальными отходами, и, следовательно, значительно уменьшит объем получаемых отходов.

Список использованных источников

1. Резник И.Д. и др. Никель. Т. 3. М.: Наука и технологии, 2003. – 608 с.
2. Варнавская А.О. и др. Влияние состава экстракционной смеси на извлечение цинка из концентрированных хлоридных растворов АО «Кольская ГМК» // Труды Кольского научного центра РАН. – 2023. – Т. 14. – № 5. – С. 18-23.
3. Касиков А.Г. и др. Извлечение цинка из промежуточных продуктов и отходов никелевого производства АО «Кольская ГМК» // Мат. межд. конференции «Плаксинские чтения-2024».: Апатиты, 2024. – С.465-469.
4. Водолазов В.И. и др. Коренное усовершенствование технологий переработки урановых руд на основе сорбции и экстракции из пульп и растворов, а также синтеза сорбентов и экстрагентов // ВНИИХТ – 50 лет. – М.: ЦНИИатоминформ, 2001. – С. 150–198.
5. Касиков А.Г. и др. Сорбционная очистка растворов медно-никелевого производства с использованием ионитов «Purolite» // Сорбционные и ионообменные процессы. – 2011. – Т. 11. – № 5. – С. 689-693.
6. Дьякова Л.В. и др. Влияние природы и концентрации модификатора на экстракцию кобальта(II) из хлоридных растворов триоктиламином // Журнал прикладной химии. – 2012. – Т. 85. – Вып. 11. – С. 1884-1887.

Improvement of the zinc removal process from nickel electrolyte at Kola MMC JSC

Kasikov A. G., Sokolov A.Y., Areshina N.S., Belogurova E.A.

The work presents methods for removing zinc from intermediate solutions in nickel production. It is shown that sorption or extraction can be used to effectively purify zinc from the zinc strip solution. The results make it possible to return to the production process the non-ferrous metals that pass into the waste zinc cake.

РАЗРАБОТКА ЭФФЕКТИВНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ ПРЕМИАЛЬНОГО КАЧЕСТВА ДЛЯ DRI – ПРОЦЕССОВ МЕТАЛЛУРГИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГРУБОЗЕРНИСТОЙ ФЛОТАЦИИ

Опалев А.С.

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

В работе рассмотрены некоторые аспекты разработки эффективной технологии для производства железорудной продукции премиального качества, необходимой для широкого перевода металлургии на DRI-процессы, с использованием грубозернистой флотации. Получение магнетитовых концентратов с содержанием железа общего более 71% возможно с применением обратной катионной флотации, питанием которой могут быть продукты с более грубым гранулометрическим составом, характеризующиеся низким содержанием тонких частиц магнетита крупностью менее 20 мкм. Приведены возможные технологии рудоподготовки для получения таких продуктов с использованием современного обогатительного оборудования.

Широкое внедрение в практику черной металлургии перспективных технологий производства железа прямого восстановления, так называемых DRI-процессов, требуют от обогатителей широкомасштабного производства богатых железорудные концентраты с массовой долей железа премиального качества с низкой массовой долей кремнезема и вредных примесей. Выпуск металлургической продукции в виде горячебрикетированного железа HBI (Hot Briquetted Iron) или в форме металлизованных окатышей DRI (Direct Reduced Iron) позволяет получить более качественный и чистый металл, решить проблему загрязнения стали примесями цветных металлов.

В России реализованы комплексы для производства горячебрикеторованного железа с помощью наиболее распространенной технологии Midrex. К ним относятся: Михайловский ГБЖ, проектной мощностью 2,08 млн т металлизированных окатышей в год и ЦГБЖ-4 на Лебединском ГОКе, аналогичной производственной мощностью, оба предприятия принадлежат компании УК "Металлоинвест". Также одним из центральных проектов стратегии 2030 ПАО "НЛМК" является горно-металлургический комплекс на базе Стойленского ГОКа «Зеленый горизонт», который включает развитие нескольких производственных переделов с освоением новой для компании продукции – HDI. Мощность обогатительного производства - 10 млн т концентрата, фабрики окомкования - 9 млн т окатышей и цеха по производству HDI - 2,5 млн т

Для дальнейшего повышения качества магнетитовых концентратов до уровня премиального качества (содержания массовой доли общего железа 71% и более) необходимо внедрение современного эффективного оборудования, инновационных технических и технологических решений, а также совершенствования автоматизации как отдельных процессов, так и всего производства в целом.

Сегодня повсеместно применяется тонкое вибрационное грохочение в циклах измельчения-классификации вместо гидроциклонов и спиральных классификаторов, позволяющее снизить циркуляционную нагрузку, повысить производительность секции, уменьшить расход мелющих тел и футеровок, снизить удельное энергопотребление на тонну измельченного продукта, а также потери металла с хвостами. Благодаря освоению выпуска ситовых панелей с малым размером ячеек (до 45 мкм) тонкое грохочение может использоваться и как операция обогащения, способная поднять качество чернового магнетитового концентрата.

Применение измельчающих валков высокого давления (ИВВД) в качестве 4 стадии дробления повышает эффективность последующих операций рудоподготовки и увеличивает пропускную способность первой стадии измельчения. Использование ИВВД для уменьшения крупности материалов с содержанием влаги до 10% дает возможность применять его для доизмельчения готового концентрата после

обезвоживания с целью получения требуемой для процесса окомкования удельной поверхности.

Для дораскрытия магнетита в производстве ЖРК нашли применение мельницы тонкого измельчения Vertimill компании Metso Minerals. Разработаны и выпускаются также различные виды мельниц для сверхтонкого измельчения - SMD, VXPmill, HIGmill, горизонтальные мельницы Isamill, которые по сравнению со стандартными барабанными мельницами имеют высокую энергоэффективность и широко используются для сверхтонкого доизмельчения концентратов.

В мировой практике для дообогащения рядовых концентратов и получения высококачественных концентратов (содержащих 70 % $Fe_{общ.}$ и более) применяют флотацию.

Наиболее распространена обратная катионная флотация с использованием крахмала в качестве депрессора минералов железа и аминов в качестве коллектора кремнезема. Из стран СНГ флотация используется на Ингулецком и Полтавском ГОКах (Украина), в России применяется для доводки магнетитового концентрата на предприятиях компании "Металлоинвест" (Михайловский ГОК). Однако флотационный метод малоэффективен из-за большого количества тонких частиц при флотации сверхтонких продуктов, которые адсорбируют на себя непропорционально большое количество реагентов из-за большей удельной поверхности, образуют агрегаты, попадающие не в "свой" продукт. Кроме того, тонкие частицы образуют «шубу» на поверхности сульфидов, делая сульфидную флотацию малоэффективной в операциях снижения серы в концентрате.

Многолетними исследованиями Горного института КНЦ РАН показано, что применение технологии стадиального вывода готового концентрата в технологических схемах получения высококачественных магнетитовых концентратах позволят кардинально изменить ситуацию по качеству поступающего на процессы разделения продуктов в части их гранулометрических характеристик. Вывод готового концентрата по мере его образования позволяет существенно снизить переизмельчение рудного минерала – магнетита - и повысить раскрываемость сростков при их измельчении в отдельном цикле, при этом достигается значительное снижение энергопотребления за счет рационального использования энергии измельчающего оборудования. Уменьшении доли тонких частиц крупностью менее 20 мкм в обогащаемых продуктах может обеспечить максимальную эффективность сепарационных процессов и позволит получать концентраты максимально возможного качества. Также при таком подходе будут снижены потери и достигнута максимальная степень раскрытия сростков. Получение грубозернистых концентратов за счет применения стадиального вывода концентрата обеспечит не только более высокие технологические показатели сепарационных процессов, но и позволит поднять производительность оборудования в

процессах обезвоживания и благоприятно скажется на процессах пылеулавливания и очистки сточных вод.

Установлено, что часть раскрытого рудного материала можно вывести из процесса обогащения не только уже после первой стадии измельчения, но и из мелкодробленой руды с помощью предварительного грохочения по классу -2,0 (-1.0) мм. Применение комбинации тонкого вибрационного грохочения и магнитно-гравитационной сепарации позволили из подрешетного продукта предварительного грохочения получать продукты с массовой долей железа общего не менее 69-70 % при приросте более 20-24 % содержания железа общего от операции магнитно-гравитационной сепарации. Содержание железа магнитного в сливе магнитно-гравитационной сепарации не превышало 1,5-2 %, что позволяет считать их отвальным продуктом.

Минералого-технологические исследования полученного концентрата показали, что представленный продукт характеризуется низким содержанием частиц крупностью менее 20 мкм (не более 5-10 %), при этом сростковая фракция представлена преимущественно агрегатами со средним объемным содержанием магнетита 12-45 % (средние сростки) и весьма незначительным количеством богатых сростков (содержание магнетита более 60 %). Таким образом, гранулометрический состав подрешетного продукта, полученного из мелкодробленой руды, стал основой для модернизации всей схемы рудоподготовки и выбора оптимальных параметров стержневого и шарового измельчения и классификации для получения продуктов с минимальным содержанием тонких частиц магнетита (менее 20 мкм) и максимально возможным раскрытием рудного минерала.

Дальнейшее повышение качества железорудных концентратов до премиального уровня (содержание железа общего более 71 % и кремнезема не более 1,5-1,6 %), полученных по технологии стадиального вывода готового концентрата, характеризующихся более грубым гранулометрическим составом по сравнению с характеристиками концентратов действующих предприятий отрасли, возможно за счет удаления из концентрата средних по содержанию магнетита сростков.

Предварительные технологические исследования по применению стандартной обратной катионной флотации для обескремнивания грубозернистых концентратов показали принципиальную возможность повышения их качества до премиального уровня. Применение сульфидной флотации также позволило снизить содержание в концентрате серы общей до уровня 0,14-0,16 % при обогащении высокосернистых магнетитовых руд.

Полученные предварительные результаты стали основой для заключения государственного контракта по заявке квалифицированного заказчика FMEZ-2027-0015 «Развитие научных основ грубозернистой флотации магнетитовых руд и

разработка эффективной технологии получения железорудных концентратов премиального качества для процессов прямого получения железа».

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

1. Минералогическими исследованиями установлено, что грубозернистые магнетитовые концентраты, получаемые по технологии стадиального вывода, с содержанием железа общего 69-70 % и кремнезема 2,5-3,5 %, представлены раскрытыми частицами магнетита и очень незначительным количеством средних и богатых сростков с породообразующими минералами.

2. Для дальнейшего обогащения с целью получения железорудного концентрата премиального качества ($Fe_{общ.}$ более 71 % и SiO_2 менее 1,5-1,7 %) необходимы доводочные операции, такие как обратная катионная флотация в машинах колонного типа или гравитационная доводка на винтовых сепараторах.

3. Технологическими исследованиями установлено, что при получении магнетитовых концентратов премиального качества с использованием стадиального вывода готового концентрата и флотационной доводки из высокосернистых труднообогатимых руд содержание серы может быть снижено до уровня 0,14-0,16 %. Ведутся работы по дальнейшему поиску эффективных методов снижения серы в магнетитовых концентратах на основе химической деактивации поверхности сульфидов.

4. Для выполнения исследований по оптимизации технологической схемы рудоподготовки, включающей выбор режимов стержневого и шарового измельчения, классификации с использованием высокопроизводительных грохотов с переменным углом наклона и тонкого вибрационного грохочения, процессов магнитно-гравитационной сепарации и обратной флотации заключен государственный контракт по заявке квалифицированного заказчика FMEZ-2027-0015 «Развитие научных основ грубозернистой флотации магнетитовых руд и разработка эффективной технологии получения железорудных концентратов премиального качества для процессов прямого получения железа».

Development of an effective technology for obtaining premium–quality iron ore raw materials for metallurgy DRI-processes using coarse-grained flotation

Opalev A.S.

This paper discusses some aspects of the development of an effective technology for the production of premium quality iron ore products necessary for the widespread conversion of metallurgy to DRI processes using coarse-grained flotation. It is possible to obtain magnetite concentrates with a total iron content of more than 71% using reverse cationic flotation, the feed of which can be products with a coarser particle size distribution, characterized by a low content of fine magnetite particles with a grain size of less than 20 microns. Possible ore preparation technologies for obtaining such products using modern enrichment equipment are given.

ИССЛЕДОВАНИЕ КОМПЛЕКСНЫХ ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД МЕТОДОМ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА*

Иванников С.И., Маркин Н.С., Земскова Л.А.

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Владивосток, Российская Федерация, *e-mail: fyajkfqn@mail.ru*

Методом ИНАА с источником ^{252}Cf исследованы оловянно-вольфрамовые руды и минералы. Показана возможность надёжного многоэлементного определения Sc, In, Au и РЗЭ в сложных матрицах. Установлены различия распределения примесных элементов, подтверждающие перспективность руд как источника критических металлов.

Россия обладает крупными запасами олова и вольфрама: ~95 % общероссийских запасов олова и более 25 % вольфрама сосредоточены в месторождениях Дальневосточного федерального округа [1, 2]. К крупнейшим относятся грейзеновые месторождения, ассоциированные с редкометалльными гранитами и характеризуемые наличием попутных металлов [3, 4]. Оловянные касситеритовые и вольфрамит-касситеритовые месторождения Приамурья и Приморья отличаются сложным строением и разнообразием минерализации, обусловливающими вариабельность состава основных рудных минералов – касситерита и вольфрамита. Установлено, что в кристаллах касситерита присутствуют примеси примеси Ti и Ta, реже – W, Nb, In и Sc; в кристаллах вольфрамита иногда фиксируются примеси Nb либо Nb и Ta [5]. Количество попутных компонентов существенно повышает экономическую ценность руд и расширяет возможности их промышленного освоения.

Вольфрам относится к числу стратегически важных видов минерального сырья, примерно треть его запасов сосредоточено в комплексных рудах в качестве попутного компонента, среди таких руд количественно преобладают оловорудные типы [2, 6]. В отдельных Sn–W месторождениях фиксируются аномально высокие содержания Sc. В минералах вольфрамита его концентрации варьируют в диапазоне от 44 до 8800 г/т (среднее значение ~3300 г/т), в касситерите содержание составляет ~20 г/т для типичных образцов и может достигать 2000 г/т в минералах Восточных Рудных гор. Высокие содержания скандия также установлены в шеелите из Sn–W–Li месторождения Чиновец/Циннвальд — от 31 до 3900 г/т, что существенно превышает 0,09–8,6 г/т, характерные для шеелита из других месторождений [7, 8]. *Скандий* – востребованный металл, широко используется в современной технике; одним из перспективных источников его получения являются вольфрамитовые и

* **Работа выполнена в рамках государственного задания ФГБУН Института химии ДВО РАН (№ FWFN-2025-0002).**

касситеритовые руды. Запасы данных объектов сравнительно ограниченные, но характеризуются повышенным содержанием в минералах скандия [9]. *Индий* является востребованным металлом, широко применяемым в современной электронной и оптоэлектронной технике; одним из перспективных источников его получения служат комплексные оловянные и вольфрамовые руды. Индий концентрируется в виде изоморфных примесей в ряде рудных минералов, что обуславливает актуальность его извлечения из попутных компонентов [10].

Анализ данного типа сырья сопряжён с рядом методических трудностей. Руды характеризуются сложным вещественным составом и наряду с основными рудными минералами (касситеритом и/или вольфрамитом) содержат широкий спектр редких, в том числе слабо изученных минералов. Вследствие этого получение мономинеральных фракций существенно затруднено либо практически невозможно, что ограничивает применение традиционных аналитических подходов.

Во второй половине XX века минералы оловянных месторождений исследовались преимущественно по мономинеральным фракциям с использованием методов мокрой химии и приближённо-количественного спектрального анализа. Для комплексных руд такой подход ограничен вследствие трудностей выделения чистых минеральных фаз. Альтернативой растворным методам является инструментальный нейтронно-активационный анализ (ИНАА). Одним из перспективных вариантов его реализации является использование радионуклидного источника нейтронов на основе ^{252}Cf, что позволяет проводить активационный анализ в лабораторных условиях без привлечения реактора и определять широкий спектр элементов в минеральном сырье. ИНАА характеризуется высокой чувствительностью и точностью при определении низких концентраций ряда элементов, многоэлементностью и слабой зависимостью результатов от матричных эффектов. Метод обеспечивает высокую представительность анализа и не требует трудоёмкой химической пробоподготовки, но его ограничения обусловлены ядерно-физическими характеристиками образующихся радионуклидов и необходимостью использования источников нейтронов.

Цель работы – оценка возможностей ИНАА для определения содержания микроэлементов в оловянных и вольфрамовых рудах. Многоэлементный ИНАА проводили на установке оригинальной конструкции (Институт химии ДВО РАН) с использованием радионуклидного источника нейтронов ^{252}Cf. Регистрацию наведённой активности осуществляли с применением гамма-спектрометрического комплекса на базе коаксиального HPGe-детектора. Облучение проводили при плотности потока тепловых нейтронов ~$5\cdot10^6$ нейтр·см$^{-2}$·с$^{-1}$ в течение 7 суток; время измерения составляло 7200 с, объём анализируемых образцов – до 50 см^3.

Анализ данных (таблица) показывает, что исследованные минералы существенно различаются по уровням накопления как основных, так и попутных ценных элементов.

Таблица - Содержание ценных элементов в минералах оловянно-вольфрамовых руд по данным ИНАА: средние значения и диапазон (минимум–максимум), г/т

Объект исследования (месторождение)	Sc	In	La	Au	W
Гюбнериты, (Арсеньевское)	3,3 (2,9–3,7)	9,0 (2,5–13,9)	13,1 (8,7–17,2)	0,71 (0,28–3,82)	87 000 (1700 – 214000)
Вольфрамиты, (Забытое)	96 (8–278)	4,3 (1,2–7,6)	63 (53-812)	< 0,05	169 000 (21000–322000)
Шеелиты (Восток-2)	4,9 (3,0–8,8)	< 0,5	< 5,0	< 0,05	332 000 (222000–445000)
Шеелиты (Тырныауз)	< 1,0	< 0,5	< 5,0	< 0,05	276 000 (72000–393000)
Касситериты, (Придорожное)	10,0 (2,4–29,0)	14,4 (3,9–40,3)	13,6 (1,6–32,9)	6,7 (0,05–66,9)	2342 (990–7790)
Касситериты (Солнечное)	8,5 (0,8– 3,6)	14,6 (1–39,1)	15,4 (1,8–37,8)	0,09 (0,05–0,15)	1920 (880–3200)
Касситериты (Чердояк)	27,6 (21,5–33,7)	< 0,5	5,1 (4,2–7,8)	< 0,05	150 (90–450)

Наиболее высокие содержания W закономерно установлены в вольфрамовых минералах – вольфрамитах и шеелитах, где его средние концентрации достигают 284000–332000 г/т, в касситеритах содержание W значительно ниже и носит примесный характер. Вольфрамиты месторождения Забытое выделяются повышенным содержанием Sc, достигающим 469 г/т, что указывает на возможность концентрирования этого стратегически важного элемента в минералах данного типа. Касситериты характеризуются более заметным накоплением In, La и в отдельных случаях Au. Наиболее высокие значения индия установлены для месторождений Придорожное и Солнечное (~14–15 г/т). Широкий диапазон концентраций Au (до 66,9 г/т) свидетельствует о неравномерности его распределения.

Полученные результаты свидетельствуют о том, что ИНАА с источником ^{252}Cf позволяет надежно и с высокой представительностью выявлять различия между минералами и месторождениями в распределении ценных примесных элементов без трудоёмкого выделения мономинеральных фракций и сложной химической пробоподготовки. Это особенно важно при исследовании комплексных оловянно-вольфрамовых руд, для которых характерны тонкая вкрапленность минералов и высокая неоднородность вещественного состава.

Список использованных источников

1. Рассказов И.Ю. Перспективные технологии освоения и переработки минерального сырья в Дальневосточном регионе // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022). Владивосток: Изд-во ДВФУ, 2022. – С. 14-16.
2. Архипов Г.И. Минеральные ресурсы горнорудной промышленности Дальнего Востока.

Стратегическая оценка возможностей освоения. - Хабаровск: ИГД ДВО РАН, 2017. – 820 с.
3. Алексеев В.И. и др. Феррокёстерит и кёстерит в грейзенах, сопровождающих литий-фтористые граниты Дальнего Востока России // Зап. РМО. –2020. – Т. 149. – № 6. – 43-51.
4. Алексеев В.И. и др. Акцессорный касситерит – индикатор редкометалльного петро- и рудогенеза // Зап. РМО. – 2021. – Т. 150. – №. 4. – С. 1-37.
5. Попова В.И. и др. О составе касситерита и вольфрамита в рудах месторождений Дальнего Востока // Минер. – 2025. – Т. 11. – №. 2. – С. 22-46.
6. Лаптева А.М., Чекмарев К.В. Минерально-сырьевая база вольфрама России: состояние и перспективы развития // Разведка и охрана недр. – 2024. – №5. – С. 3-16.
7. Kempe U., Wolf D. Anomalously high Sc contents in ore minerals from Sn–W deposits: Possible economic significance and genetic implications // Ore Geol. Rev. – 2006. – Vol. 28. – P. 103–122.
8. Hreus S. [et al.] Scandium distribution in the world-class Li-Sn-W Cínovec greisen-type deposit: Result of a complex magmatic to hydrothermal evolution, implications for scandium valorization // Ore Geol. Rev. – 2021. – Vol. 139. – P. 104433.
9. Янин Е.П. Скандий в окружающей среде (распространенность, техногенные источники, вторичные ресурсы) // Проблемы окружающей среды и природных ресурсов. – 2007. – № 8. – С. 70-90.
10. Li L. [et al.] Indium distribution and substitution mechanisms in the skarn mineralization process of world-class Dulong Sn–Zn–In deposit, Yunnan Province (Southwest China) // Ore Geol. Rev. – 2025. – Vol. 189. – P. 107085.

Study of complex tin–tungsten ores by instrumental neutron activation analysis

Ivannikov S.I., Markin N.S., Zemskova L.A.

Tin–tungsten ores and minerals were studied by instrumental neutron activation analysis using a ^{252}Cf neutron source. The method enables reliable multi-element determination of Sc, In, Au, and REEs in complex matrices. Differences in trace element distribution were revealed, confirming the potential of these ores as a source of critical metals.

БИОГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТО–СУРЬМЯНИСТОГО КОНЦЕНТРАТА*

Булаев А.Г., Артыкова А.В., Меламуд В.С., Марданов А.В.

ФГУ «Федеральный исследовательский центр «Фундаментальные основы биотехнологии» Российской академии наук», Москва, Российская Федерация, *e-mail: bulaev.inmi@yandex.ru*

Проведены лабораторные испытания по биоокислению, щелочно-сульфидному выщелачиванию и цианированию золото-сурьмяного концентрата. Была установлена зависимость извлечения золота цианированием от степени окисления сульфидных минералов биоокислением и разрушения антимонита сульфидным выщелачиванием.

Реакторное биоокисление, в основе которого лежит процесс окисления сульфидных минералов аэробными ацидофильными железо- и сероокисляющими микроорганизмами, успешно применяется для повышения извлечения золота из упорных пирит-арсенопиритных сульфидных концентратов [1].

Деструкция сульфидных минералов в процессе биоокисления позволяет значительно увеличить извлечение золота цианированием, что обеспечило технологии широкое распространение в мировой практике [1].

Переработка упорных сульфидных золотосодержащих концентратов с высоким содержанием сурьмы – это актуальная проблема, так как сульфидные руды с высоким содержанием сурьмы – распространенный тип сырья благородных металлов, а минералы сурьмы (например, антимонит) являются цианисидами [2].

Применение традиционных биогидрометаллургических методов не позволяет достичь глубокой деструкции сульфидных минералов сурьмы, что препятствует эффективному удалению этого элемента из перерабатываемого сырья.

С целью деструкции сурьмянистых минералов и повышения вскрытия золота может быть использована технология щелочно-сульфидного выщелачивания [3], однако данная технология не позволяет проводить деструкцию пирита и арсенопирита.

В работе [4] была предложена комбинированная технологическая схема для переработки сульфидного концентрата, содержащего антимонит, пирит и арсенопирит, которая включала стадии щелочно-сульфидного и азотнокислого выщелачивания для удаления сурьмы и вскрытия золота. Несмотря на результаты, полученные в работе [4], необходимо отметить, что технология азотнокислого выщелачивания практически не используется в промышленном масштабе из-за высокой себестоимости.

Цель работы – изучение влияния биоокисления и щелочно-сульфидного выщелачивания на извлечение золота из золото-сурьмяного концентрата.

В экспериментах использовали сульфидный концентрат, к числу основных сульфидных минералов относятся пирит, арсенопирит и антимонит, также концентрат содержал кварц и мусковит. Концентрат содержал: сульфидного железа (Fe_s) – 24,8 %, сульфидного мышьяка (As_s) – 12,8 %, сурьмы – 6.2 %, золота 36,7 г/т. Процесс биоокисления проводили в периодическом режиме в лабораторных реакторах при 40°С и плотности пульпы (Т : Ж) 1 : 5.

Процесс биоокисления проводили в трех реакторах параллельно, в реакторе 1 продолжительность биоокисления составила 60 сут, в реакторе 2–40 сут, в реакторе 3–20 сут. В качестве инокулята использовали смешанную пульпу биореакторов, полученную в процессе биоокисления пирит-арсенопиритного концентрата [5].

Концентрат и кеки биоокисления подвергали щелочно-сульфидному выщелачиванию при следующих условиях: температура 50°С, Т : Ж 1 : 5, продолжительность – 5 часов, концентрация Na_2S – 0,6 М, NaOH – 0,5 М. Концентрат, биокеки и кеки щелочно-сульфидного выщелачивания подвергали цианированию при следующих условиях: Т : Ж 1 : 5, соотношение угля к твердой фазе 1 : 10, pH 10,5–11, концентрация цианида 2 г/л, продолжительность 48 ч.

Для анализа активности процесса биоокисления отбирали пробы жидкой фазы

пульпы реакторов, в которых определяли pH, Eh, содержание двух- и трехвалентного железа с помощью трилонометрического титрования.

Концентрацию As и Sb в пробах жидкой фазы определяли с помощью атомно-абсорбционного спектрометра КВАНТ-2мт (Кортэк, Россия). Содержание Fe, As и S в пробах твердой фазы проводили на рентгенофлуоресцентном спектрометре Thermo ARL Perform'x Sequential XFRF (Thermo Fisher Scientific, США). Минеральный состав концентрата и продуктов биоокисления определялся на рентгеновском дифрактометре Rigaku Rotaflex RU-200 D/MAX-RC.

Результаты биоокисления представлены в таблице 1.

Таблица 1 - Результаты биоокисления концентрата и извлечение золота цианированием из концентрата и биокеков

Продолжительность процесса биоокисления, сут.	Окисление, %		Извлечение золота, %
	Арсенопирит (FeAsS)	Пирит (FeS2)	
0 (концентрат)	-	-	10,6
20	54,5	1,1	39,5
40	72,3	19,0	61,4
60	82,8	26,8	72,6

Процесс биоокисления позволил повысить извлечение Au цианированием в несколько раз (но не более 72 %). Показано, что содержание сурьмы в биокеках возросло по сравнению с концентратом (с 6,2 до 9,4–10 %), а концентрация сурьмы в жидкой фазе пульпы реакторов биоокисления не превышала 35 мг/л.

Результаты щелочно-сульфидного выщелачивания представлены в таблице 2.

Таблица 2 - Результаты щелочно-сульфидного выщелачивания и извлечение золота цианированием из кеков

Продукт	Извлечение сурьмы, %	Извлечение золота, %
Концентрат	99,8	9,0
Биокек (20 сут биоокисления)	97,7	17,5
Биокек (40 сут биоокисления)	98,0	30,5
Биокек (60 сут биоокисления)	98,7	41,5

Щелочно-сульфидное выщелачивание позволило извлечь большую часть сурьмы как из концентрата, так и из биокеков, приводя к снижению ее содержания в твердых продуктах до 0,16–0,27%. На извлечение Au из концентрата щелочно-сульфидное выщелачивание фактически не повлияло, тогда как извлечение его из биокеков снижалось в 1,8–2,3 раза.

Результаты наших исследований показали, что биоокисление позволило увеличить извлечение золота цианированием, тогда как при щелочно-сульфидном выщелачивании достигается практически полное извлечение сурьмы как из

концентрата, так и из биокеков, однако приводило к уменьшению извлечения золота цианированием. Причиной этого снижения является пассивация поверхности частиц биокеков из-за осаждения образующихся полисульфидов, антимонатов и гидроксидов железа. Для разработки комбинированной схемы переработки упорных концентратов, содержащих пирит, арсенопирит и антимонит, необходимы дальнейшие исследования, в частности эксперименты по биоокислению кеков сульфидного выщелачивания концентратов, чтобы избежать указанных негативных проблем.

Список использованных источников

1. Van Niekerk J.A. [et al.] Bioprocessing of refractory gold ores: the BIOX, MesoTHERM, and ASTER processes // Biomining Technologies. - Cham: Springer, 2023. P. 67–88.
2. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд : в 2 томах. – Иркутск : Иргиредмет, 1999. – 2 т.
3. Zhang F. [et al.] Selective alkaline leaching of antimony from Low-grade refractory gold ores and process optimization // Minerals Engineering. – 2023. – Vol. 201. – 108253.
4. Rusalev R. [et al.] Development of a two-stage hydrometallurgical process for gold–antimony concentrate treatment from the Olimpiadinskoe deposit // Materials. – 2023. – Vol. 16 – 4767.
5. Diubar A.M. [et al.] Biooxidation of a refractory gold-bearing concentrate at decreased retention time // Microbiology. – 2024. – Vol. 93. – P. S121–S125.

Biohydrometallurgical processing of gold-antimony concentrate

Bulaev A.G., Artykova A.V., Melamud V.S., Mardanov A.V.

Laboratory trials on biooxidation, alkaline sulfide leaching, and cyanidation of gold-antimony concentrate were conducted. The dependence of gold recovery by cyanidation on the oxidation of sulfide minerals by biooxidation and the destruction of antimonite by alkaline sulfide leaching was established.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ КИСЛОТНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЫШЬЯКА*

Дорошенко Е.М., Дорошенко К.В.

ФГБОУ ВО «Тихоокеанский государственный университет», г. Хабаровск,
Российская Федерация, *e-mail: dorekami@yandex.ru*

В работе представлены результаты математического моделирования процесса кислотного выщелачивания мышьяка из чернового оловянного шламового концентрата. На основе экспериментальных данных проведены корреляционный и регрессионный анализы влияния технологических параметров на эффективность извлечения целевого компонента.

* **Исследование проводилось при финансовой поддержке Министерства науки и образования Российской Федерации в рамках ГЗ № FEME-2024-0006 «Теоретическое и технологическое обоснование активационных воздействий в обогатительных и гидрометаллургических процессах переработки поликомпонентного минерального сырья».**

Оловянные руды характеризуются сложным вещественным составом, включающим, наряду с основными полезными компонентами, значительные количества сопутствующих элементов, в том числе мышьяка.

Присутствие мышьяка в оловянных концентратах существенно снижает их качество и рыночную стоимость, а также создает проблемы при последующей металлургической переработке [1, 2].

Касситерит-силикатно-сульфидные руды отличаются тонкой взаимной вкрапленностью рудных минералов, сложным и изменчивым минералогическим составом и высоким содержанием сульфидных минералов, в первую очередь арсенопирита [3, 4].

В процессе обогащения часть мышьяка переходит в оловянный концентрат, что требует проведения дополнительных операций по его удалению.

Одним из эффективных методов снижения содержания мышьяка является кислотное выщелачивание с применением энергетических воздействий. [5, 6]. Однако сложный механизм воздействия реагентов на арсенопирит, включающий химические реакции, массообменные процессы и влияние физических полей, затрудняет эмпирический подбор оптимальных параметров. В этой связи актуальной является задача математического моделирования процесса кислотного выщелачивания мышьяка с целью количественной оценки влияния различных факторов и поиска оптимальных режимов ведения процесса.

Цель работы – разработка регрессионной модели процесса выщелачивания мышьяка из оловянного шламового концентрата, позволяющей прогнозировать эффективность извлечения целевого компонента в зависимости от технологических параметров.

Объектом исследования являлся черновой концентрат оловянного шламового, характеризующийся повышенным содержанием мышьяка.

Процесс кислотного выщелачивания проводили в лабораторных условиях с применением различных реагентных схем, температурных, гидродинамических режимов и интенсифицирующих режимов. Для количественной оценки влияния технологических параметров на эффективность извлечения мышьяка (Ɛ) было проведено математическое моделирование.

В качестве исходных данных использованы экспериментальные результаты по 192 точкам отборапродуктивного раствора при различных реагентных, гидродинамических и температурных режимах, отражающие зависимость показателя извлечения от варьируемых факторов.

Моделирование осуществлялось в несколько этапов, реализованных в среде Microsoft Excel с использованием инструментов корреляционного и регрессионного анализа пакета «Анализ данных».

На первом этапе для предварительной оценки взаимосвязей между переменными был проведен корреляционный анализ.

На втором этапе построены линейная и нелинейная регрессионные модели.

Корреляционный анализ позволил выявить факторы, оказывающие наиболее существенное влияние на целевую функцию – извлечение мышьяка (таблица 1).

Таблица 1 - Коэффициенты корреляции между факторами и извлечением мышьяка

Фактор	Обозначение	Коэффициент корреляции
Продолжительность УЗ-обработки	τУЗ	0,52
Концентрация нитрогруппы	$C(NO_3^-)$	0,27
Исходная концентрация As	C(As)	–0,20
Температура	t	0,15
Концентрация H_2SO_4	$C(H_2SO_4)$	0,12

Установлено, что наибольшее положительное влияние на процесс оказывают продолжительность ультразвуковой обработки (τУЗ, r = 0,52) и концентрация нитрогруппы ($C(NO_3^-)$, r = 0,27).

Отрицательная корреляция с исходной концентрацией мышьяка (C(As), r = –0,20) указывает на снижение эффективности извлечения при увеличении содержания целевого компонента в исходном сырье.

Остальные факторы (концентрации кислот, температура) демонстрируют более слабую линейную связь с откликом.

На основе корреляционного анализа и физико-химических представлений о процессе для построения регрессионных моделей отобраны независимые переменные: температура (t,°C), исходная концентрация мышьяка, наличие или отсутствие ультразвукового воздействия, продолжительность процесса, продолжительность ультразвуковой обработки, концентрации реагентов $C(H_2SO_4)$, $C(HNO_3)$, C(HCl), C(NaCl), $C(Na_2CrO_4)$, $C(Fe^{3+})$ и $C(NO_3^-)$, бинарный фактор перемешивания.

Первоначально была построена линейная регрессионная модель, включающая все основные факторы. После исключения факторов с недостаточной достоверностью уравнение регрессии приняло вид:

$$\mathcal{E} = -56{,}56 + 4{,}32\tau + 33{,}86\tau УЗ + 2{,}49\, C(H_2SO_4) + 5{,}48\, C(HNO_3) + 5{,}59\, C(HCl) + 7{,}30\, C(NO_3^-)$$

Коэффициент детерминации R^2 = 0,407 означает, что только 40,7% вариации показателя извлечения объясняется построенной линейной моделью.

Несмотря на статистическую значимость модели в целом (F-критерий = 8,89), невысокое значение R^2 указывает на то, что линейная модель не в полной мере описывает сложный механизм взаимодействия реагентов, который включает нелинейные эффекты и эффекты взаимодействия между факторами.

Для учета нелинейного характера процесса и эффектов синергизма/антагонизма реагентов была построена нелинейная регрессионная модель.

В качестве предикторов использовались не только исходные факторы, но и их парные произведения.

Отбор значимых эффектов проводился с использованием матрицы коэффициентов корреляции для расширенного набора переменных. Наиболее адекватная и интерпретируемая модель была получена после исключения статистически незначимых факторов.

В окончательную модель вошли 8 предикторов, представляющих эффекты парного взаимодействия технологических параметров. Уравнение регрессии (в натуральных значениях факторов) имеет вид:

$$Є=–0,086(\tau+\tau УЗ)+0,093(\tau+C(HNO_3))+0,32(\tau+C(HCl))+0,63\cdot(\tau УЗ+C(H_2SO_4))+$$
$$+0,15(\tau УЗ+C(HNO_3))+0,25(\tau УЗ+C(NO_3^-))– 0,27(\tau УЗ+C(NaCl))+0,088(C(H_2SO_4)+C(NO_3^-))$$

Характеристики качества модели второго порядка существенно превосходят линейную модель:

– коэффициент детерминации $R^2 = 0,786$, что означает, что построенная модель объясняет 78,6% вариации показателя извлечения;

– модель и все ее коэффициенты являются статистически значимыми (значение F-критерия = $1,33\cdot10^{-55}$, p-значения для t-статистики коэффициентов < 0,05).

Анализ полученного уравнения позволяет сделать следующие выводы о механизме процесса.

Ключевая роль принадлежит ультразвуку (τУЗ) и его взаимодействию с реагентами.

Положительные коэффициенты при взаимодействии τУЗ с $C(H_2SO_4)$ (0,63), $C(HNO_3)$ (0,15) и $C(NO_3^-)$ (0,25) свидетельствуют о том, что ультразвук является мощным интенсификатором химических реакций с участием этих реагентов, существенно ускоряя массообменные процессы.

Выявлены эффекты синергии времени воздействия и концентрации азотной кислотой ($\tau\cdot C(HNO_3)$, +0,093) и, особенно, с соляной кислотой ($\tau\cdot C(HCl)$, +0,32). Эффективность кислотного вскрытия сырья возрастает с увеличением продолжительности процесса.

Отрицательный коэффициент при взаимодействии $\tau УЗ\cdot C(NaCl)$ (–0,27) может свидетельствовать о нежелательном протекании побочных реакций в присутствии хлорида натрия при ультразвуковом воздействии либо об экранировании активных центров. Это указывает на необходимость контроля концентрации хлоридов в системе.

В результате выполнения математического моделирования процесса кислотного выщелачивания мышьяка из оловянного шламового концентрата с применением корреляционного и регрессионного анализа установлено:

Линейная регрессионная модель ($R^2 = 0,407$) не обеспечивает адекватного описания процесса вследствие сложного нелинейного характера протекания реакции.

Нелинейная модель, включающая эффекты парного взаимодействия факторов, характеризуется высоким коэффициентом детерминации ($R^2 = 0,786$), что свидетельствует о её способности объяснять 78,6 % вариации показателя извлечения мышьяка.

Статистическая значимость модели и всех её коэффициентов подтверждена критериями Фишера и Стьюдента ($p < 0,05$).

Наиболее значимыми факторами процесса являются продолжительность ультразвукового воздействия (τУЗ), концентрации серной, азотной и соляной кислот, а также присутствие нитрата натрия и хлорного железа.

Положительные эффекты взаимодействия (τУЗ·C(H_2SO_4), τУЗ·C(HNO_3), τ·C(HCl), τУЗ C(NO_3^-)) подтверждают интенсифицирующую роль ультразвука и синергетическое действие комбинаций реагентов. Выявлен отрицательный эффект взаимодействия τУЗ·C(NaCl), указывающий на нежелательное влияние хлорида натрия в условиях ультразвуковой обработки.

Разработанная нелинейная регрессионная модель позволяет количественно прогнозировать извлечение мышьяка в раствор и обоснованно выбирать оптимальные технологические параметры (τ, τУЗ, концентрации H_2SO_4, HNO_3, HCl, NO_3^-).

Модель может быть использована для управления процессом кислотного выщелачивания с целью достижения максимальной степени извлечения при минимальных затратах реагентов.

Список использованных источников

1. Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов. М.: Недра, 1991. 344 с.
2. Дорошенко Е.М. и др. Комплексное исследование воздействия нитратов калия и натрия на арсенопирит в промежуточном продукте обогащения // ГИАБ. 2023. № 12-2. С. 40-52.
3. Дорошенко Е.М. и др. Исследование фазового состава промежуточного продукта обогащения с последующим моделированием составов солей калия и натрия для разложения арсенопирита // Вопросы материаловедения. 2023. Т. 114, № 2. С. 113-124.
4. Солнцева Л.С. и др. Технологическая минералогия оловянных руд. М.: Наука, 1981. 180 с.
5. Чантурия В.А. и др. Интенсификация химико-электрохимического выщелачивания золота из упорного минерального сырья // ФТПРПИ. 2020. № 5. С. 94-105.
6. Холикулов Д.Б. и др. Исследования по очистке сточных вод медного и цинкового производства озоном // Горный вестник Узбекистана. 2020. № 1 (80). С. 90–95.
7. Левин А.И. и др. Гидрометаллургическая переработка упорных оловянных концентратов. М.: Металлургия, 1985. 280 с.

Modeling arsenic acid leaching processes

Doroshenko E.M., Doroshenko K.V.

The paper presents the results of mathematical modeling of the process of acidic leaching of arsenic from tin slurry concentrate. Based on experimental data correlation and regression analyses of the effect of technological parameters on the extraction efficiency of the target component were carried out.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ МЕДНО-НИКЕЛЕВОГО СЫРЬЯ МЕТОДОМ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО ОБЖИГА В СМЕСИ С СОЕДИНЕНИЯМИ АММОНИЯ*

Горячев А.А., Макаров Д.В.
Институт проблем промышленной экологии Севера ФИЦ КНЦ РАН,
г. Апатиты, Российская Федерация

Проведено исследование эффективности извлечения металлов из техногенного сырья методом низкотемпературного обжига в смеси с сульфатом аммония. Достигнуто извлечение никеля из шлаков медно-никелевого производства 95.5%, из шламов водоочистки извлечение цветных металлов было на уровне 50%.

В последние десятилетия металлургическая отрасль сталкивается с устойчивой тенденцией к снижению содержания полезных компонентов в рудах и к росту доли труднообогатимого и комплексного сырья. Это приводит к увеличению удельных затрат энергии и реагентов, росту объемов отходов обогащения и металлургического передела, а также к необходимости вовлечения в переработку все более низкосортных источников металлов. В этих условиях особый интерес представляют вторичные ресурсы.

В работе рассмотрена возможность переработки техногенных медно-никелевых объектов: шлакоотвал медно-никелевого производства АО «Кольская ГМК» (площадка Мончегорск, Мурманская обл.); шламы очистки модельных растворов, имитирующих загрязненные сточные воды Cu-Ni-производства.

Методом рентгенофазового анализа шлака установлено, что доминирующими фазами выступают оливин $(Mg,Fe)_2[SiO_4]$ и диопсид $CaMg[Si_2O_6]$. Анализ выявил характерные рефлексы, соответствующие конечным членам изоморфной серии оливинов: форстериту ($Mg_2[SiO_4]$) и фаялиту ($Fe_2[SiO_4]$), что показывает формирование твердых растворов переменного состава в системе $Mg_2[SiO_4]$–$Fe_2[SiO_4]$. Содержание цветных металлов в исходном образце шлака (%): Cu – 0,18, Ni – 0,11, Co – 0,07.

Для получения шлама проводили опыт по очистке модельных стоков методом электрохимической коагуляции по следующей схеме.

Модельный раствор, имитирующий загрязненные сточные воды промышленного производства с повышенным содержанием взвешенных веществ (ВВ) и ионов цветных металлов готовили на дистиллированной воде, в которую последовательно вносили

* **Работа выполнена при поддержке гранта в форме субсидий из областного бюджета некоммерческим организациям, не являющимися казенными учреждениями, на поддержку научно-исследовательских проектов молодых ученых Мурманской области в 2026 году (проекта "Обоснование применения технологии низкотемпературного обжига для переработки техногенных медно-никелевых объектов Мурманской области").**

хлорид калия KCl 1000 мг/л (поддерживающий электролит), сапонит 1000 мг/л (глинистая фракция, имитирующая взвешенные частицы, -50 мкм) и сульфаты цветных металлов: $NiSO_4 \times 7H_2O$, $CoSO_4 \times 7H_2O$ и $CuSO_4 \times 5H_2O$.

После растворения солевых компонентов суспензию перемешивали до получения однородного модельного раствора с повышенной мутностью и заданной суммарной концентрацией Ni^{2+}, Co^{2+} и Cu^{2+} (20 и 50 мг/л).

Электрокоагуляцию осуществляли с использованием электродных блоков разного типа – стальной (Fe/Fe), алюминиевый (Al/Al), комбинированный (Al/Fe). Силу тока устанавливали на уровне 4.3 А, что при суммарной рабочей площади электродов соответствовало текущей плотности 6.0 мА/см^2.

Продолжительность электрокоагуляции варьировали от 2 до 4 мин. По окончании процесса обработанную воду отстаивали в течение 30 мин, после чего надосадочную жидкость отбирали для определения концентрации взвешенных веществ и цветных металлов. Шлам, полученный после наиболее эффективного режима очистки, был отобран для извлечения металлов.

Извлечение металлов из указанных объектов производили методом низкотемпературного обжига.

Образцы смешивали с сульфатом аммония квалификации х.ч. ($(NH_4)_2SO_4$) при массовых соотношениях от 1:1 до 1:5 и обжигали при различных температурах в муфельной печи в статической атмосфере воздуха. Температуру обжига варьировали от 200 до 400°С, длительность обжига - 240 минут, нагрев до заданной температуры – 60 минут. После обжига смесь охлаждали в течение 60 минут, обожженную смесь выщелачивали в воде (80 °С) при постоянном перемешивании с интенсивностью 230 мин$^{-1}$.

Результаты извлечения металлов из шлаков медно-никелевого производства методом низкотемпературного обжига в смеси с сульфатом аммония продемонстрировали, что комбинация высокой температуры (400 °С), соотношения сырья к сульфату аммония 1:5 и мелкого помола (–50 мкм) обеспечивает извлечение никеля 95.5% (рисунок *а*). Извлечения меди и кобальта были не столь значительными и не превышали 15 и 40% (рисунок *б* и *в*), соответственно.

В процессе очистки модельных стоков методом электрокоагуляции отмечено:

– для Fe/Fe-блока остаточная концентрация ВВ составляла ~20-21 мг/л (97,9-98 % эффективность), при этом очистка от Cu была на уровне 98,3-99,5 %, Ni – 83-84 %, Co – 71-74 %;

– для Al/Fe концентрация ВВ снижалась до 19-26 мг/л (97,4-98,1 %) при высокой эффективности очистки от меди;

– для Al/Al наилучшие результаты получены при длительности 4 мин: концентрация ВВ снижалась до 14,6-16,7 мг/л (98,3-98,5 %), а эффективность удаления

ионов цветных металлов превышала 94 % (этот образец был взят для опытов по извлечению металлов).

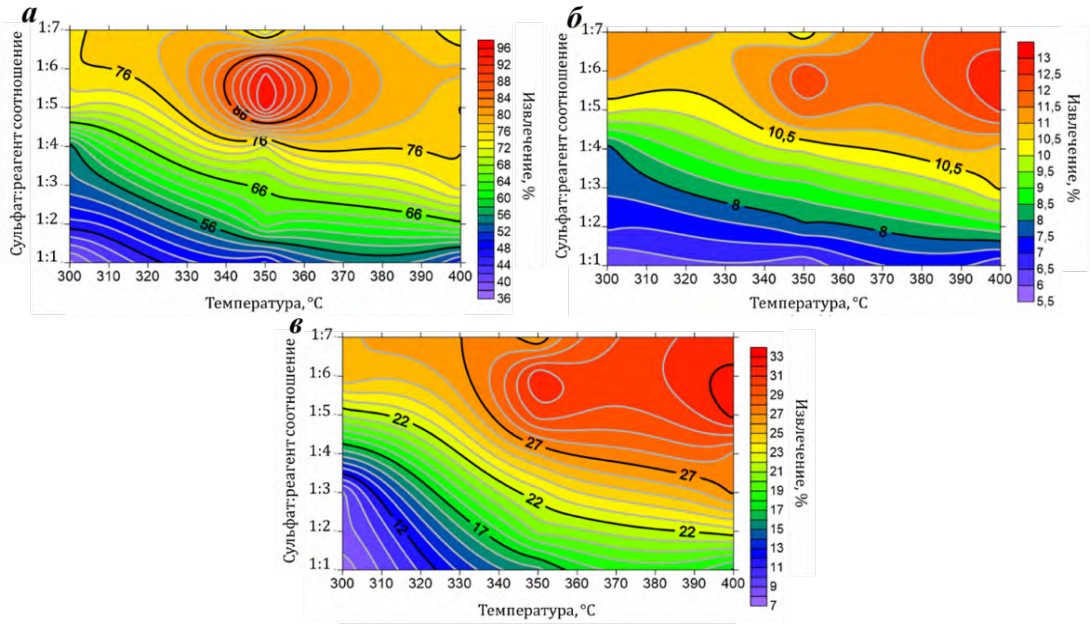


Рисунок - Извлечение никеля (а), меди (б) и кобальта (в) из шлаков в раствор

В процессе обжига шламов водоочистки в смеси с сульфатом аммония были получены следующие результаты. После обжига в интервале температур от 200 до 300°С извлечение металлов в раствор на стадии последующего водного выщелачивания не превышало 1 . При увеличении температуры обжига до 400°С (соотношение сырья и сульфата 1 : 2, продолжительность обжига 240 мин) было извлечено 26,2 % Ni 26 % Cu, 30,2 % Co.

Увеличение расхода сульфата аммония до массового соотношения 1:5 при том же режиме обжига позволило извлечь в раствор на стадии водного выщелачивания 50.1% Ni, 49.5% Cu и 51.8% Co. Это указывает на то, что в исследованных условиях система еще далека от термодинамического предела сульфатирования и процесс ограничивается доступностью сульфатирующего агента и/или кинетикой реакции в объеме частиц.

Recovery of non-ferrous metals from copper-nickel raw materials by low-temperature roasting in a mixture with ammonium compounds

Goryachev A.A., Makarov D.V.

A study was conducted on the efficiency of metal extraction from technogenic raw materials using low-temperature roasting in a mixture with ammonium sulfate. Nickel extraction from copper-nickel production slags reached 95.5%, while non-ferrous metal extraction from water treatment sludges was at the level of 50%.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ СТРАТЕГИЧЕСКИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ УГЛЕЙ ВОСТОЧНОГО ЗАБАЙКАЛЬЯ*

Размахнин К.К, Шумилова Л.В.

ФГБОУ ВО Забайкальский государственный университет, г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: constantin-const@mail.ru

Рассмотрен вопрос извлечения стратегических металлов из углей и золошлаковых отходов. Приведены результаты проведения научных исследований. Описана технология извлечения германия и золота из углей. Предложена технологическая схема извлечения золота из золошлаковых отходов.

Восточное Забайкалье, в частности Забайкальский край, входит в число регионов России богатых стратегическим минеральным сырьем, содержащим редкие и редкоземельные элементы, а также благородные металлы. К числу содержащихся в недрах Забайкалья редких элементов относятся: бериллий, литий, рубидий, цезий, ниобий, тантал, ванадий, рений, таллий, галлий, висмут, индий, селен, теллур, скандий, цирконий, гафний, торий, иттрий, германий, лантаноиды. Редкоземельные металлы, представленные в регионе: иттрий, лантан, церий. Следует отметить, что редкие и редкоземельные элементы широко распространены не только в рудах, но и в отходах горной промышленности, в частности, в отходах обогащения руд олово-полиметаллических и редкометалльных месторождений. Кроме того, стратегические металлы содержатся в углях некоторых достаточно крупных месторождений, которые также являются потенциальным сырьем для получения РМ и РЗМ. Вместе с тем, в связи с наличием в регионе Тарбагатайского германиеносного угольного месторождения с содержанием Ge на уровне 142 г/т (от 33,5 до 249 г/т по пластам), возникает возможность создания производственного кластера по получению (извлечению) данного стратегически важного элемента в промышленных масштабах.

Технология извлечения германия и других редких и благородных элементов из углей традиционно связана с их переработкой на объектах топливно-энергетического комплекса. Получаемые при сжигании угля зольные концентраты представляют собой исходное сырье для последующего извлечения германия, в частности, гидрометаллургическим методом.

Необходимо отметить тот факт, что при сжигании угля золото может переходить в газовую фазу в виде летучих соединений, что открывает возможности для его извлечения из газов сгорания. В этой связи, с целью оценки возможности извлечения стратегических металлов из углей были проведены исследования, включающие

* **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-20004, https://rscf.ru/project/26-17-20004/**

переработку угля в полукокс в специальной печи полукоксования с ретортой (разработка ООО «ТЕХИНЖИНИРИНГ», г. Краснокаменск, Забайкальский край), позволяющей обеспечить нагревание внутри камеры до 500-550 °С без доступа воздуха. Применяемая для сжигания углей печь полукоксования имеет схожий принцип действия с пиролизной печью. В результате получены два продукта: твёрдый горючий остаток (полукокс) и летучие продукты, содержащие редкие элементы и благородные металлы. При этом полукокс высоко востребован как бездымное твердое топливо (альтернатива углю), использование которого значительно снижает степень негативного воздействия на атмосферный воздух, а летучие продукты представляют собой коллективный концентрат редких и благородных металлов, в частности германия и золота. Летучая зола концентрируется в узле улавливания (рисунок 1).



Рисунок 1 - Узел улавливания печи полукоксования

Получаемый в процессе сжигания углей одного из крупнейших месторождений Забайкальского края полукокс имеет выход от массы угля (при сжигании 1 т) 65 % – 650 кг. Низшая теплота НТС составляет 5500 ккал/кг. При этом содержание золота в летучей золе находится на уровне 2 гр.

При сжигании углей (1 т) Тарбагатайского месторождения в узле улавливания печи полукоксования получен продукт с содержанием 202 г германия при его исходном содержании в угле 232 г/т.

Таким образом, центром создания кластера по извлечению германия из углей может быть рекомендовано Тарбагатайское месторождение, расположенное в Петровск-Забайкальском районе Забайкальского края и отличающееся достаточно богатыми запасами германиеносных углей.

В процессе проведения исследований также была изучена возможность извлечения золота из золошлаковых отходов. Среднее содержание золота в материале золошлакоотвала составило 100-120 мг/т.

Результаты исследований показали принципиальную возможность извлечения мелкого золота из отходов сжигания углей ТЭС с получением в процессе обогащения концентрата с содержанием до 50-80 г/т благородного металла. На основании полученных данных предложена технологическая схема извлечения золота из

золошлаковых отходов с применением оборудования, разработанного совместно с партнерами из научно-производственного сектора (рисунок 2).

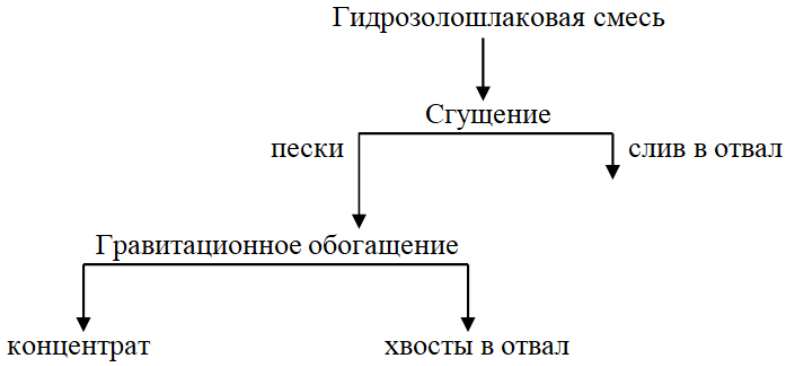


Рисунок 2 - Технологическая схема извлечения золота из золошлаковых отходов

Технология включает в себя сгущение гидрозолошлакосмеси с последующим обогащением получаемых песков гравитационными методами, в частности на сегрегационном концентраторе и спиральном тяжелосредном концентраторе. Также для данной цели может быть применима шлюзовая приставка ГГШ (гидравлический пассивный грохот), шлюзы мелкого наполнения.

Evaluation of the possibility of strategic metals extracting from coals of Eastern Transbaikalia

Razmakhnin K.K., Shumilova L.V.

The issue of extracting strategic metals from coal and ash and slag waste is considered. The results of scientific research are presented. A technology for extracting germanium and gold from coal is described. A process flow diagram for extracting gold from ash and slag waste is proposed.

БИОТЕХНОЛОГИЯ СЕЛЕКТИВНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КОЛЛЕКТИВНОГО Pb-Zn КОНЦЕНТРАТА С ПОЛУЧЕНИЕМ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО СВИНЦА И ТОВАРНОГО ЦИНКОВОГО ПРОДУКТА

Белый А.В.[1,2], Васюнина Н.В.[2], Дружинин К.Е.[2], Бакшеев С.П.[2], Дубова И. В.[2], Мадасова М.Д.[1,2], Крикунова Т.Р.[1,2]

[1] Международный научный центр исследований экстремального состояния организма, ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск Российская Федерация
[2] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация,
e-mail: belyiav52@gmail.com

В работе исследовалась возможность биоокисления коллективного свинцово-цинкового концентрата с целью селективного разделения цинкового продукта и свинцового. Показано, что в ходе бактериально-химического окисления концентрата, цинк селективно извлекается в раствор с высокой полнотой (90%), а свинец концентрируется в твердом остатке в виде сульфата (97%). Предложены варианты получения свинцового и цинкового промпродукта, а также металлического свинца и цинка.

Переработка труднообогатимых сульфидных промпродуктов, содержащих цинк и свинец, является актуальной задачей гидрометаллургии. Перспективным методом является бактериально-химическое окисление, позволяющее селективно вскрывать сульфидные минералы.

Целью работы являлось установление баланса распределения металлов (Zn, Pb, Fe) по фазам и определение последовательности фазовых превращений на основе экспериментальных данных о вещественном составе исходного и конечного продуктов, провести предварительные исследования по получению металлического свинца и цинкового промпродукта.

Объект исследования – промпродукт массой 150,0 г следующего состава (%): PbS – 24,98; ZnS – 34,29; $PbSO_4$ – 16,63; $FeCO_3$ – 8,24; Pb-ярозит – 7,03; SiO_2 – 8,83. Процесс проводили в кислой среде при pH 1,7. После завершения опыта масса кека составила 100,0 г. Конечный состав анализировали рентгенофазовым и химическим методами. Расчет баланса вели по абсолютным массам компонентов и ключевых элементов (Pb, Zn, Fe) с использованием стехиометрии реакций.

Анализ баланса масс показал полное растворение сидерита ($FeCO_3$), содержание которого снизилось с 12,36 г до 0 г. Количество PbS уменьшилось с 37,47 г до 1,06 г, а ZnS – с 51,44 г до 5,25 г. При этом масса $PbSO_4$ возросла более чем втрое: с 24,95 г до 73,39 г. Масса ярозита снизилась незначительно (с 10,55 г до 7,35 г). SiO_2 выступил в роли инертного компонента, его масса осталась практически неизменной.

Расчет по цинку показал, что из исходных 34,5 г Zn в составе ZnS в твердом остатке сохранилось лишь 3,5 г., следовательно, 30,98 г цинка (около 90 %) перешло в раствор, в форме сульфата. Анализ растворов биоокисления подтвердил этот выход цинка в жидкую фазу биопульпы.

Расчет по свинцу подтвердил его инертность в твердой фазе: общая масса Pb в системе сохранилась на уровне 52,8–53,3 г. Основное перераспределение произошло внутри твердой фазы: за счет окисления PbS (убыль 36,4 г) образовалось около 48,5 г нового $PbSO_4$, который и стал доминирующим минералом в кеке.

Расчет по железу выявил его дефицит в конечном продукте. Суммарное железо в исходном ($FeCO_3$ + ярозит) составляло 8,6 г, а в конечном (только ярозит) – 1,84 г. Таким образом, 6,76 г железа перешло в раствор, высвободившись при растворении сидерита и частичном разложении ярозита. На основании балансов и стехиометрии предложена следующая последовательность процессов:

– кислотное растворение:

$$FeCO_3 + H_2SO_4 \rightarrow FeSO_4 + CO_2\uparrow + H_2O \text{ (генерация } Fe^{2+}).$$

– бактериальная регенерация:

$$4Fe^{2+} + O_2 + 4H^+ \rightarrow 4Fe^{3+} + 2H_2O \text{ (получение окислителя).}$$

– окисление сульфидов трехвалентным железом:

$$ZnS + 8Fe^{3+} + 4H_2O \rightarrow Zn^{2+} + 8Fe^{2+} + SO_4^{2-} + 8H^+$$

$$PbS + 8Fe^{3+} + 4H_2O \rightarrow Pb^{2+} + 8Fe^{2+} + SO_4^{2-} + 8H^+$$

Осаждение свинца: $Pb^{2+} + SO_4^{2-} \rightarrow PbSO_4\downarrow$ (англезит), что объясняет накопление сульфата свинца в твердом остатке.

Окисление промежуточных продуктов:

$$H_2S + 2Fe^{3+} \rightarrow S^0 + 2Fe^{2+} + 2H^+; \qquad S^0 + 1.5O_2 + H_2O \rightarrow H_2SO_4,$$

что обеспечивает регенерацию кислоты.

Предложены варианты получения свинцового и цинкового промпродукта, а также металлического свинца и цинка. Биопульпа отфильтровывалась, кек бактериального окисления коллективного свинцово-цинкового концентрата, плавили с восстановлением свинца из окисленных соединений до металла. В качестве восстановителя применяли сульфидную серу исходного коллективного концентрата. В результате получали черновой металлический свинец, содержащий: 96,33 % Pb, 1,5 % Zn, 1,51 % Fe, 0,125 % Cu. Извлечение свинца на плавке составило 91,17-95,05 %.

Дальнейшие исследования будут направлены на оптимизацию реологических свойств шлака процесса высокотемпературного извлечения свинца. Фильтрат направлялся на гидролитическую очистку от примесей с последующим высаждением цинксодержащего кека. Выход железосодержащего продукта после гидролитического осаждения составил 4 кг/м^3 фильтрата биовыщелачивания, с извлечением железа в кек на уровне 92 %. Цинк высаживали осадителем тяжелых металлов Flotent MSB, выход цинкосодержащего продукта составил 10,1 кг/м^3 с содержанием цинка в нем выше 65 % при извлечении цинка в цинкосодержащий продукт 70 %, железа – 7,2 %. Далее цинковый продукт может быть направлен на производство цинка или цинкосодержащей продукции (к примеру, цинковых белил). Раствор после высаждения цинка являлся оборотным и направлялся далее в голову процесса с доведением уровня pH свежей кислотой.

Таким образом, в ходе бактериально-химического окисления коллективного Pb-Zn концентрата цинк селективно извлекался в раствор с высокой полнотой (90 %), а свинец концентрировался в твердом остатке в виде сульфата (97 %). Из селективно выделенных промпродуктов, содержащих свинец и цинк, в лабораторных условиях получен металлический свинец и товарный цинковый промпродукт. Полученные данные предварительные и могут быть улучшены при оптимизации параметров реакционной плавки и гидрометаллургического извлечения цинка из продуктивного раствора. Результаты исследований могут быть использованы для разработки промышленных схем получения металлического свинца и гидрометаллургической схемы получения цинкового продукта или металлического цинка.

Biotechnology of selective processing of collective Pb-Zn concentrate with the production of metallic lead and commercial zinc product

Belyi A.V., Vasyunina N.V., Druzhinin K.E., Baksheev S.P., Dubova I.V., Madasova M.D., Krikunova T.R.

The paper investigated the possibility of biooxidation of a collective lead-zinc concentrate in order to selectively separate the zinc product and the lead product. It is shown that during the bacterial-chemical oxidation of the concentrate, zinc is selectively extracted into a solution with high completeness (90%), and lead is concentrated in the solid residue in the form of sulfate (97%). Options for the production of lead and zinc industrial products, as well as metallic lead and zinc, are proposed.

БАКТЕРИАЛЬНОЕ ОКИСЛЕНИЕ АРСЕНОПИРИТ-ПИРИТНОГО КОНЦЕНТРАТА: РАСПРЕДЕЛЕНИЕ МЫШЬЯКА И ЖЕЛЕЗА МЕЖДУ ЖИДКОЙ И ТВЕРДОЙ ФАЗАМИ

Белый А.В.[1,2], Рассказова А.В.[3]

[1] Международный научный центр исследований экстремального состояния организма, ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: belyiav52@gmail.com*
[2] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация,
[3] ФГБУН «Хабаровский федеральный исследовательский центр» Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация,

В работе исследовалось биоокисление арсенопирит-пиритного концентрата с целью удаления мышьяка, за счет биодеградации арсенопирита. На основе экспериментальных данных проведен анализ фазовых превращений минералов и установление баланса распределения мышьяка при бактериальном окислении арсенопирит-пиритного концентрата.

Переработка сульфидных концентратов, содержащих арсенопирит, сопряжена с необходимостью удаления мышьяка для повышения экологической безопасности хвостов и улучшения технологических показателей последующего извлечения ценных компонентов. Бактериальное окисление является эффективным методом деструкции арсенопирита, однако продукты окисления могут переосаждаться, формируя вторичные минеральные фазы.

Целью работы являлось изучение распределения железа и мышьяка при бактериальном окислении арсенопирит-пиритного концентрата и оценка форм нахождения элементов в твердом остатке (кеке).

Исходный объект — сульфидный концентрат сложного состава (таблица).

Таблица 1 - Состав исходного концентрата и кека биоокисления

Продукт	FeAsS	FeS_2	SiO_2	$FeCO_3$	$CuFeS_2$	Fe_2SnS_4	$ZnSnAs_2$
Исходный, %	38,08	44,63	7,75	6,04	3,5	-	-
После БО, %	-	40,79	11,07	-	3,5	2,56	1,08

Бактериальное окисление проводили в периодическом режиме при плотности пульпы 100 г/л. Минеральный состав исходного концентрата и продукта окисления (кека) определяли методом рентгенофазового анализа (РФА). Массу навесок фиксировали гравиметрически. Концентрации Fe и As в растворе определяли атомно-абсорбционным методом. Баланс элементов рассчитывали стехиометрическим методом.

В результате бактериального окисления исходная масса твердой фазы снизилась со 100 г/л до 70 г/л. РФА подтвердил полное окисление арсенопирита (FeAsS) — в кеке данная фаза отсутствовала. Содержание пирита (FeS_2) снизилось с 44,63 % до 40,79 % от массы кека, сидерит ($FeCO_3$) полностью растворился. В кеке зафиксировано образование новых фаз: Fe_2SnS_4 и $ZnSnAs_2$, а также присутствие значительного количества рентгеноаморфных соединений.

Расчет баланса показал, что исходное содержание железа в концентрате составляло 37,93 г/л. В раствор перешло 17,6 г/л Fe, в твердой фазе осталось 20,33 г/л Fe. Исходное содержание мышьяка – 17,52 г/л. В раствор перешло 11,4 г/л As, в твердой фазе осталось 6,12 г/л As. Таким образом, степень перевода мышьяка в раствор составила 65 %, степень удаления железа из твердой фазы – 46 %.

Остаточный мышьяк (6,12 г/л), в твердой фазе, присутствует исключительно во вторичных соединениях.

Стехиометрическое моделирование показало, что основным минералом-носителем является скородит ($FeAsO_4 \cdot 2H_2O$). Расчетная масса скородита составила 18,85 г/л, что соответствует 4,57 г/л связанного железа. Оставшееся железо во вторичных фазах (1,12 г/л) вероятно входит в состав ярозита ($KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$) расчетной массой ~2,9 г/л.

Суммарная масса идентифицированных первичных минералов в кеке составила 41,30 г/л. Общая масса вторичных фаз, рассчитанная как разница между фактической массой кека (70 г/л) и остаточными первичными минералами, равна 28,7 г/л. Расчетные массы скородита и ярозита (суммарно ~21,8 г/л) хорошо согласуются с этой величиной. Разница (~7 г/л) может быть объяснена присутствием аморфного кремнезема (продукт растворения сидерита), гипса или гидратированных оксидов железа, которые не детектируются РФА в кристаллической форме.

На основании выполненных исследований и балансовых расчетов можно сделать следующие выводы:

Бактериальное окисление обеспечило полную деструкцию арсенопирита с переводом 65 % мышьяка в раствор. Оставшийся в твердой фазе мышьяк (35 %) зафиксирован в виде вторичных минералов, преимущественно скородита, что свидетельствует о протекании процессов переосаждения.

Составлено стехиометрическое описание ключевых реакций окисления

(арсенопирит, пирит, сидерит) и вторичного минералообразования (скородит, ярозит).

Выявлено значительное количество рентгеноаморфных вторичных фаз (около 28% от массы кека), что указывает на необходимость учета их влияния на экологическую стабильность хвостов и технологические показатели извлечения ценных компонентов.

Процесс эффективен для вскрытия арсенопирита, но требует контроля условий осаждения для управления формой нахождения As в твердом остатке.

Полученные данные свидетельствуют о необходимости учета процессов вторичного минералообразования при оценке экологической безопасности хвостов биогидрометаллургической переработки сульфидных концентратов, содержащих мышьяк. Формирование скородита, обладающего высокой устойчивостью в кислых средах, может рассматриваться как позитивный фактор с точки зрения стабилизации мышьяка в твердой фазе.

Bacterial oxidation of arsenopyrite-pyrite concentrate: distribution of arsenic and iron between the liquid and solid phases

Bely A.V., Rasskazova A.V.

In this work, the biooxidation of arsenopyrite-pyrite concentrate was studied in order to remove arsenic, due to the biodegradation of arsenopyrite. On the basis of experimental data, the analysis of phase transformations of minerals and the establishment of the balance of arsenic distribution during bacterial oxidation of arsenopyrite-pyrite concentrate were carried out.

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ МЕДЛЕННОГО ОХЛАЖДЕНИЯ НА СТРУКТУРУ МЕДНОГО НИКЕЛЬСОДЕРЖАЩЕГО ШЛАКА

Иванова Е.А,[1], Озеров С.С.[1], Пахомов Р.А.[1], Богатырев Д.М.[1], Воронин К.Е.[2], Малахов П.В.[2]

[1] ООО «Институт Гипроникель», Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: IvanovaElAn@nornik.ru
[2] ЗФ ПАО «ГМК «Норильский никель», г. Норильск, Российская Федерация

Проведено исследование процесса медленного охлаждения медных никельсодержащих шлаков печей Ванюкова Медного завода ПАО «ГМК «Норильский никель» с целью оптимизации комплексной задачи их последующего флотационного разделения.

Пирометаллургическое производство меди, как известно, характеризуется значительным количеством обращающихся плавильных и конвертерных шлаков, приходящихся на единицу товарной продукции [1]. В этой связи, особое значение имеет вопрос переработки таких шлаков с целью снижения безвозвратных потерь цветных металлов. Одним из наиболее распространенных способов обеднения

плавильных медных шлаков является их флотационное разделение.

Эффективность флотационного разделения шлака и показатели извлечения ценных компонентов в концентрат флотации зависят от множества факторов, включающих, например, условия охлаждения и кристаллизации шлака, параметры предварительной механической подготовки (дробления, измельчения), реагентный режим флотации.

При этом, все указанные операции могут иметь различные параметры для каждого отдельно взятого производства и учитывать ряд каких-либо индивидуальных особенностей последнего, к примеру, состав перерабатываемых концентратов или флюсовой режим плавки.

В то же время, вне зависимости от состава обедняемого шлака, наибольшее влияние на качество разделения сульфидно-металлической фазы шлака от его основы будут оказывать условия медленного охлаждения как начальной стадии всей технологии обеднения шлака.

Обзор научно-технической литературы показал отсутствие консолидированного научного и научно-практического мнения о необходимых условиях охлаждения медных плавильных шлаков.

Согласно мнению авторов [2–4], наиболее подходящей скоростью охлаждения шлаков в области температур 1250–900 °С является 5–10 °С/ч.

Однако, ряд авторов [5–7] указывает, что в данном температурном диапазоне достичь нужной сепарации находяшихся в шлаке фаз можно при более высоких скоростях охлаждения – 60–180 °С/ч.

Причиной сложившего дуализма мнений по вопросу скорости медленного охлаждения, вероятно, является различие в физико-химических характеристиках исследуемых медных шлаков.

Образующиеся на Медном заводе Заполярного филиала ПАО «ГМК «Норильский никель» шлаки помимо Cu содержат Ni и Co, что представляет собой существенное их отличие от рассмотренных в литературном обзоре материалов. Это обуславливает необходимость исследования процесса охлаждения медных никельсодержащих шлаков Медного завода с целью идентификации скорости охлаждения, требуемой для реализации наиболее эффективного последующего флотационного разделения данного шлака.

Для проведения лабораторных исследований использовали рядовой шлак печей Ванюкова Медного завода содержащий, в среднем, 0,78 %масс. Cu, 0,22 %масс. Ni и 0,06 %масс Co.

Медленное охлаждение исследуемого шлака проводилось в температурном диапазоне от 1300 °С до 850 °С с интервалом 50°С со скоростями 90°С/ч и 10 °С/ч, принятыми на основании обзора научно-технической литературы. Все полученные

шлаки закаливались и исследовались методами РЭМ-РСМА.

Полученные результаты лабораторных исследований показали, что медленное охлаждение медных никельсодержащих шлаков в интервале температур 1150-1050 °С приводит к увеличению объемной доли и крупности сульфидно-металлических включений в структуре шлака, а также росту крупности шпинельных составляющих. Образующаяся здесь крупнозернистая структура шлака будет способствовать повышению качества разделения сульфидно-металлической и шлаковой фаз.

Помимо прочего, снижение скорости охлаждения исследуемого шлака способствует увеличению объемной доли сульфидно-металлических включений, а также концентрированию практически всего объема меди в сульфидно-металлических включениях с одновременным увеличением доли перешедшего в них никеля.

Таким образом, полученные эмпирические данные позволили установить необходимость медленного охлаждение медного никельсодержащего шлака печей Ванюкова Медного завода со скоростью, не превышающей 10°С/ч.

Рекомендуемая скорость охлаждения позволяет получить крупнозернистую структуру шлака с одновременным концентрированием основной массы цветных металлов (Cu, Ni) в извлекаемой сульфидно-металлической фазе.

Список использованных источников

1. Газалеева Г.И. и др. Проблемы и инновационные решения в обогащении техногенного сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. – №1. – С. 257-272
2. Huang Hongjun [et al.] Hydrophobic surface of copper from converter slag in the flotation system // International Journal of Mining Science and Technology. 2013. – Vol. 23. – № 4. – P. 613–617.
3. Мамонов С.В. и др. Совершенствование технологии переработки отвальных шлаков медеплавильного производства // Обогащение руд. 2018. – №1. – С. 38– 42.
4. Таужнянская З.А. Технология извлечения металлов из шлаков, отвальных хвостов обогатительных фабрик и шлаков металлургического производства за рубежом. – М. : Цветметинформация, 1978. С. 42, 45–47.
5. Tsunazawa Y. Crystal formation and growth by slow cooling for recovery of magnetite particles from copper smelting slag //Mineral Processing and Extractive Metallurgy. – 2018. – 128. 1-8.
6. Zhengqi Guo [et al.] Improving Beneficiation of Copper and Iron from Copper Slag by Modifying the Molten Copper Slag // Metals. 2016. Vol. 6. No. 8.
7. Yazawa A. Distribution of various elements between copper, matte and slag // Erzmetall. 1980. – Vol. 33. – № 7/8. – P. 377-382.

The influence of slow cooling rate on the structure of copper nickel-bearing slags

Ivanova E.A., Ozerov S.S., Pakhomov R.A., Bogatyrev D.M., Voronin K.E., Malakhov P.V.

The process of slow cooling of copper nickel-bearing slags of Vanyukov furnace of the Copper Smelter (Nornickel Company) was researched with the goal of complex optimization task further flotation separation process.

МИКРО-НАНОЗОЛОТО СУЛЬФИДНЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ СУХОЕ: ФОРМЫ НАХОЖДЕНИЯ, МЕТОДЫ КОНЦЕНТРИРОВАНИЯ И КОЛИЧЕСТВЕННОГО АНАЛИЗА*

Дмитриева Е.Э.[1], Иванников С.И.[1], Молчанов В.П.[2], Медков М.А.[1]

[1] ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения РАН,
г. Владивосток, Российская Федерация, , *e-mail: eled@list.ru*

[2] ФГБУН Дальневосточный геологический институт Дальневосточного отделения РАН,
г. Владивосток, Российская Федерация

Исследованы возможности концентрирования золота в упорных золото-мышьяковистых рудах месторождения Сухое методом вскрытия при взаимодействии с бифторидом и сульфатом аммония. Разработан подход к количественному определению золота и мышьяка методом Cf-ИНАА.

Юг Дальнего Востока входит в число наиболее старых районов золотодобычи России. В настоящее время золотопромышленный потенциал региона практически полностью исчерпан. В этой связи возрастает актуальность изучения выявленных ещё в 60–70-х годах прошлого века рудопроявлений и пунктов минерализации, признанных по тем временам малоперспективными. Одним из таких объектов является месторождение Сухое, в рудных образованиях которого, установлено, что золото присутствует в микро-наноразмерной («невидимой») форме [1], не выявляемой оптической или сканирующей электронной микроскопией.

Научный и практический интерес к проявлениям золотой минерализации такого типа обусловлен тем, что «невидимое» золото широко распространено в крупных месторождениях прожилково-вкрапленных (упорных) руд Урала (Воронцовское), Енисейского кряжа (Олимпиадненское, Ведуга), Северо-Востока (Нежданинское, Наталкинское, Майское, Павлик и др.), Казахстана (Бакырчик, Суздальское, Большевик) и т.д. Присутствие микро-нанозолота существенно снижает степень извлечения металла, который при промышленной переработке руд традиционными методами в значительной мере уходит в отходы.

В этих условиях для разработки технологической схемы извлечения полезных компонентов из упорных руд месторождения Сухое ключевое значение приобретает детальное изучение форм нахождения золота, а также разработка эффективных методов концентрирования и его количественного определения, что послужило

* **Исследования технологии разложение сульфидных руд и анализа концентраций золота методом ИННА выполнены за счет государственного задания ФГБУН Института химии ДВО РАН, тема № FWFN (0205)-2025-0002. Изучение минералогии и геохимии проб выполнено за счет государственного задания ФГБУН Геологического института Дальневосточного отделения российской академии наук (рег. номер № 125033104605-6).**

основанием для настоящего исследования.

В качестве реагентов для концентрирования золота использовали сульфат аммония $(NH_4)_2SO_4$ и бифторид аммония NH_4HF_2 марки «хч». По данным минералогического и рентгенофазового анализа проба арсенопиритового концентрата (АК) представлена преимущественно арсенопиритом (FeAsS), золотом Au и кварцем.

С целью уточнения форм нахождения золота и оценки возможности его количественного определения в упорных сульфидных рудах месторождения Сухое в работе исследованы подходы к вскрытию АК с применением бифторида аммония и его смеси с сульфатом аммония. Выбор данных реагентов обусловлен их способностью эффективно разрушать минеральную матрицу и концентрировать золото в остаточных фазах, доступных для последующего анализа. В основе методического подхода лежат схемы разложения минерального сырья, ранее разработанные и апробированные авторами [2], что обеспечило сопоставимость и воспроизводимость полученных результатов.

Количественное определение золота выполняли методом инструментального нейтронно-активационного анализа (ИННА) с радионуклидным источником ^{252}Cf (Cf-ИНАА) на экспериментальной установке, разработанной в Институте химии ДВО РАН [3].

При взаимодействии АК с бифторидом аммония происходит вскрытие минералов, входящих в его состав, с образованием растворимых фторокомплексных соединений. При обработке АК смесью бифторида и сульфата аммония также образуются растворимые сульфатные соединения [2]. Оба подхода обеспечивают эффективное вскрытие минеральной матрицы и концентрирование золота при последующем выщелачивании раствором азотной кислоты (таблица). Исходное содержание полученное по методике ИНАА в АК было As 113000г/т и Au 84,3г/т.

Таблица - Результаты определения As и Au в золотоносном арсенопирите

Реактивы для концентрирования	Масса нерастворимого осадка, г	Содержание в нерастворимом остатке, г/т		Извлечение, %	
		As	Au	As	Au
смесь NH_4HF_2 и $(NH_4)_2SO_4$	0,0226	11500	63100	0,011	82
NH_4HF_2	0,0278	165580	22875	0,61	~100

При использовании смеси бифторида и сульфата аммония масса образца после выщелачивания и прокаливания уменьшилась в 916 раз, тогда как при вскрытии только бифторидом аммония с последующими выщелачиванием и прокаливанием в 239 раз. По данным ИНАА концентрация золота в первом случае увеличилась в 748 раз, а во втором в 271 раз. Такое несоответствие результатов ИНАА и расчетов концентрирования по убыли массы можно объяснить в первом случае потерями золота

при сжигании фильтра, а во втором случае, как будет показано ниже, комптоновским эффектом.

При определении золота методом Cf-ИНАА в мышьяксодержащих пробах возможны аналитические интерференции. Золото определяют ^{198}Au (T½ = 2,67 суток; Eγ = 411,8 кэВ), мышьяк - по ^{76}As (T½ = 1,094 суток; Eγ = 559,1 кэВ). Прямого перекрытия γ-линий нет, однако комптоновское рассеяние излучения ^{76}As повышает фон в области 411,8 кэВ, что может приводить к завышению результатов и требует учёта фона или спектральной деконволюции. Эффект особенно значим при низких концентрациях Au или высоком содержании As [4]. Кроме того, повышенные концентрации мышьяка могут снижать плотность потока тепловых нейтронов в образце из-за захвата ^{75}As ($\sigma \approx 4{,}3$ барн), что уменьшает эффективность активации золота и может приводить к занижению его содержания [5].

Снижение влияния мышьяка возможно несколькими способами: Оптимизация времени облучения и выдержки; применение эпитеплового НАА (ЭИНАА) с кадмиевым фильтром; применение систем активного подавления комптоновского излучения [4, 6]. С учётом этого наиболее надёжным остаётся предварительное химическое разделение, при котором золото селективно отделяют от матричных элементов (включая мышьяк), что практически устраняет интерференции и повышает точность и чувствительность анализа.

Реализация предварительного химического концентрирования после вскрытия проб смесью бифторида и сульфата аммония позволила существенно снизить фоновую составляющую в области γ-линии золота.

Удаление матричных компонентов, прежде всего мышьяка, привело к уменьшению комптоновского фона. В результате интенсивность фонового сигнала снизилась в 13,5 раза, что обеспечило уменьшение предела обнаружения золота более чем в 3,5 раза. При этом схема разложения и выделения золота не сопровождалась его потерями, что подтверждается сохранением аналитического сигнала и воспроизводимостью результатов.

Установлено, что золото рудопроявления Сухое связано преимущественно с арсенопиритом и присутствует в микро- и наноразмерной («невидимой») форме. Показана эффективность вскрытия арсенопиритового концентрата бифторидом аммония и его смесью с сульфатом аммония.

Разработана методика определения концентраций золота в присутствии мышьяка с применением метода Cf-ИННА. Показано, что предварительная химическая обработка после вскрытия проб позволяет снизить фоновую составляющую в области γ-линии ^{198}Au без потерь аналита. Снижение предела обнаружения золота открывает возможности для вовлечения в переработку руд с низкими концентрациями металла.

Список использованных источников

1. Молчанов В.П. и др. «Невидимое» золото минерализованных зон Южного Приморья (рудопроявление Сухое) // Вестник ДВО РАН. 2023. – № 4. – С. 82-91.
2. Medkov M.A. [et al.] Integrated Processing of Gold-Containing Raw Materials Using a Mixture of Ammonium Bifluoride and Ammonium Sulfate // Theoretical Foundations of Chemical Engineering. 2025. – V. 59. – № 1. – P. 168–173.
3. Ivannikov S.I. [et al.] Determination of Strategic Metals in Graphitic Formations by the Methods of Neutron Activation Analysis with a Californium Source // Inorganic Materials. 2024. – V. 60. № 3. – P. 317-327
4. Музафаров А.М. и др. Анализ золота и сопутствующих элементов в ионообменных смолах с помощью инструментального нейтронно-активационного метода // ГИАБ. 2021. – №. 3-1. С. 110-118.
5. Baghdadi M.Y. [et al.] Quantitative evaluation of Cyanogenic elements for gold extraction in Amesmessa deposit by Neutron Activation Analysis // Research Square (PrePrint). – 2025.
6. Hildén T. [et al.] Novel Compton suppression equipment in γ-ray spectrometry with list mode data acquisition // Applied Radiation and Isotopes. 2023. – V. 193. – P. 110668.

Micro-nano gold of the Sukhoe sulfide ore deposit: finding forms, concentration and quantitative analysis methods

Dmitrieva E.E., Ivannikov S.I., Molchanov V.P., Medkov M.A.

Gold concentration potential in refractory gold-arsenic ores from the Sukhoe deposit was investigated using a decomposition method involving ammonium bifluoride and ammonium sulfate. An approach to the quantitative determination of gold and arsenic using the Cf-INAA method has been developed.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ВОЗДЕЙСТВИЙ УЛЬТРАЗВУКА В КОМПЛЕКСЕ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ГАЗОВОДНОЙ ЭМУЛЬСИИ НА ПРОЦЕСС ФЛОТАЦИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Воронова О.В., Киенко Л.А.

ФГБУН Хабаровский ФИЦ Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: olya-vo@mail.ru*

Показана возможность существенного повышения эффективности технологи извлечения флюорита из техногенного сырья с использованием комбинированной схемы, включающей использование ультразвуковых воздействий и электрохимических методов подготовки водной фазы.

В настоящее время в оборот все более широко вовлекаются вторичные техногенные источники полезных ископаемых с целью получения качественных товарных продуктов. Все отходы горно-обогатительного производства находятся на поверхности, залегают компактно и, соответственно, не требуют больших затрат на добычу, отпадает трудоемкий и дорогостоящий процесс.

Объем хвостов обогащения флюоритовых руд Ярославской горнорудной

компании (ЯГРК) оценивается более чем в 30 млн. т.

Подготовка вторичного сырья к процессу обогащения флотационным методом на начальной стадии должна основываться на оценке доступности элементов кристаллической решётки минералов для контакта с флотационной средой. Одним из эффективных методов воздействий на поверхностные минеральные структуры является ультразвуковая обработка. По данным исследований Аграната Б.А. и др. [1] действие ультразвука весьма многогранно и может обеспечить широкий спектр различных преобразований. Использование ультразвука способствует снятию с продуктивных частиц налипших тонких шламов, очистке дефектканалов, разделению агрегатов тонких частиц [2]. Возникающие в результате ультразвукового воздействия и кавитационных процессов дефекты кристаллической решётки с образованием «свежей», структурно шероховатой минеральной поверхности относятся к факторам, обеспечивающим прочность и селективность адсорбции собирателей.

Исследования проводились на пробе усредненных технологических хвостов, отобранных из массива хвостохранилища ЯГРК, с содержанием флюорита 17,3 %, кальцита 10,96 % (ХВФ-7).

Процесс осуществлялся с применением ультразвуковой установки ИЛ100-6. Рабочая частота ультразвука – 22 кГц. Время обработки (7 минут) было выбрано на основании ранее проведенных исследований [3].

Обработанный ультразвуком материал подвергался флотационному обогащению по схеме, включающей основную флюоритовую флотацию и восемь перечисток пенного продукта. В результате получен концентрат с содержанием CaF_2 94,82 % при извлечении 57,1 %.

Основные потери флюорита связаны с наличием большого объема тонких фракций. Для успешного их извлечения в пенный продукт необходимо насыщение пульпы достаточным количеством воздушной фазы. Одним из путей эффективного повышения концентрации в пульпе воздушных пузырьков является использование в процессе газоводной эмульсии, подготовленной методом ЭХО [4, 5].

Подготовка газоводной эмульсии осуществлялась в электролизёре. Исследования проводились с использованием трёх вариантов подготовки газоводной эмульсии католита, анолита и биэлектролита. При разделении камеры аппарата мембраной, по разные её стороны продуцировался католит и анолит.

Получение биэлектролита производилось в безмембранном варианте аппарата. Для приготовления эмульсии использовался слабый раствор соды кальцинированной (0,05 г/л), либо фторида аммония (0,02 г/л).

На рисунке 1 представлены сравнительные результаты экспериментов, отражающие влияние на процесс флотации флюорита ультразвуковой обработки пульпы в сочетании с подачей в перечистки воды, подготовленной электрохимическим

способом. Полученные данные свидетельствуют о существенном влиянии включенных в схему факторов воздействия на процесс флотации.

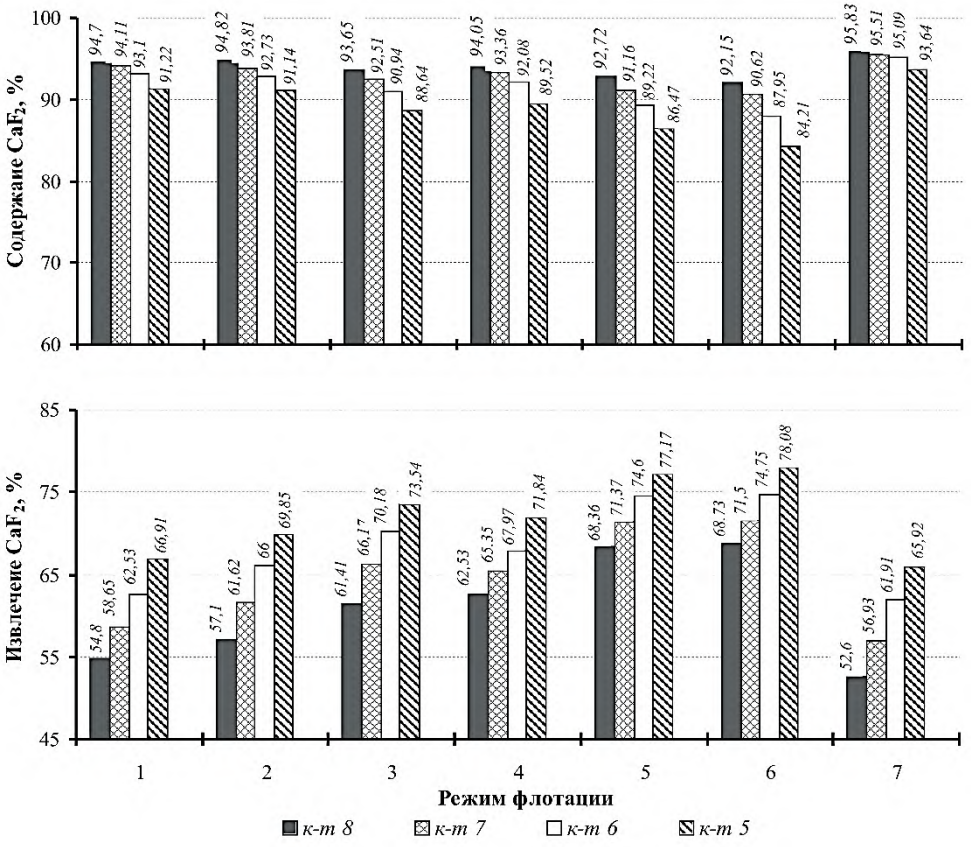


Рисунок 1 – Влияние ультразвуковой обработки в различных сочетаниях её с использованием газоводной эмульсии на результаты флотации:

1 – флотация флюорита без обработки материала; 2 – ультразвуковая обработка (УЗО) материала перед измельчением; 3 – ультразвуковая обработка перед измельчением, подача в перечистки католита; 4 – ультразвуковая обработка перед измельчением, подача в перечистки католит +биэлектролит (1:1); 5 – ультразвуковая обработка перед измельчением, подача в перечистки биэлектролита; 6 – ультразвуковая обработка перед измельчением, подача в перечистки анолита; 7 – ультразвуковая обработка перед измельчением, подача в перечистки биэлектролита с добавлением NH_4F

Подача газоводной эмульсии в перечистные операции сопровождается, как показывают результаты исследований, заметным ростом извлечения флюорита в концентрат: с 54,8 % в экспериментах с подачей в перечистки обычной воды (режим 1) до 68,36 % с использованием биэлектролита (режим 5). Однако при этом происходит снижение качества полученных концентратов за счёт роста массовой доли кальцита (с 0,59 % до 0,98-2,75 %). Существенно более высокое качество концентратов получено в экспериментах с добавлением в биэлектролит фторида аммония (режим 7). В концентратах 6-7 перечисток массовая доля флюорита составляла 95,09-95,51 %. Извлечение в концентрат шестой перечистки составило 61,9 %.

Важно заметить, что содержание двуокиси кремния, во всех экспериментах с применением газоводной эмульсии заметно снизилось (на 0,48-0,6 %). Строгий контроль содержания SiO_2 во флюоритовых концентратах является одним из ключевых требований потребителей, т.к. при последующей химической переработке двуокись кремния отрицательно влияет на эффективность процесса [6, 7].

Как известно при ЭХО воды электролитическая диссоциация её молекул обеспечивает формирование ионов гидроксония и гидроксил-ионов, которые активно влияют на процессы формирования плёночной воды на границе раздела фаз [8]. Атомы кислорода, которые находятся в верхних слоях гидрофильных минералов (в том числе кремний-кислородных соединений) образуют с ионами водорода, контактирующих с ними слоёв воды, относительно прочные водородные связи. Повышение за счёт этого гидрофильности силикатно-слюдистых минералов, является фактором, снижающим флотируемость силикатов, и соответственно, снижения содержания в концентратах SiO_2. Полученные результаты свидетельствуют о перспективности совместного применения в технологии обогащения ультразвуковых воздействия и электрохимической обработки водных растворов, используемых для разбавления пульпы в перечистках.

Список использованных источников

1. Агранат Б.А. и др. Основы физики и техники ультразвука. М.: Высшая школа, 1987. 352с.
2. Ерёмин Ю.П. и др. О перспективах использования воздействия вибрационных и акустических колебаний на процессы флотации // Обогащение руд. 1981. №3. С. 24-28.
3. Киенко Л.А. и др. Исследование влияния ультразвуковых воздействий на селективность флотации при обогащении отходов производства Ярославской горнорудной компании // ФТПРПИ. 2019. № 4. С. 174−181.
4. Секисов А.Г. и др. Фотохимические и электрохимические процессы в геотехнологии. Чита: ЗабГУ, 2019. 306 с.
5. Киенко Л.А. и др. Оценка особенностей кинетики флотации кальциевых минералов при вторичном обогащении флюоритсодержащего сырья // ФТПРПИ. 2024. № 5. С. 163−170.
1. 6 Киенко Л.А. и др. Особенности флотации техногенного сырья с использованием методов комбинированной обработки пульпы // Горный журнал. 2024. № 6. С. 88−92.
6. Киенко Л.А. и др. Пути повышения качественного состава флюоритовых концентратов при вторичном обогащении техногенного сырья // ФТПРПИ. 2022. № 6. С. 150−159.
7. Чантурия В.А. и др. Исследование условий формирования пузырьков газа в процессе электролитической флотации // ФТПРПИ. 2019. № 3. С. 80-86.

Study of the effect of ultrasonic impacts in a complex using gas-wire emulsion on the flotation process of technogenic raw materials

Voronova O.V., Kienko L.A.

The article demonstrates the possibility of significantly increasing the efficiency of fluorite extraction from technogenic raw materials using a combined scheme that includes the use of ultrasonic effects and electrochemical methods for preparing the aqueous phase.

СРАВНЕНИЕ КОМБИНИРОВАННЫХ СХЕМ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦИНКА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ*

Копылова А.Е., Рассказова А.В.
Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН,
г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: gustavkat@mail.ru*

В исследовании рассматриваются две комбинированные флотационно-гидрометаллургические схемы извлечения цинка из техногенного минерального сырья: со стадией флотации на первом этапе и со стадией предварительного выщелачивания. Для минерального сырья с преобладанием сульфидного цинка предпочтительна первая схема, обеспечивающая сквозное извлечение цинка 85 %.

В результате многолетней деятельности горнодобывающих предприятий накоплены значительные объемы техногенных отходов, преимущественно представленных хвостами обогащения. Объемы накопленных отходов сопоставимы с запасами первичных руд, что позволяет рассматривать хвостохранилища как потенциальные техногенные месторождения цветных и редких металлов [1-3].

Флотация остается основным методом переработки сульфидных и смешанных цинксодержащих руд, позволяя получать кондиционные концентраты с минимальными энергозатратами по сравнению с гидрометаллургией. Однако, при переработке техногенных материалов возникает проблема в виде окисления поверхности минеральных частиц под воздействием атмосферных факторов, что снижает их флотируемость. На практике для активации окисленных поверхностей применяется процесс сульфидизации с последующей флотацией ксантогенатами. Современные исследования [4, 5] показывают, что предварительная механохимическая активация повышает контрастность флотационных свойств сульфидных и окисленных частиц, увеличивая извлечение цинка в концентрат по сравнению с традиционными режимами измельчения.

Гидрометаллургическая переработка цинксодержащего сырья, в частности сернокислотное выщелачивание, позволяет извлекать цинк непосредственно в раствор, минуя стадию обогащения. Этот подход особенно эффективен для сырья с преобладанием окисленных форм цинка, которые плохо флотируются даже после сульфидизации [6, 7].

Флотационные и гидрометаллургические методы извлечения обычно изучаются раздельно; комплексный подход, предполагающий исследование их совместного

*Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья» ХФИЦ ДВО РАН, финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2025-621

применения в комбинированных схемах, встречается в научной литературе значительно реже.

В данном исследовании будут рассмотрены варианты схем извлечения Zn как с первоочередной флотацией, так и с опережающим выщелачиванием. Применительно к техногенному сырью флотация на первом этапе решает задачу селективного выделения легкообогатимых сульфидных форм цинка (сфалерит, вюрцит, марматит), которые могут направляться на пиро- или гидрометаллургический передел без дополнительного окисления. Первоочередное выщелачивание окисленных форм цинка обеспечит удаление труднофлотируемых форм цинка и вывод из минеральной массы ионов железа, оказывающих негативное влияние на процесс флотации [8].

Материалом для исследования процессов извлечения являются лежалые хвосты флотации полиметаллических свинцово-цинковых руд. Содержание цинка в хвостах составляет 0,7-0,8 %. Выполнено определение соотношения окисленных и сульфидных форм цинка, согласно чему установлено, что в хвостах содержится 27,1-27,5 % окисленных форм цинка и 72,5–72,9 % сфалерита. Исследуемый материал предварительно доизмельчается в лабораторной планетарной мельнице в растворе медного купороса до крупности ~ 95 % класса 71 мкм. Флотационные исследования проводили на навесках массой 100 г в камере флотационной машины ФМЛ-1, Т : Ж = 1 : 5. В качестве собирателя применялся бутиловый ксантогенат натрия, в качестве депрессора – жидкое стекло, вспениватель – Т-80, регулятор среды – гидроксид натрия 20 % подавался в камеру до необходимого уровня pH.

Гидрометаллургическое извлечение Zn осуществлялось растворами серной кислоты с применением окислителей [9]. Для реализации внутрипорового диффузионного выщелачивания минеральный материал пропитывался активированными растворами серной кислоты, содержащей окислители (ионы Fe^{3+}/O_3) и выдерживался на протяжении трех дней. Электрохимическая активация серной кислоты осуществлялась методом бездиафрагменной электрохимической обработки. После протекания внутрипорового диффузионного выщелачивания проводили агитационное выщелачивание при Т : Ж = 1 : 2 при комнатной температуре. Продолжительность выщелачивания составила 5 часов с отбором проб каждый час.

Первая схема переработки предусматривает доизмельчение хвостов до флотационной крупности и активацию сфалерита медным купоросом, флотацию сфалерита с последующим гидрометаллургическим извлечением цинка из хвостов флотации. В данной схеме первичная флотация разделяет исходное сырье на сульфидный концентрат (направляется в основной передел) и хвосты, в которых концентрируются окисленные формы цинка, а также тонковкрапленные и сростковые частицы, не извлеченные флотацией. Извлечение цинка на гидрометаллургической стадии составило 74 %, причем, извлечение цинка на этапе выщелачивание полностью

достигнуто в первый час процесса за счет протекания процесса диффузионного порового предокисления. Сквозное извлечение цинка гидрометаллургическо-флотационной схеме составит 85 %.

Вторая схема переработки предусматривает гидрометаллургическое извлечение цинка из хвостов флотации с последующим доизмельчением кеков выщелачивания до флотационной крупности и активацию сфалерита медным купоросом, флотацию сфалерита.

При сернокислотном выщелачивании цинка с применением окислителя извлечено 18 % Zn. При агитационном выщелачивании цинк перешел в раствор в первый час, что связано с переходом цинка в поровые растворы на этапе предвыщелачивания. Сквозное извлечение цинка по гидрометаллургически-флотационной схеме составляет 52 %.

Таким образом, при реализации флотационно-гидрометаллургической схемы суммарное извлечение цинка достигает 85 %, что значительно превосходит показатель обратной последовательности операций (52 %). Такое преимущество объясняется тем, что первичная флотация максимально полно извлекает сульфидную составляющую цинка, а последующим выщелачиванием удаётся доизвлечь труднофлотируемые окисленные формы. Достигнутые результаты подтверждают целесообразность применения комбинированных схем с приоритетом флотационной стадии для данного типа сырья.

Список использованных источников

1. Копылова А.Е. и др. Комбинированная технология переработки техногенных минеральных образований, включающая электрофлотацию и процессы выщелачивания // Рациональное освоение недр. – 2024. – № 6(80). – С. 52-57.
2. Копылова А.Е. Перспективы использования электрохимической обработки для доизвлечения благородных металлов из техногенной минеральной массы // Актуальные проблемы освоения георесурсов. – Хабаровск: ИГД ДВО РАН, 2022. – С. 93-95.
3. Секисов А.Г. и др. Обоснование схемы сорбционного выщелачивания «тонкого» и чешуйчатого золота из хвостов промывки песков россыпей // Горная промышленность. – 2025. – № S4. – С. 82-86.
4. Golik V.I. [et al.] Tailings Utilization and Zinc Extraction Based on Mechanochemical Activation // Materials. — 2023. — Vol. 16, No. 2. — P. 726.
5. Benaissa B.B. [et al.] Importance of copper sulfate adsorption quality in the improvement of sphalerite separation: case of Chaabat El Hamra deposit (Algeria) // Naukovii Vestnik. – 2025. – № 3. – С. 93.
6. Рассказова А.В. и др. Выщелачивание цинка из лежалых хвостов флотации полиметаллических руд с применением сульфатных и хлоридно-гипохлоритных растворов // Обогащение руд. 2025. № 5. С. 39-43.
7. Xu H.S. [et al.] Pressure leaching of zinc silicate ore in sulfuric acid medium // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. — 2010. — Vol. 20, No. 5. — P. 918–926.
8. Александрова Т.Н. и др. Влияние ионного состава жидкой фазы пульпы на технологические показатели обогащения // Цветные металлы. 2024. № 8. С. 13-20.
9. Рассказова А.В. и др. Интенсификация извлечения цинка из техногенного минерального сырья с применением электрообработки и озонирования // ФТПРПИ. 2025. № 5. С. 179-186.

Comparison of combined processing flowsheets for zinc recovery from secondary raw materials

Kopylova A.E., Rasskazova A.V.

This study examines two combined processing schemes for zinc recovery from technogenic mineral raw materials: one involving primary flotation and the other employing preliminary leaching. For materials with a predominance of zinc sulfides, the first scheme is preferred, achieving an overall zinc recovery of 85%.

ЭКСТРАКЦИЯ КОМПЛЕКСНЫХ МЕТАЛЛОКИСЛОТ ВЫСОКОМОЛЕКУЛЯРНЫМИ АЛИФАТИЧЕСКИМИ СПИРТАМИ

Дворникова А.М., Касиков А.Г., Белогурова Е.А., Соколов А.Ю.

Обособленное подразделение ФГБУН ФИЦ «Кольский научный центр Российской академии наук» Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В.Тананаева, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: a.dvornikova@ksc.ru*

В работе представлен краткий обзор возможностей применения высокомолекулярных алифатических спиртов в качестве эффективного, доступного и относительно недорогого реагента жидкостной экстракции для извлечения и разделения ряда металлов из растворов неорганических кислот.

Жидкостная экстракция является одним из наиболее эффективных современных методов извлечения и разделения элементов из многокомпонентных растворов. Ее использование на практике при переработке минерального и вторичного сырья позволяет минимизировать образование отходов и получить дополнительную продукцию. Жидкостная экстракция в настоящее время приобрела большое значение в технологии целого ряда цветных, редких и благородных металлов [1].

Высокомолекулярные («жирные») алифатические спирты (ВЖС) относятся к группе нейтральных кислородсодержащих экстрагентов, способных извлекать ряд элементов в виде комплексных анионов из кислых растворов по гидратно-сольватному механизму [2]. Основными преимуществами экстрагентов класса алифатических спиртов являются коммерческая доступность за счет широкого применения их в производстве косметики и бытовой химии, относительно низкая стоимость, низкая токсичность и относительно высокая скорость биоразложения в условиях окружающей среды, что отвечает требованиям ТБ и экологической безопасности. При этом физико-химические ВЖС, содержащие более 8-10 атомов углерода в углеводородной цепи, удовлетворяют требованиям к промышленным экстрагентам: они малорастворимы в водной фазе, имеют достаточно высокую температуру вспышки (>60°С), а также вязкость и плотность, обеспечивающие эффективное расслаивание фаз и незначительный унос экстрагента в производственных условиях.

Большинство металлокомплексов, хорошо экстрагирующихся ВЖС, образуются в галогенсодержащих растворах. Чаще в лабораторной и заводской практике встречаются хлоридные растворы, селективность экстракции спиртами из которых несколько ниже, чем из серно- и азотнокислых. Для экстракции ряда элементов (Nb, Ta и др.). ВЖС необходимо присутствие фторид-, оксалат- или роданид-ионов. Эффективность экстракции очень зависит от кислотности растворов, что обусловлено оптимальными условиями для образования экстрагируемых форм металлов.

В ИХТРЭМС КНЦ РАН на протяжении многих лет проводились исследования в области применения ВЖС для экстракционного выделения ряда ценных, редких и благородных металлов при комплексной переработке минерального сырья, в том числе с получением особо чистых продуктов. Николаевым А.И. с сотрудниками изучена экстракция октанолами из фторидных растворов ниобия и тантала. Под руководством Склокина Л.И. проведены исследования по практическому использованию экстракции железа с целью получения его чистых оксидов. Позднее исследования по экстракции некоторых редких и благородных металлов (Re, Mo, V, Au, Pt, Pd) ВЖС выполнены авторами настоящей работы под руководством Касикова А.Г. в лаборатории «Разработки и внедрения процессов химической технологии».

На основе полученных данных сделаны общие выводы о физико-химических основах процесса экстракции ВЖС. В частности, на примере рения, золота, ниобия, тантала, железа, платины и молибдена показано, что вторичные ВЖС намного лучше экстрагируют однозарядные металлокомплексы, тогда как первичные спирты характеризуются более высокой экстракционной способностью по отношению к многозарядным комплексам, что связано с различием в их основности. На примере экстракции хлорокомплексов железа(III) октанолами из солянокислых растворов показано, что при добавлении к ВЖС инертных разбавителей в количестве 10-30% наблюдается рост экстракционной способности смесей в сравнении с неразбавленными ВЖС, что объяснено снижением степени ассоциации спиртов при их разбавлении и снижением конкурирующего действия соляной кислоты.

Ограничением использования ВЖС для выделения металлов в виде металлокомплексных кислот является необходимость достаточно высоких концентраций минеральных кислот в водной фазе для их образования и эффективной экстракции. Кроме того, алифатические спирты лучше многих экстракционных реагентов извлекают минеральные кислоты из промышленных растворов, что может быть использовано для снижения кислотности высококислых промышленных растворов [2]. Несмотря на это, разнообразие ионных форм переходных металлов в кислых средах, включая редкие и благородные, позволило разработать ряд экстракционных схем их выделения с использованием ВЖС в качестве экстрагентов (более подробно можно ознакомиться в [3]).

Список использованных источников
1. Kislik V. Solvent Extraction: Classical and Novel Approaches. Elsevier, 2012. 555 p.
2. Касиков А.Г. и др. Жидкостная экстракция минеральных кислот алифатическими спиртами и смесями на их основе. Апатиты: Изд-во КНЦ РАН, 2023. 145 с.
3. Касиков А.Г. и др. Экстракция комплексных металлокислот алифатическими спиртами и смесями на их основе. М.: РАН, изд-во «Наука», 2025. 211 с.

Solvent extraction of metal complex acids with high-molecular aliphatic alcohols

Dvornikova A.M., Kasikov A.G., Belogurova E.A., Sokolov A.U.

The paper provides a brief overview of the possibilities of using high molecular weight aliphatic alcohols as an effective and relatively inexpensive liquid extractant for the extraction and separation of several metals from inorganic acids solutions.

КОМПЛЕКСНАЯ ОПТИМИЗАЦИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК ПО МЕТОДОЛОГИИ MINE-TO-MILL («ОТ РУДНИКА ДО ФАБРИКИ»)

Гордевнин Н.А., Елькин И.Б., Арчер А.А.

ООО «Дельта Инжиниринг и Консалтинг», Санкт-Петербург, Российская Федерация,
e-mail: nikita.gordevnin@deltaeng.ru

В работе рассматривается методология комплексной оптимизации горно-обогатительных комбинатов Mine-to-Mill (M2M), направленная на системную интеграцию процессов буровзрывных работ, рудоподготовки, флотации, обезвоживания и смежных переделов. Описаны ключевые этапы реализации подхода M2M и приведены результаты его применения на ряде российских ГОКов.

Традиционный подход к управлению горно-обогатительным производством предполагает раздельную оптимизацию отдельных переделов – буровзрывных работ (БВР), дробления и измельчения, флотации, обезвоживания – вне зависимости от их взаимного влияния.

Подобная локальная оптимизация ведёт к появлению системных «узких мест», недостижению проектных показателей, а также к нерациональному расходованию энергетических и материальных ресурсов [1].

Методология Mine-to-Mill направлена на преодоление этих ограничений путём анализа всей производственной цепочки – от добычи руды до получения готового концентрата как единой взаимосвязанной системы [2].

Неполноценное понимание свойств рудного тела на стадии проектирования, независимое проектирование БВР и фабрики, отсутствие геометаллургических моделей приводят к тому, что горные предприятия систематически не достигают целевых показателей производительности и экономической эффективности. При этом стандартным ответом на отставание показателей становится метод «проб и ошибок»,

не обеспечивающий устойчивого результата. Взрыв, как первая стадия измельчения, способен при правильной настройке существенно снизить удельные затраты на последующих переделах: удельное энергопотребление при БВР составляет 0,1–0,25 кВт·ч/т, тогда как при дроблении – 0,5–1,0 кВт·ч/т, а при измельчении – 10–35 кВт·ч/т.

Комплексная оптимизация реализуется в виде поэтапного проекта, включающего шесть ключевых этапов (рисунок).



Рисунок - Этапы методологии комплексной оптимизации Mine-to-Mill (M2M)

1. Предварительная диагностика актива. Анализ исторических данных, посещение площадки, выявление «узких мест», высокоуровневая оценка потенциала повышения производительности и сокращения затрат.

2. Выделение рудных доменов. Разделение рудного массива на участки с различными физико-механическими характеристиками (крепость, трещиноватость) для дифференцированной настройки параметров БВР.

3. Генеральное опробование фабрики. Полномасштабное опробование технологической цепочки при переработке руды опытных взрывов, включая отбор проб с конвейерных лент, пульповых проб на всех переделах – от дробления до обезвоживания.

4. Лабораторный анализ проб. Определение прочностных и технологических характеристик руды (BWi, PLT, грансостав, содержание полезного компонента) для дальнейшего моделирования.

5. Разработка моделей производственной цепочки. Построение моделей фрагментации взрыва и технологических операций (JKSimBlast, JKSimMet, Metso Bruno, PlantDesigner) с использованием данных лабораторных испытаний и исторических производственных данных.

6. Оптимизация вариантов и дорожная карта внедрения. Моделирование

сценариев «что-если», ранжирование мероприятий по критериям «эффект – стоимость – сложность реализации», формирование дорожной карты с этапами и ожидаемыми результатами.

Методология M2M успешно апробирована на ряде российских ГОКов в золотодобывающем и железорудном секторах. На золотоизвлекательной фабрике месторождения «Благодатное» реализованы все ключевые этапы методологии: от оптимизации параметров БВР под каждый рудный домен до настройки флотационной схемы и режима обезвоживания.

Достигнутые результаты: рост производительности технологической цепочки на 10–14 %, повышение извлечения золота на 2–5 %, увеличение выпуска концентрата на 11–17 % при минимальных капитальных затратах. На Вернинском ГОКе производительность увеличена на 6 % с потенциалом дальнейшего роста до 13–16 % при реализации полного перечня рекомендаций [3].

Результаты по другим объектам систематизированы в таблице.

Таблица - Результаты применения методологии Mine-to-Mill на ГОКах

Объект	Полезное ископаемое	Рост производительности, %	Повышение извлечения, %	Снижение затрат / прочие эффекты
«Благодатное»	Au	+10–14%	+2–5%	Выпуск концентрата +11–17%
Вернинский ГОК	Au	+6% (потенциал до +16%)	—	Без капитальных затрат
ГОК 1	Au	+23% (потенциал ещё +25%)	+4–15%	Частичная реализация рекомендаций
ГОК 2	Fe + P_2O_5	Потенциал ≥+9%	—	Моделирование завершено
ГОК 3	Fe	Потенциал ≥+5%	—	Mine to Mill, этап 1
ГОК 4	Fe	—	—	Снижение удельных затрат ≥5%

Преимущества методологии M2M следующие: рост производительности на 5–30 %; снижение удельных OPEX за счёт оптимизации расхода взрывчатых веществ и энергопотребления; повышение стабильности процесса и улучшение качества продукта (содержание и извлечение); снижение воздействия на окружающую среду – сокращение удельного расхода электроэнергии, воды и выбросов парниковых газов; устранение разобщённости между горным цехом, обогатительной фабрикой и переделом обезвоживания; создание точных геометаллургических моделей для долгосрочного планирования добычи.

Таким образом, методология Mine-to-Mill представляет собой доказанный инструмент комплексной оптимизации горно-обогатительных производств,

обеспечивающий измеримый прирост ключевых технико-экономических показателей.

Системный подход, объединяющий оптимизацию БВР, математическое моделирование всей технологической цепочки (включая обезвоживание) и сценарный анализ, позволяет выявить и реализовать потенциал повышения производительности, недостижимый при локальной оптимизации отдельных переделов.

Накопленный опыт реализации проектов на российских ГОКах различных секторов подтверждает универсальность и высокую эффективность данного подхода.

Список использованных источников

1. Valery. W. [et al.] Improving profitability, sustainability and the overall operating efficiency from mine to process in Russian operations // Proceedings of the IMPC 2018 29th International Mineral Processing Congress, Moscow, Russia. 2018. Pp. 17-21.
2. Valery K.A. [et al.] Complete optimisation from mine-to-mill to maximise profitability // Gold Technol. 2016. Т. 32. №. 11. Pp. 62-67.
3. Hayashida R.T. [et al.] Mine-to-mill optimization, production reliability enhacement and efficient use of resources over the life-of-mine // Sustainable Minerals Institute Publications. 2023. Pp 574-588.

Integrated optimization of processing plants using the Mine-to-Mill methodology

Gordevnin N.A., Yelkin I.B., Archer A.A.

This paper presents the Mine-to-Mill (M2M) integrated optimisation methodology for mining and processing operations, focused on systemic integration of drill-and-blast, ore preparation, flotation, dewatering and related unit operations. The key stages of the methodology M2M, results of practical implementation at several Russian mining facilities are described.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ВЫДЕЛЕНИЯ АЛЮМОСИЛИКАТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ РУД*

Максимова В.В.[1 2], Маслобоев В.А.[2]

[1] Центр наноматериаловедения ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр Российской академии наук», г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: v.maksimova@ksc.ru,*

[2] Институт проблем промышленной экологии Севера - обособленное подразделение ФГБУН Федерального исследовательского центра «Кольский научный центр РАН», г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: v.masloboev@ksc.ru*

В работе обобщены подходы к переработке редкоземельного сырья, осложнённого высоким содержанием силикатов и алюмосиликатов. Установлено, что наиболее эффективны многостадийные схемы, в которых обескремнивание сочетается с кислотным вскрытием и последующим селективным выделением РЗЭ.

* **Исследование проведено в рамках тем НИР FMEZ-2025-0046, FMEZ-2025-0044**

Обеспечение экологической безопасности современного горнодобывающего производства подразумевает как можно более полное извлечение из минерального сырья всех полезных компонентов. Но до сих пор из-за недостаточного внедрения технологий комплексной переработки значительное количество минеральных ресурсов годами скапливается в отходах горно-обогатительных предприятий.

Редкоземельные элементы (РЗЭ) часто присутствуют в качестве сопутствующих компонентов при переработке полиметаллических руд, также в золе-уносе, образующейся при сжигании ископаемого топлива и в других техногенных материалах. Площади, занятые горными отвалами и хвостохранилищами, достигают огромных размеров [1] и, как правило, выпадают из системы хозяйственного оборота и не подвергаются дальнейшей переработке. Развитие отечественной минерально-сырьевой базы редкоземельных металлов (РЗМ) существенно ограничивается комплексом сдерживающих факторов: от технологических сложностей переработки до экономических барьеров и несовершенства нормативно-правового регулирования. [2-4]. Важнейшим действующим источником для производства РЗМ, а также тантала, ниобия и титана являются лопаритовые руды Ловозерского месторождения, расположенного в центральной части Мурманской области.

В настоящее время единственной продукцией, выпускаемой предприятием, является лопаритовый концентрат. В щелочно-редкометалльных хвостах накапливаются нефелин, калиевый полевой шпат, эгирин, лопарит, эвдиалит, апатиты (в том числе и РЗЭ содержащие), магнетит и ильменит [5]. В хвостах Ловозёрского месторождения основную накопленную массу составляют щелочные силикаты (нефелин, КПШ, эгирин), содержание лопарита и эвдиалита не превышает 1 % [6, 7]. Для хвостов Хибинских месторождений характерно накопление нефелина (45-55 %), эгирина (16-23 %), КПШ (6-8 %) с подчиненным количеством апатита, титанита, магнетита и ильменита [5].

Основная цель гидрометаллургического этапа переработки— перевод РЗЭ в растворимые сульфатные, нитратные, гидроксидные или иные формы, пригодные для последующих стадий экстракции и осаждения. Переработка редкоземельных техногенных хвостов, обогащенных алюмосиликатами, осложняется тем, что пустая порода не является инертной фазой, а активно участвует в гидрохимии процесса.

Удаление нефелина и калиевого полевого шпата из промежуточного продукта является важным технологическим приёмом, позволяющим существенно снизить интенсивность гелеобразования при последующей обработке слабокислыми растворами неорганических кислот. Это связано с тем, что нефелин и КПШ относятся к наиболее реакционноспособным щелочным алюмосиликатам и в кислой среде склонны к быстрому растворению с образованием коллоидных кремнийсодержащих фаз, ухудшающих фильтруемость пульп и затрудняющих селективное извлечение РЗЭ.

В связи с этим предварительное удаление таких минералов следует рассматривать как один из ключевых способов повышения технологической устойчивости гидрометаллургической схемы переработки [8]. В таблице представлены некоторые методы, позволяющие снизить мешающее влияние кремния.

Таблица - Гидрометаллургические способы устранения мешающего воздействия силикатных минералов при переработке РЗЭ-содержащего сырья [9]

Способ снижения	Описание механизма и показатели
Предварительное обескремнивание щелочью (NaOH) перед механохимической экстракцией	Растворение аморфной алюмосиликатной фазы в высокоглинозёмистом сырье, что способствует высвобождению РЗЭ. В результате обработки достигается увеличение отношения Al/Si в твёрдом остатке с 0,82 до 2,51. Условия проведения процесса: концентрация NaOH — 150 г/л, температура — 80°C.
Обескремнивание (NaOH) перед кислотным выщелачиванием, обжиг с NaOH или Na_2CO_3	Снижение содержания Al-Si фаз, препятствующих прямому кислотному извлечению РЗЭ. В результате обработки NaOH содержание РЗЭ в растворе возрастает с 267 мг/кг до 556 мг/кг. Экстракция Al и Sc может достигать 80 % после кислотной стадии при T = 170°C и продолжительности 90 минут.
Последовательное щелочно-органическое кислотное выщелачивание	Разрушение алюмосиликатных фаз, повышение пористости образца (здесь – золы) и тем самым улучшение последующего извлечения РЗЭ органической кислотой. После обескремнивания степень извлечения РЗЭ достигает 70–80 %, тогда как из необработанной золы в аналогичных условиях извлекается менее 20 %.
Кислотное выщелачивание + селективное осаждение	В процессе селективного осаждения в осадок переходит 98,02% РЗЭ, при этом содержание алюминия в осадке составляет менее 2 %.
Щелочное выщелачивание с последующим высокотемпературным HCl выщелачиванием	Удаление инертного алюмосиликатного слоя с поверхности муллита, что переводит РЗЭ в более доступную кислоторастворимую форму. Это повышает эффективность последующего извлечения алюминия и скандия методом HPAL (высокотемпературного кислотного выщелачивания) с использованием HCl.
Щелочно-кислотное выщелачивание при высоком содержании Ca и Fe	Для сырья с высоким содержанием кальция и железа возможно образование побочных продуктов, что потребует увеличения расхода кислоты. Могут происходить конкурирующие реакции, которые необходимо учитывать при оптимизации параметров.

Месторождения, приуроченные к щелочным комплексам (массивам) относятся к числу наиболее технологически сложных источников редкоземельного сырья, несмотря на их стратегическое значение, переработка затруднена особенностями минералогического состава: в рудной массе преобладают устойчивые силикатные минералы, плохо разрушающиеся при вскрытии и слабо переходящие в раствор в традиционных кислотных средах. Дополнительные осложнения создаёт повышенное содержание Si, Na, Fe и Zr, т.к. эти компоненты способствуют образованию кремнегеля, увеличению вязкости пульпы и растворов, а также появлению

нежелательных промежуточных соединений в ходе выщелачивания.

Переработка такого сырья, как правило, строится по комбинированной схеме. На первом этапе руду подвергают термохимической подготовке, используя кислотное спекание, сульфатизирующий или хлорирующий обжиг, а также щелочное сплавление. Такие операции ослабляют или разрушают силикатную матрицу и переводят РЗЭ в формы, пригодные для дальнейшего извлечения. Затем проводят селективное выщелачивание, далее раствор очищают и концентрируют, чаще всего методами экстракции растворителями и ионообменного разделения. Это обеспечивает более высокую селективность процесса и позволяет получить кондиционный продукт.

Создание эффективных промышленных технологий переработки щелочного редкоземельного сырья требует комплексного подхода. Он должен включать минералогическую диагностику, термодинамическое моделирование и апробацию технологических решений в пилотном масштабе. Только при таком подходе можно корректно оценить поведение сырья на каждом этапе и подобрать оптимальные параметры вскрытия, выщелачивания и последующего разделения.

Список использованных источников

1. Мельников Н.Н. и др. Оценка стоимости запасов и эффективности использования техногенных месторождений // ГИАБ. – 2018. – № 8. – С. 200–207.
2. Темнов А.В. Государственное стимулирование добычи редких металлов // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2019. – № 5(168). – С. 35–46.
3. Голик В.И. и др. Упрочнение ресурсной базы металлургии комбинированием технологий добычи руд // Горная промышленность. – 2022. – № 5. – С. 105–111.
4. Самсонов А.А. и др. Проблемы изучения и классификации твёрдых полезных ископаемых техногенных образований // Вестник Московского университета. Серия 4: Геология. – 2026. – № 1. – С. 144–152.
5. Архипов А.В. и др. Техногенные месторождения: разработка и формирование. –Апатиты : Кольский научный центр РАН, 2017. – 175 с.
6. Черноусенко Е.В. и др. Перспективы комплексного использования отходов обогащения лопаритовых руд // Арктика: экология и экономика. – 2026. – Т. 16. – № 1. – С. 64-72.
7. Максимова В.В. и др. Исследование состава и свойств хвостов обогащения лопаритовых руд текущего производства // Записки Горного института. – 2022. – Т. 256. – С. 642–650.
8. Юшина Т.И. и др. Обзор технологий переработки сырья редкоземельных металлов (РЗМ) на действующих предприятиях // Обогащение руд. –2020. – № 2. –С. 46–51.
9. Pereira C. Processing technologies for rare earth elements from peralkaline igneous deposits: a systematic review // Revista Multidisciplinar Do Nordeste Mineiro. – 2025. – V. 21(2) – P. 1–44.

Technological problems of separating aluminosilicates during processing of tailings enrichment of rare earth ores

Maksimova V.V., Masloboev V.A.

The paper summarizes approaches to processing rare-earth raw materials with high silica and aluminosilicate content. It shows that the most effective routes are multistage schemes in which desilication is combined with acid leaching and subsequent selective REE recovery

ПИРОГИДРОЛИЗ ФТОРОТИТАНАТОВ АММОНИЯ: ВЛИЯНИЕ ПОДЛОЖКИ И КОМПАКТИРОВАНИЯ НА ФОРМИРОВАНИЕ КРИСТАЛЛИЧЕСКИХ МОДИФИКАЦИЙ TiO_2 И ТЕМПЕРАТУРУ ФАЗОВОГО ПЕРЕХОДА АНАТАЗ → РУТИЛ*

Гордиенко П.С.[1], Суховей В.В.[1], Пашнина Е.В.[1], Замараева А.-Л.В.[2], Майоров В.Ю.[2], Ярусова С.Б.[1]

[1] ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения РАН, г. Владивосток, Российская Федерация, e-mail: yarusova_10@mail.ru,
[2] ФГБУН Дальневосточный геологический институт ДВО РАН, г. Владивосток, Российская Федерация

Целью данной работы являлось изучение условий образования пигментного диоксида титана рутильной модификации из фтораммонийной соли титана, получаемой при комплексной переработке ильменитового концентрата гидрофторидным способом, установление влияния на температуру фазового перехода состава исходной фтораммонийной соли, материала подложки при отжиге, прессования порошка диоксида титана анатазной модификации, вычисление энергии активации процесса перехода анатаз в рутил.

При получении пигментного диоксида титана из титансодержащего сырья ведутся исследования и разработки, связанные с использованием вскрывающих реагентов на основе фтора [1]. В этом качестве наиболее перспективны фтораммонийные соли, такие как NH_4F и NH_4HF_2. Получаемый по гидрофторидному способу [1] диоксид титана кристаллизуется в тетрагональной кристаллической модификации анатаза.

Высокая фотокаталитическая активность анатаза, по сравнению с рутилом, обуславливает его использование как компонента катализаторов в разложении органических соединений, расщеплении воды [2–4]. При нагревании анатаз необратимо переходит в рутил, поэтому контроль этого перехода позволяет сохранить активную фазу. Рутил с поверхностной обработкой органическими и неорганическими соединениями применяется, в основном, в качестве пигмента ввиду его высокого коэффициента преломления и эффективного светорассеяния, а также благодаря большой статической диэлектрической проницаемости [5–7].

Определенной температуры фазового перехода анатаз – рутил нет ввиду влияния на переход многих внешних факторов и морфологических параметров формируемых кристаллитов исходной анатазной фазы, что приводит к ее существованию в метастабильном состоянии в широком температурном интервале (400–1300°C). Без контроля перехода анатаз–рутил невозможно предсказуемо создавать материалы для

* **Работа выполнена в рамках гос. задания Института химии ДВО РАН FWFN(0205)-2025-0002. Исследования проведены с использованием оборудования ЦКП Дальневосточный центр структурных исследований ИХ ДВО РАН и на оборудовании ЦКП Приморский центр локального, элементного и изотопного анализа ДВГИ ДВО РАН.**

фотоэлектрохимии, катализа, оптоэлектроники и биомедицины.

Целью данной работы является изучение условий образования пигментного диоксида титана рутильной модификации из фтораммонийной соли титана, получаемой при комплексной переработке ильменитового концентрата гидрофторидным способом, установление влияния на температуру фазового перехода состава исходной фтораммонийной соли, материала подложки при отжиге, прессования порошка диоксида титана анатазной модификации, вычисление энергии активации процесса перехода анатаз в рутил.

Анатаз получали ступенчатым пирогидролизом солей $(NH_4)_2TiF_6$ (эталон) и $(NH_4)_3TiOF_5$, которую синтезировали из ильменитового концентрата Ариадненского месторождения (Приморский край, РФ) через фторирование с NH_4HF_2, выщелачивание раствором NH_4F, очистку от железа за счет разной растворимости солей и аммиачный гидролиз [8, 9]. Низкотемпературный синтез анатаза вели в муфельной печи в платиновой чашке с подачей воды, ступенчато поднимая температуру до 450°С.

Для получения рутила сначала синтезировали анатаз при 700°С. В платиновую чашку или в кварцевую лодочку помещали $(NH_4)_3TiOF_5$ или $(NH_4)_2TiF_6$, и проводили пирогидролиз, дискретно повышая температуру до 450°С, включительно. Затем температуру поднимали со скоростью 250°С/ч до 700°С и выдерживали в течение 3 ч. Далее из полученного порошка анатаза отбирали навески, часть из которых прессовали в таблетки (h=1,6 мм; d=12,5 мм) под давлением 7 т/см^2, а часть оставляли в виде порошка и отжигали в муфельной печи в платиновой чашке при температурах 800–1000°С на воздухе в течение 1, 3 и 6 ч.

По результатам термической обработки анатаза, полученного путем пирогидролиза гексафторотитаната и оксопентафторотитаната аммония, установлено, что переход анатаза в рутил требует температур выше 800°С. Прессование порошка анатаза в таблетку снижает температуру перехода анатаз–рутил, за счет увеличения числа частиц, соприкасающихся друг с другом, т.е. улучшается кинетический фактор превращения анатаза в рутил. Что касается перехода анатаз–рутил в порошках, полученных из гексафторида и оксопентафторида титана, то их реакционные способности практически одинаковы. Тогда как образцы в виде таблеток, полученные из оксопентафторида, оказались более активными, чем из гексафторида.

Образцы, прошедшие пирогидролиз на кварцевой подложке, менее реакционноспособны, чем полученные на платиновой. Это связано с тем, что идет взаимодействие гексафторотитаната и оксопентафторотитаната с кварцем. При этом кремний действует в качестве стабилизатора анатазной фазы диоксида титана, получаемого из фторидных систем. Энергия активации фазового перехода анатаз–рутил зависит как от температурного интервала (800–1000°С), так и от энергетических воздействий (условий прессования) и составляет десятки и сотни кДж/моль.

Список использованных источников

1. Гордиенко П.С. и др. Гидрофторидный метод переработки ильменитовых концентратов. // Горный информационно - аналитический бюллетень. 2010. № 54. С. 278–288.
2. Chiron W. [et al.] Pesticide chemical oxidation: state of-the-art // Water Research. 2000. Vol. 34, No. 2. P. 366–377.
3. Schmidt M. C. [et al.] Interaction of the indoor air pollutant acetone with Degussa P25 TiO_2 studied by chemical ionization mass spectrometry // Langmuir. 2006. Vol. 22, № 23. P. 9642–9650.
4. Gumy D. [et al.] Catalytic activity of commercial of TiO_2 powders for the abatement of the bacteria (E.coli) under solar simulated light: Influence of the isoelectric point // Applied Catalysis B: Environmental. 2006. Vol. 63. P. 76–84.
5. Nosaka Y. [et al.] Nitrogen-doped titanium dioxide photocatalysts for visible response prepared by using organic compounds //Science and Technology of Advanced Materials. 2005. V.6. P. 143–148.
6. Zaleska A. Doped-TiO_2: a review // Recent Patents on Engineering. 2008. V.2, No. 3. P. 157–164.
7. Farrokhpay F.S. A review of polymeric dispersant stabilization of titania pigment // Advances in Colloid and Interface Science. 2009. Vol. 151. P. 24–32.
8. Гордиенко П.С. и др. Получение пигментного диоксида титана из ильменита Ариадненского месторождения Приморского края // Физикохимия поверхности и защита материалов. 2025. Т.61. №1. С. 78–86.
9. Бакеева Н.Г. и др. Исследование растворимости в системах NH_4F-$(NH_4)_2TiF_6$-H_2O и NH_4F-$(NH_4)_3FeF_6$-$(NH_4)_2TiF_6$-H_2O // Химическая технология. 2007. Т. 8. № 9. С. 389–391.

Pyrohydrolysis of ammonium fluorotitanates: influence of substrate and compaction on the formation of crystalline modifications of TiO_2 and the temperature of the anatase → rutile phase transition

Gordienko P.S., Sukhovey V.V., Pashnina E.V., Zamaraeva A.-L.V., Mayorov V.Yu., Yarusova S.B.

The purpose of this work was to study the conditions for the formation of pigment titanium dioxide of the rutile modification from fluorammonium titanium salt obtained during the complex processing of ilmenite concentrate by the hydrofluoride method, to establish the influence on the temperature of the phase transition of the composition of the initial fluorammonium salt, the substrate material during annealing, pressing of titanium dioxide powder of the anatase modification, and to calculate the activation energy of the transition process of anatase to rutile.

СИНТЕЗ АЛЮМИНИЕВО-ИТТЕРБИЕВЫХ ЛИГАТУР МЕТОДОМ МЕТАЛЛОТЕРМИЧЕСКОГО ВОССТАНОВЛЕНИЯ

Гордевнин Н.А., Бажин В.Ю.

Санкт-Петербургский горный университет императрицы Екатерины II,
Санкт-Петербург, Российская Федерация, *e-mail: gordevnin.na@mail.ru*

Представлены результаты синтеза лигатур Al–Yb методом алюминотермического восстановления фторида иттербия в хлоридно-фторидных расплавах системы YbF3–NaF–KCl. Термодинамический анализ подтвердил вероятность протекания реакций через прекурсор NaYbF4. По данным металлографического и рентгенофазового анализа структура лигатур представлена дендритами α-Al, окружёнными эвтектикой Al+Al3Yb, максимальное извлечение иттербия в лигатуру составило 82,5 %.

Один из хорошо известных способов улучшения механических и физических свойств промышленных алюминиевых сплавов – ввод малых количеств редкоземельных металлов.

Скандий занимает лидирующую позицию: его эффективность доказана, технология отработана. Основное ограничение производства алюминиевых сплавов со скандием заключается в высокой стоимости скандия. Это объясняет интерес к иттербию как альтернативному модификатору.

Иттербий образует интерметаллид Al_3Yb с кубической решеткой $L1_2$, расхождение параметров ГЦК с алюминиевой матрицей составляет всего 3,71 % [1] – это обеспечивает когерентность частиц с матрицей, что приводит к упрочняющему эффекту при кристаллизации.

Дополнительно установлено [2], что иттербий проявляет наибольшую растворимость в твёрдом алюминии среди тяжёлых лантаноидов при эвтектической температуре, что снижает риск огрубления частиц при последующей деформации. Прямое сплавление для получения лигатур Al-Yb предполагает предварительное получение металлического иттербия по многостадийной схеме.

Более рентабельной является схема металлотермического восстановления соединений иттербия в алюминиевом расплаве с использованием солевого флюса, апробированная авторами работы [3] и расширенная в данной работе на систему Al–Yb.

Для расчётов использовалось ПО HSC Chemistry 6.0; интервал температур – 300–1400 К. В качестве солевой системы выбрана YbF_3–NaF–KCl: фторид натрия нужен для формирования прекурсора $NaYbF_4$ по реакции $NaF + YbF_3 = NaYbF_4$, хлорид калия – для снижения вязкости расплава и обеспечения нужной текучести. Восстановление иттербия из $NaYbF_4$ алюминием с образованием интерметаллида Al_3Yb описывается рядом реакций:

$$2NaF + NaYbF_4 + 4Al = Al_3Yb + Na_3AlF_6,$$
$$3NaYbF_4 + 12Al + 3KCl = 3Al_3Yb + K_3AlF_6 + 3NaCl + 2AlF_3.$$

Расчётные значения ΔrG^0 для рассмотренных реакций восстановления с образованием Al_3Yb отрицательны на всём рабочем интервале температур, что подтверждает высокую термодинамическую вероятность процесса [4].

Для сравнения: реакция прямого восстановления YbF_3 без фторида натрия имеет наименьшую вероятность, введение NaF смещает равновесие в сторону образования целевого продукта. Дифференциально-термический анализ смеси NaF–KCl–YbF_3–Al показал экзотермический эффект в диапазоне 745–761°C, отсутствующий при повторном нагреве, что свидетельствует о протекании реакции алюминотермического восстановления.

Начало плавления солевой смеси 643°C; кристаллизация Al_3Yb при охлаждении – 685–686 °C, следом – кристаллизация алюминия при 635–636°C [4]. Все плавки проводились в лабораторной муфельной печи с гранулированным алюминием А 99,7 (гранулы 5–10 мм).

Исходный флюс готовился из YbF_3 (ч.д.а., 99,99 %), NaF и KCl (хч), тщательно перемешивался, просушивался и загружался в корундовые тигли совместно с гранулами алюминия. После отстаивания расплава отработанный флюс сливался, лигатура разливалась в изложницы.

Для определения химического состава применялась масс-спектрометрия (XRF-1800 Shimadzu); фазовый состав устанавливался методом РФА (XRD-6000 Shimadzu, CuKα); микроструктура изучалась на сканирующем электронном микроскопе Tescan Vega с энергодисперсионным спектрометром INCAx-act. Шлифы готовились на станке Tegramin-25 с последующим травлением реактивом Кёллера.

В ходе поисковых экспериментов опробован широкий диапазон технологических параметров: температура 750–900 °C, время выдержки 10–60 минут, отношение флюс:Al от 0,21 до 0,94. Поисковые опыты показали, что увеличение выдержки сверх 10 минут при температуре 760 °C снижает извлечение – иттербий осаждается на дне тигля в виде плотного слоя ИМС Al_3Yb, затрудняющего дальнейшую диффузию. Результаты серии плавок с оптимальными параметрами приведены в таблице.

Таблица - Результаты синтеза лигатур Al–Yb при T = 760 °C, t = 10 мин

№	T, °C	t, мин	Yb в лигатуре, мас. %	Извлечение Yb, %	Состав флюса, мас. % (YbF_3–NaF–KCl)
1	760	10	1,10	71,2	9,6–6,5–83,9
2	760	10	2,01	82,5	9,6–6,5–83,9
3	760	10	2,91	81,9	9,6–6,5–83,9
4	760	10	3,51	74,7	9,6–6,5–83,9
5	760	10	5,09	73,3	9,6–6,5–83,9

Микроструктура образцов закономерно меняется с ростом содержания иттербия. При Yb ~ 3 мас. % структура представляет собой дендриты α-Al с раздробленными и прерывистыми эвтектическими прослойками Al + Al_3Yb по их границам; крупные скопления ИМС отсутствуют. Это объясняется тем, что при невысокой концентрации легирующего элемента диффузионных потоков недостаточно для формирования развитого эвтектического каркаса.

При увеличении содержания Yb до 5 мас. % картина меняется: дендриты α-Al равномернее «обволакиваются» эвтектическими прослойками, форма эвтектики переходит от дисперсной к грубоигольчатой, появляются полиэдрические включения Al_3Yb размером до 6 мкм.

По данным ЭДС-анализа интерметаллидные участки содержат 58–60 мас. % Yb,

что соответствует стехиометрии Al_3Yb.

Средний размер дендритной ячейки α-Al при содержании Yb 5,09 мас. % составил 25 мкм (рассчитан по 1123 ячейкам в ПО Image J).

Характерная иглообразная морфология эвтектики при повышенном содержании иттербия указывает о непостоянстве теплового режима в зоне роста фаз. Небольшое рассогласование параметров ГЦК решёток Al_3Yb и алюминия определяет равномерное расположение наночастиц Al_3Yb вдоль границ с твёрдым раствором, что обеспечивает большое число потенциальных центров кристаллизации при введении лигатуры в алюминиевый расплав [1, 2].

Таким образом, алюминотермическое восстановление фторида иттербия во фторидно-хлоридных расплавах – опробованный и воспроизводимый способ получения лигатур Al–Yb.

Термодинамический анализ и ДТА совпадают: реакция восстановления через прекурсор $NaYbF_4$ проходит в узком интервале 745–761°C, что позволяет точно управлять процессом.

При оптимальных параметрах достигается извлечение иттербия 82,5 % при содержании Yb в лигатуре от 1,1 до 5,1 мас. %. Структура лигатур (дендриты α-Al в каркасе эвтектики Al + Al_3Yb) меняется с ростом концентрации иттербия: переход от дисперсной к игольчатой эвтектике с появлением полиэдрических включений Al_3Yb.

Полученные данные формируют основу для оптимизации скорости охлаждения с целью получения наноразмерных частиц Al_3Yb и последующего использования лигатур для модифицирования промышленных алюминиевых сплавов [3, 4].

Список использованных источников

1. Kovalskaya K.V. [et al.] Al-Ti-B Master alloys: structure formation in modified alloys // Tsvetnye Metally. 2022. 2022(7). Pp. 57-72.2.
2. Vo N.Q. [et al.] Effect of Yb microadditions on creep resistance of a dilute Al-Er-Sc-Zr alloy // Materialia. – 2018. – Vol. 4. – Pp. 65–69.
3. Syrkov A.G. [et al.] Features of obtaining metallurgical products in the solid-state hydride synthesis conditions // Journal of Mining Institute. 2022. Vol. 256. pp. 651-662.
4. Bazhin V.Yu [et al.] Investigation of the ytterbium reduction process in the synthesis of Al–Yb master alloys for the modification of aluminum alloys // Non-Ferrous Metals. – 2022. – Vol. 53 (2). – Pp. 65–72.

Synthesis of aluminum-ytterbium master alloys by metallothermal reduction

Gordevnin N.A., Bazhin V.Yu.

Results of Al–Yb master alloy synthesis by aluminothermic reduction of ytterbium fluoride in chloride–fluoride melts of the YbF3–NaF–KCl system are presented. Thermodynamic analysis confirmed the feasibility of target reactions via the NaYbF4 precursor. Metallographic and XRD analysis showed the alloy microstructure to consist of α-Al dendrites surrounded by Al+Al3Yb eutectic; maximum ytterbium recovery into the master alloy reached 82.5%.

ХЛОРИДОВОЗГОНКА В ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПИРИТНЫХ ХВОСТОВ

Мусаев В.В., Чинова Н.Б, Климов К.К., Шакиров Д.А., Братыгин Е.В., Меньщиков В.А.

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.

Обогащению подвергали текущие пиритные хвосты, содержащие золота 1,3 г/т, серебра – 11,8 г/т, меди - 0,22 % цинка - 0,18 %, серы-30,6 %, двуокиси кремния-22,1 %. Медь в основном представлена халькопиритом, цинк - сфалеритом. Содержание железа составило 29,75 % практически полностью представленное пиритом.

По результатам флотационных исследований наработан флотоконцентрат с содержанием в %: железа – 43,0; меди - 0,22; цинка - 0,15; серы – 47,0; золота – 2,1 г/т, серебра - 13,4 г/т, двуокиси кремния - 6,0; мышьяка- 0,045.

При окислительном обжиге флотационного сульфидного концентрата получен пиритный огарок, содержащий, %: железа-59,2; меди - 0,3; цинка - 0,21; серы - 1,09; мышьяка - 0,014; золота - 2,89 г/т, серебра - 18,44 г/т.

Пиритные огарки, полученные в результате окислительного обжига сульфидных концентратов, подвергались хлорирующему обжигу в камерной печи при 1200°С с разным содержанием $CaCl_2$ – от 3,5 до 10 % масс. и общей влажности 15 %.

Для обжига изготавливались брикеты размером 15х15 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 $CaCl_2$ 7,5 %. Время выдержки при температуре свыше 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 ценных компонентов в огарке после проведения процесса хлорирующего обжига.

Таблица – Химический состав огарка после хлорирующего обжига

Компонент	Fe	Fe_2O_3	$S_{общ}$	CaO	SiO_2	Cu	Zn	Au	Ag
Содержание, масс.% (г/т)	59,08	84,4	0,011	3,6	7,84	0,005	0,012	0,32	1,2
Степень удаления, %	4,0	-	99,0	-	-	98,4	94,5	89,3	93,5

Содержание железа в брикетах составило более 59 %, что незначительно ниже требований по содержанию предъявляемых к железорудным концентратам, поступающим на обжиг окатышей.

В отечественной и зарубежной практике встречаются примеры вовлечения в процесс обжига железорудных окатышей с содержанием железа на уровне 50 %.

Немаловажным критерием помимо содержания железа в окатышах служит наличие примесей (Cu, Zn, Si, S), оказывающих негативное влияние на переработку агломерата.

В случае нашего огарка превышение вышло в содержании оксида кремния (7,84 %). Однако данную проблему возможно решить либо по договоренности с металлургическим комбинатом и отработке технологии на нашем сырье, либо выборе технологии флотации с меньшим выходом оксида кремния в концентрат, но также сопровождающейся меньшим извлечением золота в пиритный концентрат.

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 пиритных хвостов включает следующие технологические операции: флотацию сульфидных минералов из хвостов, сгущение сульфидного концентрата, фильтрацию и сушку сульфидного концентрата, окислительный обжиг сульфидного концентрата с получением пиритного огарка и утилизацией сернистого газа в виде гипса при использовании известняковой пульпы, хлорирующий обжиг пиритных огарков с получением железорудных окатышей и возгонов цветных и благородных металлов, перерабатываемых в товарные продукты (цементная медь, цинковая лигатура драгметаллов), складирование отвальных хвостов флотации в хвостохранилище.

Выполненные технико-экономические расчеты по предложенной комплексной переработке хвостов флотации медно-цинковых руд указывают на перспективность и высокую экономическую эффективность предлагаемой технологической схемы.

Chloride sublimation in the technology of complex processing of pyrite tailings

Musaev V., Chinova N., Klimov K., Shakirov D., Bratygin E., Menshchikov V.

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.

ОПТИМИЗАЦИЯ ОПЕРАЦИИ КИСЛОТНОЙ ОБРАБОТКИ УГОЛЬНОГО СОРБЕНТА

Проскурякова И.А., Тропин М.В., Гончаренко Д.В., Иванова И.К.
Исследовательский центр ООО «Полюс Проект», г. Красноярск, Российская Федерация

Исследована возможность повышения эффективности кислотной обработки угольного сорбента, применяемого при переработке золотосодержащего минерального сырья. Установлено, что при проточном режиме кислотной обработки эффективность удаления кальция с сорбента выше, что обусловлено его постоянным выносом из зоны реакции.

Кислотная обработка обязательная стадия в цикле регенерации активированного угля, используемого в процессе сорбционного цианирования золота. Необходимость ее обусловлена удалением оксидных и карбонатных соединений, в особенности кальция. При pH 10-10,5 ионы кальция осаждаются на поверхности и в макропорах угля, блокируя доступ золотоцианистого комплекса, что приводит к снижению емкости угольного сорбента в процессе сорбционного выщелачивания золота.

На одной из золотоизвлекательных фабрик «Полюс» используется технология кислотной обработки угля в напорных колоннах посредством замачивания с барботажем воздухом в растворе соляной кислоты с концентрацией 4 %. Недостатком данной технологии является высокое остаточное содержание кальция на угольном сорбенте и его низкая сорбционная активность.

Ввиду указанных недостатков были проведены опытно-промышленные испытания по подбору оптимальных режимных параметров кислотной обработки угольного сорбента. Параметры исследуемых режимов представлены в таблице 1.

Таблица – Параметры режимов обработки угольного сорбента

№	Наименование режима	$V_{угля}$, м^3	P_{HCl}, м^3	C_{HCl}, %	t, мин
1	Базовый режим (замачивание с барботажем)	5	2	4	60
2	Замачивание без барботажа	5	2	4	60
3	Циркуляция раствора с барботажем	5	7	4	120
4	Комбинированный режим А (проток раствора/замачивание с барботажем)	5	7	4	30/30
5	Комбинированный режим Б (замачивание с барботажем/проток раствора)	5	7	4	30/30
6	Проточный режим А	5	20	4	120
7	Проточный режим Б	5	10	4	60
8	Проточный режим В	5	10	2	60

При проведении кислотной обработки использовалась емкость приготовления соляной кислоты объемом 10 м^3, раствор с данной емкости самотеком поступал в напорную колонну. Для режимов с циркуляцией кислотного раствора использовалась

промежуточная емкость (евро куб), откуда раствор в колонну подавался насосом.

Согласно результатам исследования (рисунок 1), самыми неэффективными режимными параметрами оказались режим № 2 и № 3. Очевидно, что процесс кислотной обработки, как и любые гетерогенные химические реакции, лимитируется диффузионными ограничениями, что приводит к снижению растворимости кальция в режиме без перемешивания (режим № 2). При режиме с циркуляцией раствора (режим № 3) происходит обратное осаждение кальция из раствора на сорбент. Наиболее эффективным с точки зрения удаления кальция с угольного сорбента показал себя проточный режим (№ 6, 7 и 8), поскольку непрерывный поток сдвигает равновесие реакции растворения карбонатов кальция вправо за счет удаления продуктов реакции из зоны контакта.

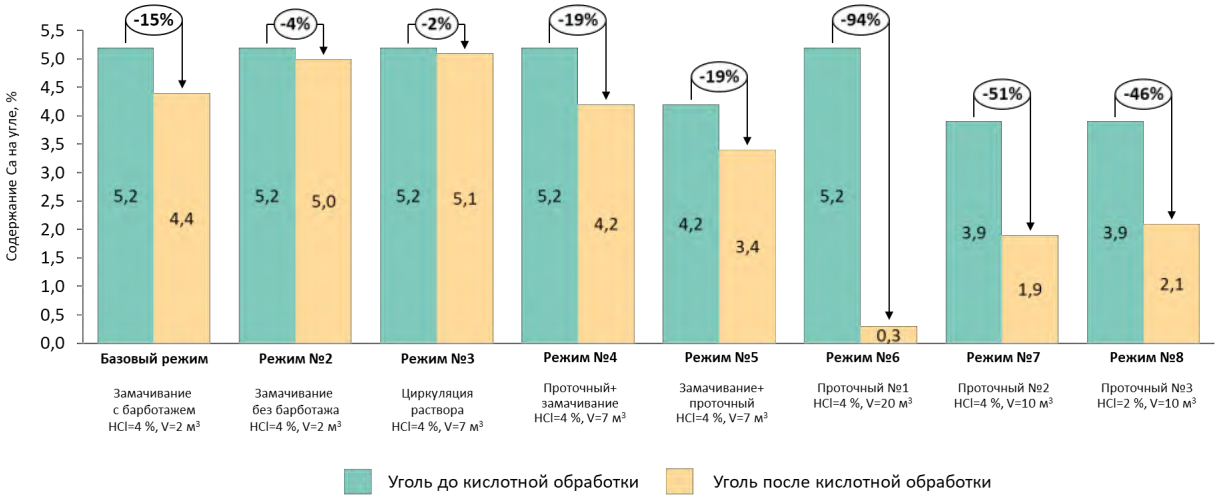


Рисунок 1 – График зависимости содержание кальция на угольном сорбенте от применимого режима кислотной обработки

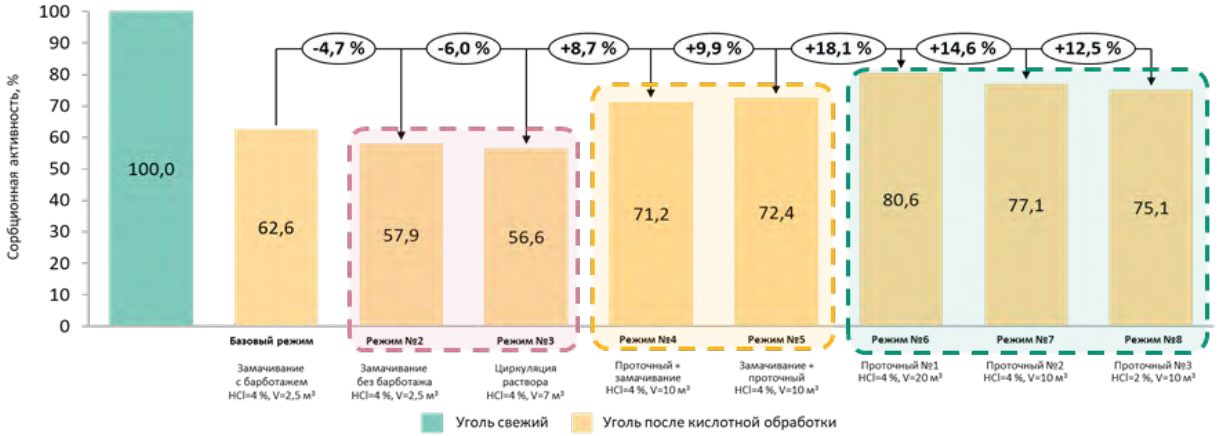


Рисунок 2 – График зависимости величины сорбционной активности угольного сорбента от применимого режима кислотной обработки

Согласно рисункам 1 и 2, наблюдается обратная корреляция между остаточным содержание кальция на угольном сорбенте и величины его сорбционной активности после кислотной обработки. Так при проточном режиме величина сорбционной активности составила свыше 75 %, при базовом режиме – 63 %.

Однако, проточный режим обуславливается повышенным расходом раствора соляной кислоты по сравнению с базовым режимом (рисунок 3). Самый высокий удельный расход соляной кислоты зафиксирован в проточном режиме № 6 – 28,9 кг/т. При снижении удельного расхода соляной кислоты в два раза (режим № 7) сорбционная активность угольного сорбента снизилась на 3,5 %. При снижении удельного расхода соляной кислоты еще в два раза (режим № 8) сорбционная активность угольного сорбента снизилась на 5,5 % (относительно режима № 6).

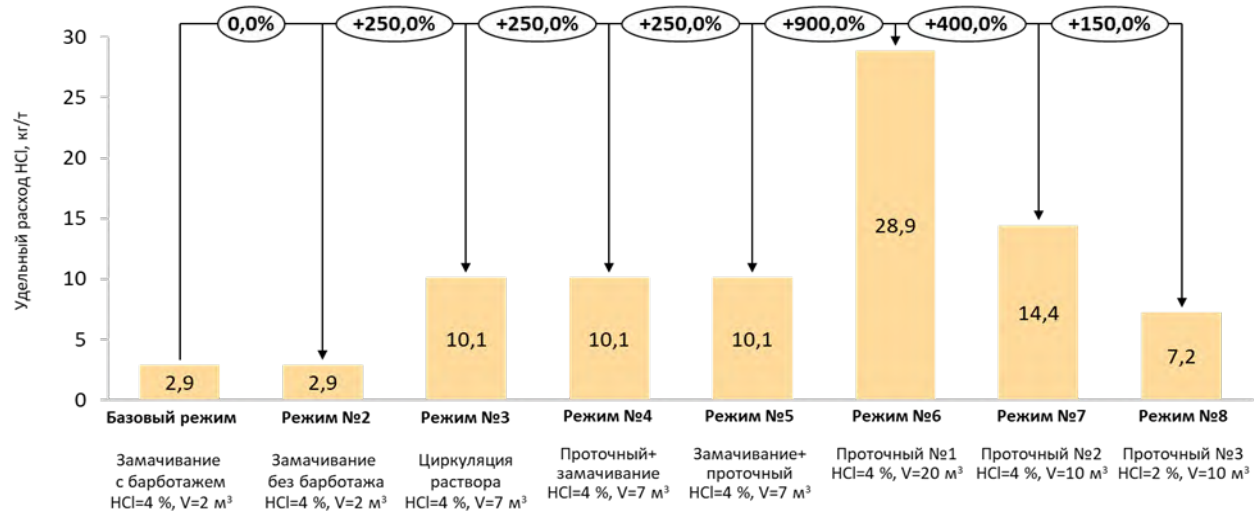


Рисунок 3 – График зависимости удельного расхода соляной кислоты от применимого режима кислотной обработки

С точки зрения баланса эффективности и ресурсоемкости процесса наиболее оптимальным режимом установлен проточный режим с удельным расходом раствора соляной кислоты 7,2 кг/т. При таких условиях получено остаточное содержание кальция на угольном сорбенте на уровне 2,1 %, что ниже на 2,3 %, относительно базового режима. Также при данном режиме удалось достичь величины сорбционной активности около 75 %, что выше на 12,5 %, относительного базового режима.

Optimization of the acid treatment stage for activated carbon sorbent

Proskuryakova I.A., Tropin M.V., Goncharenko D.V., Ivanova I.K.

The possibility of improving the efficiency of acid treatment of activated carbon sorbent used in the processing of gold-bearing mineral raw materials was investigated. It was established that the flow-through mode of acid treatment provides higher efficiency of calcium removal due to its continuous elimination from the reaction zone.

Секция "Экологические и экономические аспекты процессов переработки техногенного сырья"

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОСВОЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА

Архипова Ю.А.

Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: yuliya_arhipovas@mail.ru*

В статье показаны типы техногенных образований на территории Дальневосточного федерального округа, крупнейшие объекты, ресурсный потенциал. Рассмотрены существующие экономические и институциональные барьеры и перспективные направления их переработки.

Техногенные месторождения – это скопления полезных ископаемых в отходах горного, обогатительного и металлургического производств, а также в золошлаковых отходах тепловых электростанций (ТЭС).

На Дальнем Востоке такие объекты представляют значительный интерес как источник вторичного сырья (золото, серебро, медь, вольфрам, олово, редкие металлы, строительные материалы).

Кроме месторождений присутствуют техногенные образования – это многомиллионные тонны накопленных отходов, их вовлечение в хозяйственный оборот позволяет решить одновременно ресурсные, экологические и экономические задачи [1].

Их ресурсы сопоставимы с некоторыми природными месторождениями и требуют детальной технологической оценки для вовлечения в повторный оборот.

Существуют основные типы техногенных образований ДФО: отвалы вскрышных пород и хвосты обогащения горно-обогатительных комбинатов, содержащие Au, Ag, Cu, W, Sn, Fe; золошлаковые отходы ТЭС, ТЭЦ, ГРЭС, содержащие Al, Si, Fe, Ti, редкоземельные, несгоревший уголь.

Крупнейшие техногенные объекты ДФО:

1) золошлакоотвалы Приморской ГРЭС (г. Лучегорск). Накоплено золошлаковых отходов более 15 млн т (по накопленным данным). Ежегодное образование: около 1,2–1,5 млн т. Содержания (ориентировочные): SiO_2 – 50-60 %, Al_2O_3 – 18-25 %, Fe_2O_3 – 6-12 %, CaO – 2-5 %, несгоревший углерод – 5-15 %. Также отмечены повышенные содержания золота (до 0,5-1,0 г/т), серебра, скандия. Ресурсный потенциал: десятки миллионов тонн сырья для производства строительных материалов, цемента, извлечения глинозёма, магнетита;

2) техногенные россыпи золота в Магаданской области и Якутии. В районах многолетней россыпной золотодобычи накоплены значительные объёмы техногенных песков – отвалы драг, эфельные отвалы, хвосты промприборов. Содержание золота в них часто составляет 0,2-0,8 г/т (иногда до 2 г/т). Ресурсы оцениваются в сотни тонн золота по всему ДФО;

3) хвосты обогащения оловянных и вольфрамовых руд (Хабаровский и Приморский края). Правоурмийское месторождение: отвалы и хвосты содержат олово (0,2-0,5%), вольфрам, медь. Хвосты оловорудных комбинатов Приморского края (например, Кавалеровский район) – потенциальные ресурсы олова, меди, серебра;

4) Чукотские техногенные отвалы золоторудных месторождений. Крупные рудники (Купол, Майское, Двойное, Кекура) за годы эксплуатации накопили миллионы тонн отвалов вскрышных пород и хвостов обогащения. Содержание золота в них может составлять 0,3-1,5 г/т, серебра – до 20-30 г/т.

Минерально-сырьевая база техногенных месторождений Дальнего Востока по объёмам (сотни миллионов тонн отходов) сопоставима с некоторыми природными месторождениями, особенно по золоту, серебру и строительным материалам [2]. Однако она крайне неоднородно изучена, отсутствует детальная разведка по большинству объектов и соответственно требуются значительные инвестиции; кроме этого из-за низкого содержания полезных компонентов экономически выгодная переработка возможна только при комплексном извлечении (например, из ЗШО: золото, глинозём, магнетит, строительные материалы) и наличии технологических разработок; присутствует экологическая нагрузка – техногенные отвалы наносят вред окружающей среде, их переработка одновременно решает природоохранные задачи; несовершенство законодательства - техногенные объекты часто не имеют статуса месторождения, что затрудняет лицензирование и применение налоговых льгот.

К перспективным направлениям переработки можно отнести:

1) доводка хвостов золото-серебряного обогащения.

Технологии: гравитация + флотация + цианирование (или более экологичное тиосульфатное выщелачивание). Потенциал: даже при содержании Au 0,3-0,5 г/т с учётом масштабов накопления (десятки млн т) можно извлечь 5-10 т золота ежегодно в масштабах ДФО. Пример: проект компании «Полиметалл» по переработке хвостов фабрики Албазино (не реализован из-за экономики). Перспективность: средняя; требует низкой себестоимости и комплексного извлечения (золото + серебро + медь);

2) переработка золошлаковых отходов Приморской ГРЭС.

Технологии: магнитная сепарация (получение магнетитового концентрата - железная руда), гравитация (микросферы), электростатическая сепарация (несгоревший углерод), кислотное выщелачивание (глинозём). Потенциал: из одного миллиона тонн золошлаковых отходов можно получить до 200 тыс. т магнетита, 20-40

тыс. т угольного концентрата, 1-2 тыс. т микросфер (дорогостоящий продукт). Пример: ООО «Экометт-Луч» (Лучегорск) – запуск опытно-промышленного комплекса мощностью 150-700 т/сутки. Перспективность: высокая; особенно при комплексном извлечении (магнетит + микросферы + недожог). Окупаемость 4-6 лет;

3) вовлечение техногенных россыпей золота (Магаданская область, республика Саха (Якутия)). Технологии: промывка на промприборах, гравитационное обогащение (винт-шлюзы, отсадочные машины). Потенциал: на многих участках техногенные пески содержат 0,3-0,6 г/м^3 золота, что выше бортового содержания для многих действующих россыпей. Пример: сотни мелких старательских артелей перерабатывают старые отвалы. Годовая добыча из техногенных объектов – до 2-3 т золота по ДФО. Перспективность: высокая, но фрагментированная (мелкий бизнес). Требуется геолого-экономическая оценка крупных техногенных кластеров;

4) хвосты оловянно-вольфрамовых руд (Хабаровский и Приморский края).

Технологии: гравитационно-флотационная перечистка, возможно, магнитная доводка. Потенциал: в хвостах Правоурмийского месторождения сохраняется 0,15-0,25 % Sn, 0,08-0,15 % Wo_3, а также медь. Пример: не реализован – невыгодно при текущих ценах на Sn и Wo_3; требует низкой себестоимости перечистки. Перспективность: низкая в ближайшие 5-7 лет без господдержки или роста цен на 30-50%;

5) угольные шламы и отвалы (Южная Якутия, Амурская область).

Технологии: брикетирование (производство топливных брикетов), использование в цементной промышленности (активные добавки). Потенциал: >100 млн т низкосортного углеродсодержащего сырья с теплотой сгорания 1500-3500 ккал/кг. Перспективность: средняя; эффективно только при крупных объёмах и близости к потребителю.

Учитывая экономические и институциональные барьеры [3-5], можно выделить основные стратегические рекомендации для реализации:

– включение техногенных объектов в федеральные и региональные программы. Принять закон о техногенных месторождениях, установить упрощённый порядок получения лицензий;

– субсидирование НИОКР по созданию недорогих мобильных модульных установок для переработки хвостов (флотация, гравитация);

– внедрение комплексной переработки – обязательное условие при новом строительстве ГОКов: использовать отходы последующих переделов;

– государственно-частное партнёрство для крупных проектов (например, переработка золошлаковых отходов Приморской ГРЭС – уже получена поддержка Корпорации развития Дальнего Востока);

– экологические стимулы – понижение экологических платежей для предприятий,

внедряющих переработку отходов, и повышение штрафов за их накопление.

Суммарный экономический эффект от переработки техногенных образований ДФО к 2035 году может составить 10-15 млрд руб. в год (в ценах 2025 г.) при условии господдержки и технологического прорыва.

Таким образом, техногенные ресурсы Дальнего Востока представляют собой крупный, но трудноизвлекаемый резерв.

Наиболее реальными и экономически привлекательными сегодня являются:

– переработка золошлаковых отходов Приморской ГРЭС (комплексное извлечение магнетита, микросфер, недожога);

– вовлечение техногенных россыпей золота (малый и средний бизнес); утилизация углеотходов в энергетике и стройиндустрии;

– хвосты обогащения золота и цветных металлов пока остаются долгосрочным резервом, требующим совершенствования технологий и значительного роста цен.

Для реализации потенциала необходима целенаправленная государственная политика, объединяющая экологические требования, налоговые льготы и поддержку инноваций [6, 7].

Список использованных источников

1. Секисов А.Г. и др. Особенности геотехнологической оценки и освоения золотосодержащих техногенных минеральных образований // Вестник Забайкальского горного колледжа. – 2024. – № 17. – С. 6-15.
2. Рассказов И.Ю. и др. Техногенные месторождения в отвалах горно-обогатительных комбинатов Дальневосточного Региона // Тихоокеанская геология. – 2014. – Т. 33. – № 1. – С. 102-114.
3. Архипова Ю.А. Диверсификация бизнеса интегрированных горно-металлургических компаний как способ снижения рисков в минеральном секторе экономики // Финансы и кредит. 2008. №30 (318) – С. 35-40.
4. Леонтьев Р.Г. и др. Логистика горного дела (интегрированные системы) – Владивосток: ДВФУ, 2021. – 200 с.
5. Архипова Ю.А. и др. Минерально-сырьевые ресурсы Хабаровского края как субъекта Дальневосточного федерального округа и их геоэкономическая оценка // Горный журнал. – 2018. – №10. – С. 13-18.
6. Архипов Г. И. Минеральные ресурсы горнорудной промышленности Дальнего Востока. Обзор состояния и возможности развития – М.: Горная книга, 2011. – 830 с.
7. Краденых И.А. и др. Повышение эффективности золотодобычи на основе горизонтальной интеграции – Хабаровск: Дальневосточный государственный университет путей сообщения, 2015. – 160 с.

Problems and prospects for the development of man-made deposits in the Far East

Arkhipova Yu.A.

This article describes the types of man-made formations in the Far Eastern Federal District, the largest sites, and their resource potential. Existing economic and institutional barriers and promising areas for their processing are discussed.

РАЗВИТИЕ КАДРОВОГО ПОТЕНЦИАЛА НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ В РЕГИОНЕ

Волков А.Ф.

Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск. Российская Федерация, *e-mail: volkov-af@igd.khv.ru*

Одной из основных проблем, сдерживающих развитие горнодобывающей промышленности Хабаровского края, является растущая нехватка квалифицированных кадров на действующих и вновь вводимых в эксплуатацию производственных объектах. Это стало одним из ключевых факторов, негативно влияющих на развитие отрасли.

Наличие на российском Дальнем Востоке уникальных по качеству и объему минеральных ресурсов послужило основой для создания горнодобывающей промышленности – важнейшего, исторически сложившегося элемента дальневосточной экономики, обладающего потенциалом для формирования крупных межрегиональных инновационных производственных центров.

За последнее десятилетие горнодобывающая промышленность Хабаровского края динамично развивалась. Был реализован ряд крупных инвестиционных проектов по вводу новых производственных мощностей, которые позволили создать тысячи новых рабочих мест. В связи с этим решение проблемы подготовки специалистов и рабочих для горнодобывающей отрасли региона стало одной из приоритетных задач для органов власти Хабаровского края, образовательных организаций, горнодобывающих предприятий и экспертного научного и промышленного сообщества.

В результате в Хабаровском крае создана комплексная, практико-ориентированная система подготовки инженерно-технических и квалифицированных рабочих кадров для горнодобывающей промышленности региона, включающая органы государственной власти, муниципальное управление, учреждения образования, культуры и спорта, горнорудные предприятия и научные организации.

В настоящее время одиннадцать государственных учреждений высшего и среднего профессионального образования Хабаровского края готовят специалистов и рабочих по профилю "Горное дело".

За последнее десятилетие общее количество студентов, обучающихся по специальностям "горное дело", увеличилось в четыре раза. Кроме того, на территории региона осуществляет научную деятельность Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук.

Помимо решения фундаментальных научных задач по развитию ресурсного потенциала региона, институт осуществляет образовательную деятельность в рамках программ подготовки научно-педагогических кадров, ведет активную профориентационную и педагогическую деятельность.

По инициативе автора создана отраслевая система подготовки квалифицированных кадров для горнодобывающей промышленности, проводимая профориентационная работа по привлечению молодежи к горному делу позволяют снизить дефицит квалифицированных кадров на действующих и вновь вводимых производственных объектах горнодобывающей отрасли Хабаровского края.

Сделан вывод, что в случае распространения данного опыта в других субъектах Дальневосточного федерального округа возможно обеспечить стабильность и увеличить производственный потенциал горнодобывающей отрасли региона.

Development of the human resource potential of subsurface use in the regio

Volkov A.F.

One of the main problems hindering the development of the mining industry in the Khabarovsk Territory is the growing shortage of qualified personnel at existing and newly commissioned production facilities. This has become one of the key factors negatively affecting the further development of the industry.

ФАКТОРЫ ОГРАНИЧЕНИЯ ЗОЛОТОДОБЫЧИ МАЛЫМИ ПРЕДПРИЯТИЯМИ НА ТЕХНОГЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ДАЛЬНЕГО ВОСТОКА

Черкашина И.А.
Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Российская Федерация,
e-mail: kradenyh_igd@mail.ru

В работе проведён структурный анализ факторов, сдерживающих вовлечение техногенных россыпей золота в хозяйственный оборот на Дальнем Востоке. Выявлено и классифицировано 15 барьеров по пяти типам, включая правовые, экономические, технологические, информационные и институциональные. Результаты могут служить основой для разработки адресных мер поддержки освоения техногенных россыпей в регионе.

В техногенных образованиях Дальнего Востока накоплены значительные прогнозные ресурсы золота. Только в Хабаровском крае на 149 изученных объектах данные составляют около 124,3 т при средних содержаниях 0,3–1,5 г/м³ [1]. Для всего макрорегиона отраслевые оценки достигают 1200–1500 т техногенного золота [2].

Несмотря на наличие ресурсной базы, проверенных технологий извлечения россыпного золота, фактическая добыча остается эпизодической, а малые предприятия, в большинстве, с осторожностью подходят к освоению таких объектов [3]. В связи с этим наблюдается очевидное противоречие, когда имеется ресурсная база, есть технологический задел и нормативное регулирование совершенствуется (в том числе упрощение учёта техногенных месторождений с 2025 г.), а массового вовлечения в оборот не происходит [4, 5]. Это позволяет предположить наличие системных

барьеров, которые сдерживают инвестиционную активность.

Цель работы заключается в выявлении, классификации и ранжировании факторов, сдерживающих освоение техногенных россыпей золота малыми предприятиями Дальнего Востока. Исследование опирается на анализ научных публикаций 2020–2026 гг., затрагивающих вопросы, связанные с вовлечением техногенных золотороссыпных месторождений Дальнего Востока в хозяйственный оборот. Выявленные барьеры сгруппированы по типам, дана оценка частоты их упоминания, как косвенного показателя значимости.

В ходе анализа выявлено 15 барьеров, объединённых в пять групп (таблица).

Ранжирование барьеров выполнено на основе двухступенчатой процедуры:

1. Количественный контент-анализ публикаций 2020–2026 гг. с оценкой частоты упоминания каждого фактора;

2. Экспертная интерпретация полученных данных с учетом специфики деятельности малых добывающих предприятий Дальнего Востока.

Представленная классификация позволяет выявить иерархию ограничений, определяющих инвестиционную привлекательность техногенных россыпей для малого бизнеса.

На основе анализа источников выделен приоритетный контур барьеров. Наибольшее влияние оказывают экономические факторы: низкие показатели среднего содержания золота (0,3–1,5 г/м^3) в сочетании в высокими логистическими издержками и стоимостью капитала формируют низкий уровень рентабельности производства [1, 2, 4, 5].

Технологическая специфика сырья (неоднородность состава, преобладание тонкого золота) выступает вторым по значимости ограничением, который требует индивидуального подбора схем обогащения и проведения пилотных испытаний [1, 4]. Правовые, информационные и институциональные факторы, хотя и фиксируются реже, но действуют как мультипликаторы рисков. Ведь они удлиняют сроки запуска проектов, увеличивают транзакционные издержки и пр.

В сочетании с институциональными факторами (дефицит квалифицированных кадров в удаленных районах и короткий полевой сезон) – все это формирует устойчиво высокий порог входа для малых предприятий [3, 4, 5].

Следует отметить, что базовая рентабельность проектов определяется экономическими и технологическими условиями, поэтому исключительно административные упрощения не способны стимулировать массовую добычу. Для изменения сложившейся ситуации необходимо поэтапное решение целого ряда задач. Начиная с инструментов поддержки, позволяющих преодолеть разрыв между высокими издержками и низкой рентабельность техногенных проектов, значимых для региона.

Таблица - Классификация барьеров освоения техногенных россыпей золота на Дальнем Востоке

Тип барьера	Фактор	Пояснение	Частота упоминания
Правовые	Неопределенность статуса объекта	Разграничение понятий "отходы" / "месторождение" затрудняет лицензирование	Высокая
	Сложность подсчета запасов	Требования к категориям С1/С2 избыточны для малых проектов	Средняя
	Длительность экспертизы	До 2025 г. срок 6-12 мес. Это удлиняет срок окупаемости	Средняя
Экономические	Низкие средние содержания	При 0,3-1,5 г/м^3 проект рентабелен только при строгом контроле операционных затрат, что затруднительно в условиях ДВ	Очень высокая
	Высокие логистические издержки	Удаленность от дорог, энергоисточников, ремонтных баз увеличивает стоимость добычи	Очень высокая
	Невозможность хеджирования ценовых рисков	Малые предприятия вынуждены реализовать золото по спотовой цене, не располагая финансовыми инструментами для фиксации выручки	Средняя
	Высокая стоимость капитала	Ставка дисконтирования в текущих условиях достигает 15-20 % с учетом региональных рисков	Высокая
Технологический	Неоднородность вещественного состава	Техногенные пески представляют собой смесь фракций и минералов, что затрудняет подбор схемы обогащения	Высокая
	Тонкое золото в эфельных фракциях	Частицы <50 мкм плохо извлекаются традиционной гравитацией, и требуют более сложных реагентных методов	Высокая
	Отсутствие практики пилотных испытаний	Малые предприятия часто закупают оборудование без предварительных тестов, повышая риск технологических ошибок	Средняя
Информационные	Отсутствие актуальной базы по техногенным россыпям	Нет единого реестра объемов содержаний, локализации отвалов.	Высокая
	Низкая осведомленность о новых правилах	Многие не знают об упрощении учета техногенных месторождений (2025 г.)	Средняя
Институциональ-ные (ДФО)	Дефицит кадров в удаленных районах	Молодежь уезжает, остается старшее поколение с ограниченным доступом к новым технологиям	Высокая
	Сезонность	Короткий полевой сезон (май-сентябрь) удлиняет цикл эксплуатации и окупаемость	Средняя

Примечание: частота упоминания оценена по количеству источников (2020–2026 гг.), где фактор выделен как значимый: "очень высокая" – 5 источников, "высокая" – 3- 4, "средняя" – 1- 2.

В долгосрочной перспективе является важным создание единой информационной системы и развитие кадровой подготовки для работы специалистов в удаленных регионах. Реализация данной стратегии позволит интегрировать техногенные объекты в хозяйственный оборот и активно решать задачи устойчивого развития территорий Дальнего Востока.

Список использованных источников

1. Ван Ван Е.А. Прогнозные ресурсы золота техногенных месторождений Хабаровского края // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – №12. – С. 191–199.
2. Луняшин П.Д. Техногенка на россыпях – перспективы развития в густом тумане // Золото и технологии. – 2024. – №1(63). – С. 32–38.
3. Методические рекомендации к техногенным россыпным объектам золота: утв. Роснедрами 10.09.2025 № 04-17/9-пр. – URL: https://gkz-rf.ru/tverdye-poleznye-iskopaemye/metodicheskie-rekomendacii/metodicheskie-rekomendacii-k-tekhnogennym (дата обращения: 01.05.2026).
4. Евдокимов С.И. и др. Технико-экономическое обоснование эффективности совместной переработки руд и россыпей золота // Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – 2020. – Т. 18, № 4. – С. 12–23.
5. Инвестиционный портал Хабаровского края. – Хабаровск, 2026. – URL: https://invest.khabkrai.ru (дата обращения: 01.05.2026).

Factors limiting gold mining by small enterprises at technogenic deposits in the Far East

Cherkashina I.A.

The paper presents a structural analysis of the factors constraining the commercial exploitation of technogenic gold placers in the Far East. Fifteen barriers across five categories were identified and classified: regulatory, economic, technological, informational, and institutional. The findings can serve as a basis for developing targeted support measures to promote the development of technogenic placer deposits in the region.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПРОЯВЛЕНИЙ ФЕНТОН-ПРОЦЕССА В ТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЯХ И ОПЫТ ЕГО ПРИМЕНЕНИЯ ДЛЯ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Конарева Т.Г.

ФГБУН Институт горного дела Дальневосточного отделения Российской академии наук, г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: konar_tat@mail.ru*

В данной работе показана возможность миграции элементов-поллютантов из сбросной пульпы сквозь дамбу хвостохранилища с привлечением бактериального сообщества с нейтральным pH и продуцированием реакции Фентона в минеральной массе дамбы.

Экологические последствия деятельности горных предприятий, традиционно рассматриваются в негативном аспекте, что в принципе, безусловно, правомерно. Большинство существующих способов добычи полезных ископаемых связано с

обязательным образованием на поверхности земли отходов горного производства. По данным ряда исследователей только в Восточном Забайкалье накоплено около 3 млрд. т. горно-технологических отходов, занимающих площадь свыше 4000 га.

К ним относятся: отвалы добытых забалансовых (в т.ч. на настоящий момент некондиционных и окисленных руд) полезных ископаемых; отвалы горных пород вскрыши и от проходки подземных выработок; отходы переработки обогатительных фабрик и металлургического производства (хвосты обогащения, сточные и оборотные воды и д).

Хвосты обогащения, являются достаточно специфическими образованиями, отличающихся от других техногенных объектов вещественным составом, условиями накопления и хранения, набором остаточных реагентов. Запасы горной массы в хвостохранилищах обогатительных фабрик измеряются миллионами тонн, мощность отложений нередко превышает 50 м. Хвостохранилища представляют интерес в качестве источника увеличения запасов минерально-сырьевого комплекса с перспективой их вовлечения в разработку, тем более что при повторной переработке хвостов отпадает необходимость в таких энергоемких операциях как дробление и частичное измельчение [1].

Дарасунское золоторудное месторождение известно с 1856 года. Рудное золото из месторождения начали добывать еще в 20-х годах прошлого столетия. С 1934 г. в составе рудника начала работать обогатительная фабрика. На золотоизвлекательной фабрике перерабатываются руды трех месторождений – Дарасунского, Теремкинского и Талатуйского по флотационно-гидрометаллургической схеме (коллективная флотация – сорбционное цианирование тонкоизмельченного флотоконцентрата). В комплексе рудных минералов основная роль принадлежит сульфидам, среди которых преобладают пирит, арсенопирит и халькопирит. Хвосты флотации Дарасунской ЗИФ представляют собой измельчённую минеральную массу и являются техногенными образованиями, содержащими остаточные, недоизвлеченные сульфидные минералы, которые в процессе хранения на открытом пространстве подвергаются изменениям под воздействием гипергенных процессов. В результате сульфидные минералы окисляются, продуцируя сернокислотную среду, высвобожденные металлы и мышьяк мигрируют со сточными водами через дамбу. Хвостохранилище ОФ занимает площадь около 80 га и разделено дамбой на 2 сектора, один из которых затоплен. Средняя мощность 6 м [2].

При выполнении полевых работ и отбора проб для проведения технологических исследований по разработке рациональной технологии их переработки с целью извлечения золота и сопутствующих металлов нами были обнаружены утечки оборотной воды из первой секции хвостохранилища вдоль всей нижней части дамбы. Пробы воды были отобраны из первой секции хвостохранилища (секция 1) и ручьев

утечек под дамбой хвостохранилища (фильтрат №1 и №2), и переданы на химический анализ для определения химических элементов-поллютантов и оценки наличия бактериологического загрязнения. Результаты анализов приведены в таблице.

Таблица - Содержание основных элементов-поллютантов в водных пробах с хвостохранилища Дарасунской ЗИФ

Место отбора	Элементы, мг/дм^3						
	pH	Ag	As	Co	Cu	Fe	K
Секция 1	7,8	0,003	0,022	0,004	0,144	0,093	43,86
Фильтрат №1 через дамбу	5,4	0,003	0,103	0,074	0,464	5,714	73,21
Фильтрат №2 через дамбу	5,8	0,002	0,372	0,002	0,005	0,507	21,82
Место отбора	Элементы, мг/дм^3						
	Mg	Mn	Ni	P	Pb	Sr	Zn
Секция 1	22,92	0,062	0,006	0,383	0,014	2,08	0,001
Фильтрат №1 через дамбу	52,48	14,19	0,011	17,32	0,007	2,20	0,038
Фильтрат №2 через дамбу	54,45	7,44	0,006	0,312	0,011	2,14	0,008

Визуальные наблюдения и анализ химического состава водных проб показали, что формируется несколько водных потоков, приводящих к выносу загрязняющих окружающую среду элементов-поллютантов. При паводковых сбросах происходит загрязнение элементами, в основном мигрирующими со взвесями и «тонкой фракцией» элементами, находящимися не только в растворенном виде, а также в виде комплексных соединений с остаточными цианидами и роданидами и флотореагентами, но и в виде шламовой фракции переизмельченных минералов. В основном, это халькопирит, арсенопирит, галенит, сфалерит [3].

В засушливый период формируются фильтрационные потоки, проходящие сквозь основной массив дамбы и разгружающиеся вдоль ее основания. Они имеют разный геохимический потенциал и представляют две различные геохимические системы. В некоторых проявлена биологическая составляющая (фильтрат №1), наличие водорослей, газовыделение, высокое содержание биофильных элементов, выщелачиваемых из минеральной массы дамбы – медь, железо, калий, марганец, фосфор, цинк. Миграция таких элементов-поллютантов вызвана микробиологической активностью. Здесь следует отметить, что происходит это при относительно повышенном pH = 5,4-5,6, в то время как формирование дренажных кислых стоков и бактериальная деструкция минералов происходит, в основном, при pH меньше 2.

В фильтрате №2 предположительно, проявлена реакция Фентона. Система Фентона (H_2O_2/Fe^{2+} + катализатор) известна уже более 100 лет. Среди процессов реакции Фентона (совместное действие перекиси водорода и солей железа Fe (II)) считаются самыми эффективными для очистки сточных вод, содержащих множество не разлагаемых микроорганизмами органических соединений. Окисление

органических загрязняющих веществ подразумевает в большинстве случаев генерацию и последующие реакции гидроксильных радикалов, которые являются недолговечными сильными окислителями, способными к окислению органических соединений. В присутствии H_2O_2 и при $pH < 3$ реакционная система является автокаталитической. Исходное значение pH является одним из определяющих параметров. Реактив Фентона представляет собой раствор перекиси водорода (H_2O_2), сульфата железа (II) ($FeSO_4$) и винной кислоты, для того чтобы началась реакция, необходимо определенное pH. Ионы железа (II) окисляются пероксидом водорода до ионов Fe(III). В теории, Fe(II) окисляется перекисью водорода до Fe(III), образуя при этом гидроксильный радикал и гидроксид-ион. Конечным результатом является диспропорционирование перекиси водорода с образованием двух различных форм кислородных радикалов и воды ($H^+ + OH^- = H_2O$) в качестве побочного продукта [4].

Применение реагента Фентона и особенно фото-Фентона позволяет в ряде случаев добиться наилучших результатов при окислении органических загрязнителей различного состава. Диапазон изученных к настоящему времени органических субстратов, которые могут быть окислены реагентом Фентона и фентоноподобными системами, весьма широк: фенолы, хлорфенолы, формальдегид, азотокрасители, родамины, нитрофенолы. Такое природное явление мы смогли воспроизвести в лабораторных условиях. Нами получены интересные и весьма обнадеживающие результаты при выщелачивании металлов из техногенных минеральных образований с применением реактива Фентона для окисления и деструкции минеральных матриц. При запуске реакции Фентона, в пробах происходит активная деструкция силикатной матрицы и образование силикатного геля. Так же происходит окисление сульфидных минералов и выщелачивание меди из них.

Список использованных источников:

1. Конарева Т.Г. О возможности применения природоподобного процесса окисления техногенных образований в физико-химической геотехнологии //Проблемы и перспективы комплексного освоения и сохранения земных недр. Материалы Международной научной школы акад. РАН К.Н. Трубецкого. – М., 2024. С. 237-240.
2. Конарева Т.Г. Доизвлечение дисперсного золота из кеков цианирования Дарасунского рудника активированными растворами //Современные проблемы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022). Владивосток 4–7 октября 2022 г. С. 313-316.
3. Конарева Т.Г. Сравнительная геоэкологическая оценка миграции элементов-поллютантов из хвостохранилища Дарасунской ЗИФ //Материалы XVII Международной научно-практической конференции «Новые идеи в науках о Земле». – Т,5. – Москва. – 2025. – С. 146-149.
4. Гурман М.А. Экологические аспекты вывода мышьяка // Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2016) 26-30 сент. 2016., Санкт-Петербург: Материалы международной конференции. – М: АО «Издательский дом «Руда и Металлы» – 2016.– С. 498-500.

Environmental aspects of the fenton process in technogenic mineral formations and experience in its application for leaching

Konareva T.G.

This article presents the possibility of pollutant elements migration from the discharge pulp through the tailings dam with the involvement of a bacterial community with a neutral pH and the production of the Fenton reaction in the mineral mass of the dam.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЛИТИЯ ИЗ ПОДЗЕМНЫХ РАССОЛОВ СИБИРСКОЙ ПЛАТФОРМЫ

Зелинская Е.В., Барахтенко В.В., Ступин Е.О., Толмачева Н.А., Ханхакшинов И.Н.

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

В работе описана возможность применения рассолов Сибирской платформы как источника ценных макрокомпонентов и редких элементов, в первую очередь лития. Изучен химический и фазовый состав проб рассолов, приведены результаты по извлечению лития методом сорбции. Предложен метод электродиализа с использованием ионообменных мембран на основе исследованных ранее сорбентов для извлечения лития.

Подземные рассолы, залегающие на территории Сибирской платформы, считаются многообещающим источником гидроминерального сырья, что подкрепляется проведенными исследованиями и существующими прогнозными оценками их запасов. Высокоминерализованные подземные воды данного региона обладают исключительным химическим составом. В них содержатся Ca, Mg, K, Br, Li, Sr, Rb и другие элементы, причём их концентрации заметно превышают уровни, признанные промышленно значимыми. В контексте необходимости замены импортных поставок из стран Южной Америки особое стратегическое значение приобретает литий. В связи с этим комплексная переработка рассолов Восточной Сибири признаётся экономически оправданной и рациональной [1].

На протяжении многих лет основным способом получения лития из гидроминерального сырья служит солнечное выпаривание рассолов в открытых бассейнах. Данный метод применяется в Южной Америке, Китае, США и Северной Африке. Эффективность этого процесса зависит от химического состава исходного сырья, климатических условий и действующих экологических норм. Метод рассматривается как альтернатива извлечению лития из твёрдых полезных ископаемых, однако он сопряжён с определёнными трудностями, и конечный результат во многом определяется составом рассолов, климатом, продолжительностью процесса, интенсивностью водопотребления и экологическими требованиями [2].

В настоящее время ведущие страны-производители лития переходят от медленного и требующего больших затрат ресурсов выпаривания рассолов к прямым методам извлечения лития (*direct lithium extraction (DLE*)). Технологии экстракции растворителем, сорбции, ионного обмена, использования мембран и электрохимических процессов позволяют ускорить получение лития и снизить экологический ущерб, который наносят испарительные пруды и химические реагенты [3].

В российской научной и производственной практике в последнее время значительно повысился интерес к технологии прямого извлечения лития из подземных рассолов. Причинами такого внимания служат, во-первых, острая потребность в замещении импортных поставок лития, который ранее ввозился из-за рубежа, а во-вторых, тот факт, что на сегодняшний день в стране отсутствуют промышленно освоенные разработки по добыче лития из месторождений твёрдых полезных ископаемых. В этой связи широкую известность получили многочисленные труды коллектива авторов под руководством Н.П. Коцупало, А.Д. Рябцева и других учёных. Эти работы посвящены созданию и совершенствованию технологии извлечения лития из подземного гидроминерального сырья, которая базируется на принципе селективной (то есть избирательной) сорбции [4].

В ИрНИТУ проведены исследования по определению химического и минерального состава проб подземных рассолов, жидкой фазы и выпадающего осадка.

Образцы были отобраны на одном из участков нефтегазоносной площади, которая находится в пределах Сибирской платформы. Рассол отличается высоким содержанием кальция, магния, брома, стронция, рубидия и хлора. Помимо этого, в общей пробе рассола (вместе с растворённым в нём осадком), концентрация лития достигает 612 мг/л. Данный показатель вполне сопоставим с уровнями содержания лития, которые характерны для южноамериканских соляных озёр — саларов в Боливии и Аргентине, а у промышленно разрабатываемых месторождений Китая (Дунтай) и США (Сильвер Пик) содержание лития заметно ниже[5, 6].

Анализ фазового состава выпавшего из рассола осадка, показал наличие следующих соединений: гидрат хлорида кальция с химической формулой $CaCl_2 \cdot 4H_2O$, карналлит (формула $KMgCl_3 \cdot 6H_2O$), тахгидрит (формула $CaMg_2Cl_6 \cdot 12H_2O$), а также гидрат хлорида стронция (формула $SrCl_2 \cdot 2H_2O$).

На исследуемом рассоле опробован метод прямой экстракции лития по сорбционной технологии с применением литийселективных сорбентов разных типов: на основе гидроксида алюминия и на основе оксида титана.

Выполненные исследования показали, что на предварительной стадии в связи с высоким содержанием в рассолах двухвалентного железа необходимо его удаление с переводом в осадок трехвалентного железа путем подщелачивания рассола.

Определено, что предварительное выведение из процесса макрокомпонентов позволяет в операциях сорбции-десорбции с последующей доочисткой на сульфокатионите выделить литиевый продукт, содержанием около 0,5 г/дм^3 лития с минимальным количеством примесей и извлечением более 86 %.

Выведение из рассола кальция производится путем его осаждения, удаление железа достигается путем осаждения железа (III) гидроксида при увеличении pH среды до 7–7,5 введением раствора щелочи. Концентрация кальция снижается до 0,18 % от исходной концентрации (в 560 раз), калия – до 15 % от исходной (в 6,54 раза); магния – до 0,19 % от исходной (в 530); железа (II) – менее 0,02 % от исходной (более чем в 5000 раз).

На исследуемом рассоле опробован метод прямой экстракции лития по сорбционной технологии с применением литийселективных сорбентов разных типов: на основе гидроксида алюминия и на основе оксида титана. Проведённые эксперименты показали, что на предварительной, подготовительной стадии необходимо учитывать высокое содержание в рассолах двухвалентного железа, который требуется удалять, переводя его в осадок трёхвалентного железа путём подщелачивания рассола. Установлено, что предварительное удаление из процесса макрокомпонентов позволяет на последующих операциях сорбции и десорбции, а также после дополнительной очистки на сульфокатионите, выделить литиевый продукт. Продукт характеризуется содержанием лития около 0,5 г/л, минимальным количеством посторонних примесей и степенью извлечения 86 %.

Выявлено, что в результате предварительного осаждения макрокомпонентов концентрация кальция уменьшается в 560 раз, концентрация калия – в 6,54 раза, магния – в 530 раз, двухвалентного железа – более чем в 5000 раз.

Полученные в ходе проведённых исследований результаты демонстрируют, что из подземных рассолов Сибирской платформы возможно получить литийсодержащий продукт, отличающийся высокой степенью чистоты, при этом достигается высокий уровень извлечения лития – до 88 %.

Такой результат обеспечивается применением метода прямого извлечения с использованием сорбционной технологии. Вместе с тем необходимо учитывать, что гидроминеральные ресурсы, залегающие на территории Сибирской платформы, характеризуются многокомпонентным составом и очень высокой минерализацией макрокомпонентов — основных солеобразующих элементов. Как показывают наши исследования, добиться получения высококачественного, чистого литийсодержащего продукта непросто даже в том случае, если применять многократную очистку. Более того, существует риск потерь части лития на тех стадиях технологического процесса, где проводится предварительное осаждение других компонентов, а именно железа, кальция и магния.

Для эффективного извлечения лития по методу DLE и получения соединений лития высокой чистоты также рассматривается способ электродиализа. В качестве полупроницаемых мембран для процесса электродиализа могут использоваться заполнители из применяемых авторами сорбентов на основе гидроксида алюминия и оксида титана в качестве катионообменной мембраны, а в качестве анионообменной мембраны – доступную ионообменную смолу-анионит, например, ЭДЭ-10П. При этом физико-химические процессы извлечения лития с применением метода электродиализа недостаточно изучены, технология сталкивается с такими проблемами, как низкая селективность и загрязнение мембран.

Технико-экономический анализ показывает потенциал электродиализа как экономически эффективного метода, хотя возможность его применения в крупномасштабных производствах остается неопределенной, необходимы дальнейшие исследования по повышению долговечности и производительности мембран, а также извлечению лития из сложных многокомпонентных рассолов.

Список использованных источников

1. Alekseev S.V., Alekseeva L.P., Vakhromeev A.G. Brines of the Siberian platform (Russia): Geochemistry and processing prospects // Applied Geochemistry. 2020. Vol. 117.
2. Amato A., Becci A., Villen-Guzman M. [et al.]. Challenges for sustainable lithium supply: A critical review //Journal of Cleaner Production. – 2021. – Vol. 300. – Art. 126954.
3. Renjith K., Gokul G. (2024). A Comprehensive Review of Lithium Extraction: From Historical Perspectives to Emerging Technologies, Storage, and Environmental Considerations. Cleaner Engineering and Technology. 20. 100749.
4. Рябцев А.Д., Коцупало Н.П., Менжерес Л.Т. и др. Научные основы производства селективного к литию сорбента и промышленной технологии извлечения хлорида лития из гидроминерального поликомпонентного сырья // Химическая технология. – 2020. – Т. 21, № 8. – С. 338-352
5. Wei H.-Z., Jiang S.-Y., Tan H.-B. [et al.] Boron isotope geochemistry of salt sediments from the Dongtai salt lake in Qaidam Basin: Boron budget and sources // Chemical Geology. 2014. Vol. 380. P. 74–83.
6. Williams G.D.Z., Barre J., Louvat P [et al.] Geochemical controls on the formation of lithium brines in closed-basins of the Lithium Triangle // Earth and Planetary Science Letters. – 2026. – Vol. 679. – Art. 119849.

Extraction of Lithium from Underground Brines of the Siberian Platform

Zelinskaya E.V., Barakhtenko V.V., Stupin E.O., Tolmacheva N.A., Khankhakshinov I.N.

This paper describes the potential of using brines of the Siberian Platform as a source for extracting valuable macrocomponents and rare elements, primarily lithium. The chemical and phase composition of brine samples is studied, and the results of lithium extraction by sorption are presented. An electrodialysis method using ion-exchange membranes based on previously studied sorbents for lithium extraction is proposed.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ НИЗКОСОРТНОЙ МАРГАНЦЕВОЙ РУДЫ ДЛЯ ОЧИСТКИ ПОДОТВАЛЬНЫХ ВОД

Орехова Н.Н.

ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г.И. Носова**,** г. Магнитогорск, Российская Федерация, *e-mail: n_orehova@mail.ru*

Исследована возможность использования некондиционной марганцевой руды в качестве сорбента для очистки кислых подотвальных вод горно-обогатительных комбинатов от железа и марганца. Показано, что исходный (необожжённый) материал эффективно удаляет железо и обеспечивает значительное снижение концентрации марганца. По эффективности очистки от марганца разработанный сорбент превосходит товарный аналог при равной площади поверхности. Материал не требует энергозатратной термической активации, стабилизирует pH воды на нейтральном уровне и может служить экономически выгодной альтернативой для доочистки техногенных вод.

Кислые подотвальные воды горно-обогатительных комбинатов характеризуются низкими значениями pH (2–4) и высокими концентрациями железа, марганца, меди, цинка и других тяжёлых металлов. Традиционные реагентные методы (известкование, осаждение) позволяют удалить основную массу металлов, но марганец (II) остаётся в растворе из-за необходимости достижения pH > 9,5 для его гидролиза. Альтернативой является сорбционная доочистка с использованием природных марганецсодержащих материалов, обладающих каталитическими и сорбционными свойствами. В работе исследована возможность применения некондиционной марганцевой руды одного из уральских месторождений (сорбент НМ) для очистки реальных подотвальных вод ГОКа.

В качестве сорбента использовали исходную (необожжённую) руду фракции -700+300; –300 мкм, а также образцы, обожжённые при 700 и 1000 °C. Для сравнения применяли товарный сорбент МС. Техногенная вода имела pH 3,1; содержание (мг/дм^3): $Fe_{общ}$ – 2,2; Mn – 2,7; Cu – 1,9; Zn – 11; Al – 12; S – 230. Перед сорбцией воду нейтрализовали известковым молоком до pH 6,2±0,5.

Статические опыты проводили при варьировании дозировки Т : Ж от 1 : 50 до 6 : 50 и времени контакта 15–120 мин. Навески корректировали для обеспечения одинаковой суммарной площади поверхности материалов.

Концентрации металлов определяли фотометрически и методом ICP-OES. Построены изотермы адсорбции (модель Ленгмюра). Установлено, что исходный НМ (без обжига) эффективно удаляет железо – остаточная концентрация менее 0,1 мг/дм^3 уже при Т : Ж = 1:100. Обжиг при 700 и 1000 °C снижает сорбционную способность по Fe и полностью дезактивирует материал по отношению к Mn.

Кинетика сорбции марганца исходным НМ (Т : Ж = 1 : 50, фр. –300 мкм): за 45

мин концентрация Mn^{2+} снижается с 4,74 до 0,87 мг/дм^3, за 120 мин (в отсутствие железа) – до 0,2 мг/дм^3.

При равной площади поверхности (фракция –700+300 мкм, Т : Ж = 6:50) НМ обеспечивает остаточный Mn 0,29 мг/дм^3 (эффективность 95,2 %), тогда как сорбент МС – лишь 0,68 мг/дм^3 (88,7 %).

Для достижения сравнимого результата дозу МС необходимо увеличивать в 2–3 раза.

По изотермам Ленгмюра предельная сорбционная ёмкость для НМ составила 0,564 мг/г, для МС – 0,402 мг/г. Константа сродства МС выше (3,07 против 1,81 л/мг), однако при концентрациях $Mn^{2+} > 5$ мг/л предпочтительнее НМ, так как он обеспечивает большее абсолютное извлечение.

Важное преимущество НМ – поддержание нейтральной среды после очистки (pH 6,2–6,9); МС защелачивает воду до pH 9,0, что требует дополнительной нейтрализации. Анализ водной вытяжки из НМ выявил переход марганца в воду до концентрации 1,5 мг/дм^3, но в рабочих условиях дозировки и продолжительности кондиционирования дополнительного загрязнения не происходит за счёт сорбции марганца из раствора.

Некондиционная марганцевая руда месторождения может использоваться в качестве эффективного и дешёвого сорбента для очистки кислых подотвальных вод от железа и марганца. Предлагается технологическая схема: нейтрализация известковым молоком до pH 6,5 → отстаивание → сорбция НМ (фр. –300 мкм, доза 20 г/л, время 45–60 мин). При необходимости достижения остаточного Mn < 0,1 мг/дм3 целесообразна двухступенчатая очистка: первая ступень – НМ, вторая – МС.

Для проверки влияния контакта подотвальной воды с сорбентом на снижение концентрации более широкой номенклатуры тяжелых металлов в укрупненном лабораторном эксперименте реализована схема, которая предусматривала предварительную нейтрализацию воды известковым молоком до pH 6,2 с последующим удалением осадка и финишную сорбционную доочистку сорбентом НМ.

Результаты показали следующее. Железо, остаточная концентрация которого после нейтрализации составляла 0,21 мг/л, после контакта с сорбентом НМ снизилась до 0,0055 мг/л – степень удаления достигла 97,4 %. Основной целевой компонент (марганец) удалён с 2,5 мг/л до 0,37 мг/л, что соответствует эффективности 85,2 %. Полученный уровень 0,37 мг/л приемлем для технического водопользования, однако для достижения нормативов менее 0,1 мг/л требуется дополнительная ступень очистки. По другим тяжёлым металлам следующие результаты: алюминий – снижение с 3,3 до 0,072 мг/л (97,8 %); медь – с 1,6 до 0,014 мг/л (99,1 %); кадмий – с 0,021 до 0,0018 мг/л (91,4 %); кобальт – с 0,064 до 0,0015 мг/л (97,7 %); цинк – с 10 до 4,3 мг/л (57 %); никель – с 0,032 до 0,022 мг/л (31%); фосфор – с 0,038 до 0,0099 мг/л (74 %).

Сорбент практически не влияет на концентрации кальция, магния, натрия и сульфатов (сера осталась на уровне 230 мг/л). В то же время отмечено вымывание и как следствие повышение концентрации в очищенной воде калия с 0,65 до 3 мг/л и стронция с 0,14 до 0,46 мг/л, что связано с природными примесями в минеральном сырье и не является критичным для большинства технических целей. Важно отметить, что сорбент НМ не защелачивает воду: pH воды повысился с 6,2 до 7,4, что позволяет получать нейтральную среду без дополнительного реагентного воздействия.

Обобщая результаты, можно заключить, что новый марганецсодержащий сорбент на основе некондиционной руды (сорбент НМ) является эффективным и экономически оправданным материалом для доочистки нейтрализованных подотвальных вод от железа, марганца, меди, кадмия, кобальта и алюминия. Сорбент не требует энергозатратной термической активации, стабилизирует pH на нейтральном уровне и не вносит значимого вторичного загрязнения, за исключением незначительного вымывания калия и стронция. Полученные результаты могут служить основой для проектирования систем очистки техногенных вод на горных предприятиях.

Investigation of the effectiveness of low-grade manganese ore for the treatment of mine dump water

Orekhova N.N.

The feasibility of using substandard manganese ore as a sorbent for the treatment of acidic dump waters from mining and processing plants to remove iron and manganese was studied. It has been shown that the raw (uncalcined) material effectively removes iron and provides a significant reduction in manganese concentration. In terms of manganese removal efficiency, the developed sorbent outperforms a commercial analogue at equal surface area. The material requires no energy-intensive thermal activation, maintains neutral pH of the treated water, and can serve as a cost-effective alternative for industrial wastewater polishing.

ВЛИЯНИЕ РЕЖИМОВ ГРАНУЛЯЦИИ НА ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ И СОРБЦИОННЫЕ СВОЙСТВА САПОНИТСОДЕРЖАЩИХ СОРБЕНТОВ

Самусев А.Л., Миненко В.Г., Глухарев Ф.В.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: andrey63vzm@mail.ru*

Теоретически и экспериментально исследовано влияние режимов грануляции на физико-механические и сорбционные свойства сапонитсодержащих продуктов. Выявлено увеличение микротвердости поверхности и прочности гранул сапонита при термической обработке со связующим реагентом (жидкое стекло). Исследованиями на модельных Cu-содержащих растворах установлены зависимости изменения сорбционной емкости сапонита при увеличении концентрации жидкого стекла (с 0 до 95 %) и повышении температуры обжига с 400 °С до 700 °С.

Развитие отечественной высокотехнологичной промышленности возможно при условии достаточно полного обеспечения стратегическим минеральным сырьем (углеводородами, редкими и редкоземельными, благородными металлами и т.д.). Для эффективного извлечения ценных элементов из сырья различного происхождения на всех стадиях переработки (включая извлечение из техногенных вод, промышленных стоков и др.) в настоящее время актуальны вопросы разработки экологически безопасных минеральных сорбентов [1].

В ранее проведенных работах выявлена высокая эффективность использования модифицированного природного сапонита (глинистого минерала группы смектитов, выделенного из оборотных вод обогащения алмазосодержащих кимберлитов) для извлечения цветных, редкоземельных металлов и золота из модельных растворов [2,3].

Сапонит относиться к группе смектитов — слоистых силикатных минералов, подкласса филлосиликатов (листовых силикатов) и обладает высокой удельной поверхностью, способностью к набуханию и емкостью катионного обмена. Несмотря на изменчивый вещественный состав и текстурно-структурные особенности натуральных глин различного геологического происхождения, отечественные и зарубежные ученые проводят широкий ряд исследований направленных на модификацию сорбционных свойств смектитов [4].

В предыдущих работах с использованием современных физических и физико-химических методов анализа подтверждена возможность эффективной модификации сорбционных свойств сапонита (продукта переработки оборотных вод алмазодобывающего производства) органическими и неорганическими соединениями, термической обработкой, а также комбинированием указанных методов.

В результате проведенных исследований установлена возможность повышения сорбционных свойств модифицированного сапонита по отношению к катионам меди, никеля, редкоземельных металлов и золоту методами пилларинга, интеркаляции и термической обработки. Установленные оптимальные параметры применения сорбентов на основе сапонита, обеспечивают повышение статической обменной емкости по отношению к катионам никеля и меди до 190 мг/г, РЗМ – до 20 мг/г, золоту – до 120 мг/г [5].

С целью исследования возможности применения разрабатываемых минеральных сорбентов на практике в данной работе исследовано влияние режимов грануляции на физико-механические и сорбционные свойства сапонитсодержащих продуктов.

В качестве материала исследований использован сапонит месторождения «Ломоносовское» (Архангельская область, РФ) с добавлением свежующей добавки (жидкое стекло). Термическую обработку проводили при температуре от 400 °С до 700 °С. Сорбционная емкость гранул исходного сапонита без добавления связующего составляет ~25 мг/г. В работе изучено изменение элементного состава (XRF),

микротвердости поверхности (метод Виккерса), прочности гранул и сорбционной емкости гранул сапонита крупностью -1.25+0.5 мм.

Установлено, что повышении концентрации жидкого стекла с 0 до 95 % (по массе) микротвердость поверхности сапонита увеличивается в 2.5-4.5 раза с 1.6 до 5.7 кгс/мм^2 для необожженного, с 5.6 до 15.2 кгс/мм^2 для обожженного (500 °С) (таблица).

Таблица – Микротвердость поверхности, кгс/мм^2

Расход жидкого стекла, %	Без обжига	Температура обжига, °С		
		400	500	600
0	1.6	1.7	5.6	8.6
4	1.9	2.7	8.3	13.3
8	2.3	3.7	10.8	15.8
12	2.8	4.4	11.4	-
24	3.7	6.5	12.8	-
47.5	4.3	7.1	14.6	-
95	5.7	7.9	15.2	-

При этом сорбционная емкость сапонита, обожжённого при высокой температуре (700 °С) пропорционально увеличивается при снижении концентрации жидкого стекла (с 95 % до 0%) с 7.5 мг/г до 22.5 мг/г (рисунок), что связано с разрушением гранул (увеличением удельной поверхности).



Рисунок – Сорбционная емкость гранулированного сапонита

При более низкой температуре обжига (500 °С) прочность гранул сохраняется только при концентрации жидкого стекла – 95 %, при этом происходит частичное осаждение гидроксидов меди из-за резкого повышения pH (> 6.0), вероятно связанное с неполным переходом силиката натрия из гелеобразного состояния в твердое.

Максимальная емкость (14.5-16.5 мг/г) при сохранении прочности гранул сапонита наблюдается при расходе жидкого стекла в 12 % и температуре обжига 700 °С, либо при расходе жидкого стекла в 95 % и температуре обжига 500 °С.

Таким образом, добавление в качестве связующего реагента жидкого стекла с одной стороны обеспечивает механическую прочность гранул при последующем обжиге, с другой снижает сорбционную емкость в 1.5-1.7 раза с 25 мг/г до 14.5-16.5 мг/г, что обуславливает проведение дальнейших исследований по подбору эффективных связующих добавок и режимов термической обработки.

Список использованных источников

1. Chanturia V.A. [et al.] Innovative Environmentally Safe Processes for the Extraction of Rare and Rare-Earth Elements from Complex Ores of Perplexed Material Composition // Geology of Ore Deposits. 2023. 65. P.425–437.
2. Xia J. [et al.] A review on adsorption mechanism of gold cyanide complex onto activation carbon // Journal of Industrial and Engineering Chemistry. 2022. Vol. 111. P. 35–42.
3. Чантурия В.А. и др. Сорбция золота на модифицированном сапоните // Записки горного института. 2025 Т. 276. Вып. 2. С. 49-57.
4. Wypych F. [et al.] A. Chapter 1 - Clay minerals: Classification, structure, and properties // Developments in Clay Science. 2022. Vol. 10. P.3-35.
5. Chanturia V.A. [et al.] Adsorption of rare earth elements at modified saponite // Journal of Mining Science. 2024. Т. 60. № 3. P. 485-493.

Influence of granulation modes on physical-mechanical and sorption properties of saponite-containing sorbents

Samusev A.L., Minenko V.G., Glukharev F.V.

The influence of granulation modes on the physico-mechanical and sorption properties of saponite-containing products was studied theoretically and experimentally. An increase in the surface microhardness and strength of saponite granules was revealed during heat treatment with a binding agent (liquid glass). Studies on model Cu-containing solutions established the dependence of changes in saponite sorption capacity with an increase in the concentration of liquid glass

ТЕХНОЛОГИЯ ОЧИСТКИ ПОДОТВАЛЬНЫХ ВОД С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ ИОНОВ МЕДИ И ЦИНКА

Барышников А.Д.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: 2001poll@mail.ru*

В статье выполнен анализ методов очистки подотвальных вод горно-обогатительных предприятий. Рассмотрены сорбционные и электрохимические технологии. Приведены результаты опытно-промышленных исследований на Бурибаевском ГОКе.

Подотвальные воды, формирующиеся при фильтрации атмосферных осадков через отвалы вскрышных пород и хвостохранилища, являются одним из наиболее значимых источников техногенного загрязнения водных объектов [1]. В зоне влияния горно-обогатительных комбинатов Уральского региона концентрации меди и цинка в подотвальных водах превышают предельно допустимые значения в десятки и сотни раз. Подотвальные воды рассматриваются не только как источник экологической опасности, но и как потенциальное техногенное сырье для извлечения ценных компонентов [2, 3]. Традиционные методы очистки (известкование, реагентное осаждение, нейтрализация) имеют существенные недостатки: высокие

эксплуатационные затраты, образование значительных объемов труднофильтруемых осадков, невозможность селективного извлечения ценных компонентов [4]. В качестве альтернативы разрабатываются сорбционные технологии с использованием природных и модифицированных сорбентов, а также электрохимические методы [5].

Для повышения сорбционной активности природных цеолитов применяют методы модификации. Обработка цеолитов раствором гидроксида натрия позволяет удалить обменные катионы Ca^{2+}, Mg^{2+} и K^{+}, увеличить удельную поверхность и объем микропор.

Термическая активация при температуре 300–500°С способствует удалению кристаллизационной воды и образованию дополнительных активных центров. Сочетание щелочной и термической обработки позволяет повысить сорбционную емкость модифицированных цеолитов по сравнению с природными образцами. Значение pH – наиболее значимый фактор, определяющий эффективность сорбции. В интервале pH 4 – 5,5 достигаются максимальные значения извлечения для большинства ионов тяжелых металлов, при pH ниже 3,5 отмечается конкуренция ионов водорода за активные центры сорбента, что приводит к снижению извлечения [6].

Проведен комплекс исследований по разработке технологии глубокой очистки подотвальных вод Бурибаевского ГОКа и извлечению из них ценных компонентов. Изучены различные методы: цементация, аэрационное осаждение, электроосаждение, сорбция на природных цеолитах, низкотемпературная кристаллизация, а также агрегирование взвесей активной кремнекислотой.

При использовании цементации меди из подотвальных вод установлено, что двухстадиальная очистка позволяет получить слив с содержанием меди 1,76 мг/л при извлечении металла в твердую фазу 99,66 %. Аэрационное осаждение показало высокую эффективность при удалении ионов железа: оптимальное значение pH жидкой фазы составляет 5,5, при этом потери меди и цинка в осадок не превышают 10 %. Электроосаждение меди из подотвальных вод позволяет получать катодный продукт с массовой долей металла до 48 % при выходе по току 63 %. В ходе исследований определены оптимальные параметры электрокоагуляции: напряжение на электродах 3 В, плотность тока на катоде 52 А/м², обеспечивающие практически полную очистку воды от ионов меди и железа.

Сорбционные исследования проведены на природных цеолитах Холинского и Сибайского месторождений. Установлено, что максимальная сорбция меди (92 %) из кислых растворов при pH = 3 достигается за 90–120 минут на цеолите Сибайского месторождения. Максимальную сорбционную емкость по меди (6 мг/г) имеет цеолит Холинского месторождения. По цинку максимальная величина сорбции на обоих цеолитах примерно одинакова и составляет 2,8–3 мг/г. Изучена электрохимическая десорбция меди из цеолитов; установлена возможность интенсификации процесса

ультразвуковой обработкой, максимальная степень десорбции составила 95 %.

Низкотемпературная кристаллизация показала высокую эффективность для концентрирования ионов цветных металлов. За одну ступень очистки концентрация металлов в ледяной фазе снижается в 10–15 раз.

При исследовании агрегирования взвесей установлено, что активная кремнекислота при расходе 0,5–1 мг/л интенсифицирует осаждение взвеси.

На основе проведенных исследований предложены технологические схемы очистки подотвальных вод Бурибаевского ГОКа для реализации в опытно-промышленных условиях. Экспериментально подтверждена принципиальная возможность и технико-экономическая целесообразность очистки подотвальных вод от ионов меди и цинка с использованием комплекса методов [7]. Установлено, что цементация обеспечивает извлечение меди до 99,66 %, сорбция на цеолитах — до 92% меди и 2,8–3 мг/г цинка, электроосаждение позволяет получать катодный продукт с содержанием меди до 48 %.

Разрабатываемая технология позволяет снизить концентрацию ионов тяжелых металлов до нормативных значений, извлечь ценные компоненты в виде товарных концентратов и обеспечить оборотное водоснабжение технологических процессов. Перспективными направлениями дальнейших исследований являются оптимизация режимов модификации сорбентов и разработка замкнутых схем регенерации реагентов.

Список использованных источников

1. Чантурия В.А. и др. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья // Устойчивое развитие горных территорий. 2021. Т. 13. № 2 (48). С. 224–237.
2. Орехова Н.Н. и др. Инновационные технологии обогащения - основание для включения техногенного сырья в стратегическую минерально-сырьевую базу // В сб.: Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025). – Екатеринбург: Форт-Диалог Исеть, 2025. – С. 40-45.
3. Горлова О.Е. и др. Передовые практики обращения с горно-металлургическими отходами: инновационные подходы к ресурсосбережению и экологизации производства // Там же. С. 431–433.
4. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. М.: Горная книга, 2008. 710 с.
5. Чантурия В.А. и др. Комбинированные процессы переработки сапонитсодержащих вод алмазодобывающих предприятий с получением дополнительной продукции широкого спектра применения // В сб.: Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025). – Екатеринбург: Форт-Диалог Исеть, 2025. – С. 46-54.
6. Изоитко В.М. Технологическая минералогия и оценка руд. СПб.: Наука, 1997. 532 с.
7. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Технология обогащения полезных ископаемых: учебник для студентов спец. "Обогащение полезных ископаемых" – М:: Руда и Металлы, 2007.

Basement water treatment technology with copper and zinc ion extraction

Baryshnikov A.D.

The article analyzes the methods of purification of basement water of mining and processing enterprises. Sorption and electrochemical technologies are considered. The results of pilot studies at the Buribayevsky GOK are presented.

КОМПОЗИЦИОННЫЕ СОРБЕНТЫ: СИНТЕЗ, СВОЙСТВА И ПЕРСПЕКТИВЫ ОЧИСТКИ ТЕХНОГЕННЫХ СТОКОВ*

Есипов В.Е., Шумилова Л.В.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация, *e-mail: slavel.chapp@gmail.com, e-mail: shumilovalv@mail.ru*

Актуальность исследования обоснована значительными загрязнениями среды тяжёлыми металлами. Цель – синтез композитов «кора сосны–цеолит» и оценка извлечения Cu^{2+}. Применены спектральные методы и кинетическое моделирование. Модифицированный композит сорбирует до 25 мг/г Cu^{2+}; кинетика указывает на хемосорбцию; выявлен синергизм цеолита и коры. Результаты подтверждают перспективность местного сырья для экономичной очистки техногенных стоков.

Загрязнение среды тяжёлыми металлами остро стоит в Чите из-за горно-котловинного рельефа, затрудняющего рассеивание выбросов транспорта, промышленности и печного отопления. Металлы не разлагаются и мигрируют по трофическим цепям. Кора сосны обыкновенной эффективно аккумулирует поллютанты, служа биоиндикатором и природным сорбентом, к тому же это крупнотоннажный отход лесопереработки. Природные цеолиты обладают высокой ионообменной ёмкостью и легко модифицируются. Сочетание коры и цеолита Шивыртуйского месторождения даёт композиты с синергетическим эффектом. Цель работы – синтез композитов «кора–цеолит», изучение их сорбционных свойств и оценка перспектив очистки техногенных стоков.

Кора сосны обыкновенной как аккумулятор тяжелых металлов. Натурные исследования, выполненные на семи участках г. Читы с различной антропогенной нагрузкой (Парк Памяти, Парк Пионеров, стадион СибВО, Батарейная сопка, Сосновый Бор, Объездное шоссе, ул. Гранитная), показали, что кора сосны обыкновенной (*Pinus sylvestris*) эффективно накапливает тяжелые металлы из окружающей среды. Атомно-абсорбционный анализ образцов коры, отобранных послойно (с удалением верхнего сухого слоя), выявил присутствие меди, цинка и

* **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-20004, https://rscf.ru/project/26-17-20004/**

свинца в концентрациях, прямо коррелирующих с интенсивностью движения автотранспорта и содержанием этих элементов в почве [1].

Наибольшие уровни аккумуляции зафиксированы осенью: на Батарейной сопке медь – 8,55 мг/кг, цинк – 34,47 мг/кг, свинец – 6,22 мг/кг; на СибВО и ул. Гранитной – существенные превышения фона.

Сопоставление с автотранспортными выбросами подтвердило роль коры как биоиндикатора и концентратора поллютантов. ИК-спектр выявил гидроксильные (3300–3600 $см^{-1}$), карбонильные (1743–1700 $см^{-1}$), ароматические (1683–1623 $см^{-1}$) и фенольные (1164 $см^{-1}$) группы, отвечающие за хемосорбцию металлов (рисунок 1) [2]. Это обосновывает использование коры сосны для создания композиционных сорбентов.

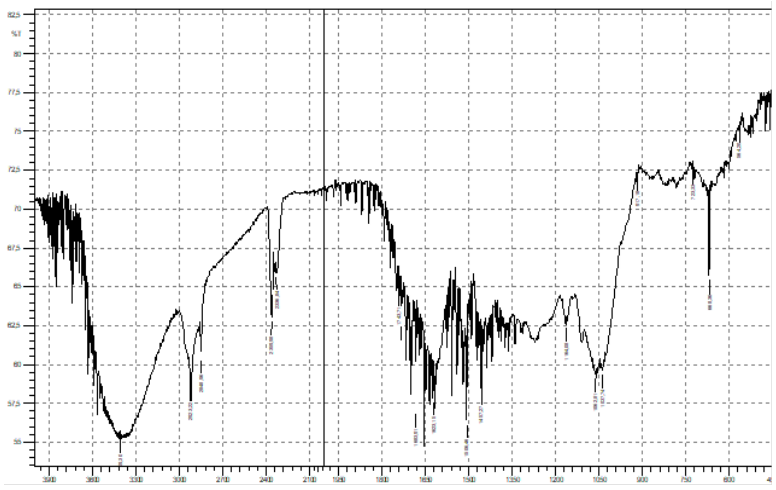


Рисунок 1 - ИК-спектр коры сосны обыкновенной

В качестве минеральной матрицы композита выбран цеолит Шивыртуйского месторождения (Забайкальский край). Месторождение открыто в 1985 г., запасы оцениваются в 267,2 млрд т, порода характеризуется высоким содержанием клиноптилолита (до 95 %) и повышенным отношением Si/Al, что обеспечивает химическую и термическую стабильность материала. Микропористая каркасная структура цеолита обусловливает развитую ионообменную ёмкость: катионы Na^+, K^+, Ca^{2+} и Mg^{2+}, расположенные в каналах и полостях, способны обратимо замещаться на ионы тяжёлых металлов из растворов без разрушения кристаллической решётки [3].

Присутствие в породе примесного монтмориллонита дополнительно повышает сорбционную активность.

Шивыртуйский цеолит доступен как местное минеральное сырьё, что снижает затраты на производство сорбентов. В композите «цеолит–кора» он выполняет роль неорганической матрицы, улучшающей механическую прочность гранул и кинетику сорбции за счёт быстрого ионного обмена на внешней поверхности и в транспортных порах.

Такое сочетание позволяет создать материал, объединяющий высокую обменную ёмкость цеолита и хемосорбционную активность биополимеров коры. Композиционные сорбенты получали смешением коры сосны обыкновенной и цеолита Шивыртуйского месторождения. Кору, предварительно высушенную и измельчённую до порошкообразного состояния, смешивали с цеолитом, размолотым до фракции 100 меш, в массовом соотношении 1:1. Смесь тщательно перетирали в агатовой ступке до получения однородного тонкодисперсного порошка, что обеспечивало тесный контакт органического и минерального компонентов и механическую активацию поверхности.

Для получения модифицированных образцов кору перед смешением с цеолитом подвергали обработке мочевиной. Навеску коры помещали в 5 %-ный раствор мочевины и выдерживали в течение 24 ч при постоянном встряхивании, поддерживая pH в интервале 8 – 9 добавлением растворов NaOH или HNO_3 (контроль через 1, 2, 3 и 4 ч).

По окончании модификации материал отфильтровывали, тщательно промывали дистиллированной водой, высушивали и далее смешивали с цеолитом по описанной выше методике. Полученные композиты использовали в экспериментах без дополнительного гранулирования, что позволяло максимально реализовать доступную сорбционную поверхность.

Модифицированный мочевиной композит коры сосны и цеолита (СМ/Ц) продемонстрировал максимальную сорбционную ёмкость по ионам Cu^{2+} в первые 10–30 мин контакта: 17,5 мг/г при начальной концентрации 1 мг/мл и 25 мг/г при 2 мг/мл. Кинетика процесса удовлетворительно описывается уравнением псевдо-второго порядка $\tau/A\tau=f(\tau)$ (R^2 = 0,996–1,000), что свидетельствует о преобладании хемосорбции (рисунок 2).

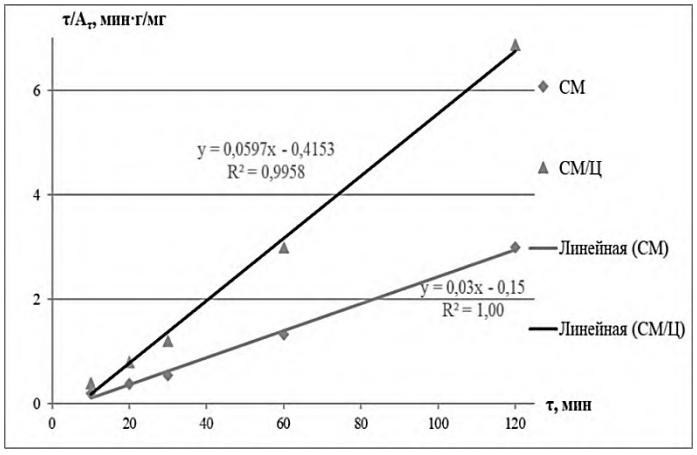


Рисунок 2 - Графическая зависимость τ/Aτ=f(τ) для сорбции ионов меди (II) на экспериментальных модифицированных сорбентах

Обработка коры мочевиной привела к появлению в ИК-спектрах полос аминогрупп (3420 и 3477 $см^{-1}$), что расширило набор центров связывания. Механизм извлечения металлов композитом носит комбинированный характер: цеолит обеспечивает быстрый катионный обмен Na^+, K^+, Ca^{2+} на Cu^{2+} в транспортных порах, а

биополимеры коры реализуют комплексообразование с участием гидроксильных, карбоксильных, фенольных и вновь введённых аминогрупп.

Синергетический эффект проявляется в одновременном действии двух механизмов: цеолит снижает локальную концентрацию ионов у поверхности, ускоряя их диффузию к активным центрам коры, тогда как органическая матрица дополнительно хелатирует металлы, повышая общую глубину очистки. Вместе с тем, суммарная ёмкость композита оказалась ниже, чем у чистой модифицированной коры, что, вероятно, связано с частичным блокированием пор биополимера частицами цеолита. Это указывает на необходимость оптимизации массового соотношения компонентов для достижения максимальной эффективности.

Полученные результаты обосновывают перспективность создания композитов «цеолит–кора» как дешёвых и доступных материалов для глубокой очистки техногенных стоков от тяжёлых металлов и определяют направление дальнейшей оптимизации состава.

Полученные композиты «цеолит–кора сосны» целесообразно применять для доочистки слабоконцентрированных техногенных стоков, в которых содержание тяжёлых металлов сопоставимо с уровнями, зафиксированными в городской среде. Приоритетные области — ливневые стоки с автодорог и промплощадок, дренажные воды полигонов ТБО, сточные воды автомоек и участков гальванообработки после основного цикла осаждения.

Рекомендуется использование композитов в насыпных фильтрах доочистки или в составе проницаемых биосорбционных барьеров на пути поверхностного стока.

Список использованных источников

1. Турушева Т.В. и др. Исследование сорбции тяжелых металлов наземными экосистемами на участках города Чита с различной антропогенной нагрузкой // Безопасность техногенных и природных систем. – 2025. – Т. 9, № 3. – С. 196–207.
2. Зонхоева Э.Л. Природные цеолиты Забайкалья: свойства и применение / отв. ред. А. М. Плюснин. - Улан – Удэ: Издание БНЦ СО РАН, 2018. – 192 с.
3. Накамото К. ИК-спектры и спектры-КР неорганических и координационных соединений / К. Накамото. – М.: Мир. – 1991. – 536 с.

Composition sorbents: synthesis, properties and prospects of purification of technogenic wastewater

Esipov V.E., Shumilova L.V.

The relevance of the study is justified by significant environmental pollution by heavy metals. Goal – synthesis of composites "pine bark–zeolite" and evaluation of extraction of Cu^{2+}. Applied spectral methods and kinetic modeling. The modified composite sorbs up to 25 mg/g of Cu^{2+}; kinetics indicates chemosorption. Synergism of zeolite and bark is revealed. The results confirm the prospects of local raw materials for economical purification of technogenic wastewater.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СУЛЬФИДСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ*

Михайлов А.Г.[1,3], Гуревич Ю.Л.[2], Усманова Н.Ф.[1,3], Теремова М.И.[2], Зуев А.Е.[1], Плотникова А.А.[3,1], Бурдакова Е.А.[3,1]

[1] Институт химии и химической технологии СО РАН – обособленное подразделение ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Российская Федерация,
[2] Федеральный исследовательский центр «Красноярский научный центр СО РАН» ФИЦ КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Российская Федерация,
[3] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: usman@icct.ru*

В статье показаны результаты биовыщелачивания ценных компонентов из техногенного сульфидного сырья. Объект исследования - хвостохранилища сульфидных руд. Доказано, что преобразование хвостов обогащения сульфидных руд с минимизацией отрицательного воздействия на окружающую среду можно применять введение в техногенный массив сильного окислителя и стимулирование роста аборигенной микрофлоры подпиткой азотом и фосфором.

Анализ литературных источников последних лет указывает на возрастающий интересе исследователей к накопленным объемам хвостохранилищ, различного вещественного состава. Наиболее активно изучаются и вовлекаются в повторную переработку золотосодержащие техногенные объекты. Классические технологические решения, применяемые на стационарных фабриках, в большинстве случаях экономически неэффективны для извлечения целевых элементов из материала хвостохранилищ, в силу своей труднообогатимости из-за очень тонкой вкрапленности ценных компонентов, наличием техногенно-гипергенных изменений вещественного состава. Вовлечение в повторную переработку сырья хвостохранилищ помимо финансовой прибыли за счет дополнительного извлечения ценных компонентов снижает антропогенную нагрузку на район размещения хвостов обогащения. Как правило, для извлечения ценных компонентов из материала хвостохранилищ применяют гидрометаллургическую технологию чанового или кучного выщелачивания с переводом целевых элементов в жидкую фазу различными растворителями и последующим осаждением.

Цель проводимых нами исследований – создание технологий, максимально учитывающих природные процессы растворения и дальнейшего извлечения целевых элементов из техногенного материала с минимальным воздействием на окружающую среду. Реализация процесса основана на направленном преобразовании техногенного

*** Исследования проведены при поддержке гранта РНФ 25-17-20016, Красноярского краевого фонда науки**

материала в режиме in situ (на месте залегания) с применением бактерий.

Актуальность работы обусловлена необходимостью создания ресурсосберегающих и экологически безопасных технологий для переработки минерального сырья (green technology), снижающих негативное действие на окружающую среду в горно-перерабатывающих районах.

Для экспериментального исследования выщелачивания ценных компонентов из хвостов обогащения полиметаллических руд разработана установка, моделирующая режим восходящего капиллярного фильтрационного подъема растворов на дневную поверхность с испарительным барьером.

Установка состоит из блока 4-х колонн диаметром 40 мм, высотой 430 мм. В качестве основного выщелачивающего агента в колоннах использовали воду питьевой минерализации без добавок (одна колонна) и с окислительными компонентами в виде водных растворов пероксида водорода в концентрации 0,5 % и 10 %.

В одну из колонн подавали выделенные и культивированные аборигенные бактерии, в остальные колонны для поддерживания предельной и достаточной численности бактерий в массиве использовали избыточную подачу питательной смеси из минеральных солей фосфора и азота вместе с выщелачивающими растворами в донную часть колонны.

Энергетический субстрат для бактерий - сульфидные минералы, присутствующие в хвостах обогащения, что было селективным фактором поддержания роста аборигенных бактерий. Материал в колонах представлен хвостами флотационного обогащения полиметаллической руды.

Эксперименты проводили при комнатной температуре 20-25ºС. Контроль вещественного преобразования, в частности, переход элементов в раствор и наличие бактериальной массы в растворе осуществляли на трех уровнях в каждой колонне и на поверхности. Поверхность массива (колонны) являет собой испарительный барьер. Жидкую фазу по каждому уровню анализировали методами атомно-абсорбционной спектрометрии и масс-спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой.

На всех уровнях фиксировали pH отбираемых растворов. Ожидаемо более активный переход элементов рудной матрицы Cu, Ni, Co, Fe, Mn отмечается в колонне с подачей 10 % раствора пероксида водорода. С уменьшением концентрации выщелачивающего агента снижается скорость перехода растворенных элементов в раствор.

В рамках проводимых исследований жизнедеятельность бактериальной массы фиксируется во всех колоннах, даже единично в колонне с подачей максимальной концентрации H_2O_2. Специальное внесение аборигенных бактерий и подача дополнительного питания для жизнедеятельности бактериальной массы способствует увеличению миграционных свойств элементов сульфидной рудной матрицы в объеме

колонны.

Анализ миграции элементов в двух сравниваемых колоннах с одной и той же концентрацией пероксида водорода 0,5 %, в одну инокулировали аборигенные бактерии и вносили подпитку для поддержания их роста, а в другую вносили только питание для бактерий показал, что для стимулирования биоокисления сульфидов может быть достаточна только подпитка автохтонной микрофлоры, без внесения селективно выделенных бактерий.

Таким образом полученные результаты показывают, что интенсификация выщелачивания сульфидов металлов в техногенных массивах возможна при стимулировании роста аборигенных микроорганизмов в условиях восходящего фильтрационного потока.

В качестве технологических приемов для вещественного преобразование хвостов обогащения сульфидных руд с минимизацией отрицательного воздействия на окружающую среду можно применять введение в техногенный массив сильного окислителя и стимулирование роста аборигенной микрофлоры подпиткой азотом и фосфором.

Assessment of the potential for extracting valuable components from technogenic sulphide-containing raw materials using bioleaching

Mikhailov A.G., Gurevich Yu.L., Usmanova N.F., Teremova M.I., Zuev A.E., Plotnikova A.A., Burdakova E.A.

The article presents the results of bioleaching of valuable components from technogenic sulfide raw materials. The object of the study is the tailings of sulfide ores. It has been proved that the transformation of sulfide ore tailings with minimization of the negative impact on the environment can be applied by introducing a strong oxidizer into the man-made massif and stimulating the growth of native microflora by feeding with nitrogen and phosphorus..

АНАЛИЗ СОДЕРЖАНИЯ ТЯЖЕЛЫХ МЕТАЛЛОВ В ЗОЛАХ ТЕПЛОВЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СТАНЦИЙ РОССИИ

Вальцева А.И.[1], Барбин Н.М.[1,2], Вальцев Н.В.[1], Швец М.А.[1]

[1] ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: a.i.valtseva@urfu.ru*

[2] ФГБОУ ВО «Уральский институт Государственной противопожарной службы Министерства РФ по делам гражданской обороны, чрезвычайным ситуациям и ликвидации последствий стихийных бедствий», г. Екатеринбург, Российская Федерация

В работе проведен анализ состава зол различных угольных бассейнов, используемых на российских тепловых электрических станциях, установлены наиболее встречающихся тяжелые металлы, а также произведено сравнение их концентраций с порогом ценности для промышленного извлечения.

Уголь по-прежнему занимает одно из ведущих мест в структуре мирового производства электроэнергии. Согласно данным [1], в 2024–2025 годах на угольное топливо приходится около 35% глобальной выработки электроэнергии, что делает его крупнейшим источником среди всех используемых энергоресурсов. Особенно высока доля угольной генерации в развивающихся странах: в Китае она составляет около 59%, в Индии достигает 70–77% [2]. Запасы угля в Российской Федерации оцениваются в 272,7 млрд т, что эквивалентно более чем 500-летнему периоду добычи при текущих объемах [3]. Ключевыми потребителями угольной продукции выступают предприятия топливно-энергетического комплекса и металлургической отрасли. Россия располагает одной из крупнейших в мире сырьевых баз угля, представленной многочисленными месторождениями [3]. Основные объемы добычи сосредоточены в Сибири и на Дальнем Востоке; по данным на 2024 год, годовая добыча превышает 440 млн т [4].

На территории России выделяется 22 угольных бассейна и 146 отдельных месторождений. Кузнецкий угольный бассейн является крупнейшим в стране: на него приходится около 50 % всей российской угледобычи, при этом примерно 80 % коксующихся углей добывается именно в Кузбассе [4]. Угли данного бассейна характеризуются низким содержанием серы, сравнительно невысокой зольностью и высокой теплотой сгорания [4].

Канско-Ачинский бассейн содержит около 80% российских запасов бурого угля и является основным районом добычи энергетических углей [4]. Кроме того, в его пределах находятся неосвоенные месторождения, в том числе Итатское, Урюпское и Барандатское. Угли Минусинского бассейна отличаются высокой теплотворной способностью, низким содержанием серы и золы; здесь добываются преимущественно энергетические каменные угли марок Д и ДГ. Для углей Иркутского бассейна характерно среднее качество и повышенное содержание серы. Более половины запасов каменных углей данного бассейна сосредоточено в неосвоенном Каранцайском месторождении, тогда как 85 % запасов бурых углей локализовано в Мугунском месторождении [4].

Южно-Якутский бассейн имеет важное значение как сырьевая база для экспорта угля в страны Азиатско-Тихоокеанского региона. Вместе с тем Республика Саха (Якутия) относится к труднодоступным регионам, что усложняет освоение месторождений. Угли Южно-Якутского бассейна отличаются высоким качеством и благоприятными технологическими свойствами; разработка месторождений ведется преимущественно открытым способом [3, 4]. Печорский угольный бассейн, крупнейший на севере России, обладает значительными запасами угля. Добыча здесь ведется в основном шахтным способом на глубинах до нескольких сотен метров и осложняется сложными горно-геологическими условиями. Около 40 % углей Печорского бассейна относится к коксующимся, преимущественно особо ценных

марок [4]. Челябинский угольный бассейн представлен главным образом бурыми углями с высокой зольностью; их добыча является сравнительно дорогостоящей при невысоком качестве сырья [3]. В Донецком бассейне сосредоточено почти 80 % запасов антрацита. Несмотря на высокую теплотворную способность, угли этого бассейна характеризуются повышенным содержанием серы, значительной глубиной залегания и малой мощностью угольных пластов [4].

На ряде электростанций энергосистем Урала и Сибири используется уголь Экибастузского бассейна Республики Казахстан. Эти угли относятся преимущественно к бурым, отличаются высокой зольностью (20–50 %) и повышенным содержанием глинозема (Al_2O_3 до 40 %). Основной сферой их применения является электроэнергетика [4]. Золы углей практически всех месторождений, используемых в энергетике, содержат различные тяжелые металлы: концентрации их в золах углей рассматриваемых бассейнов существенно варьируют, что обусловлено геохимическими особенностями и минеральным составом вмещающих пород каждого бассейна [5]. Среди наиболее распространенных тяжелых металлов можно выделить Zn, Cr, Pb, Co и Cu.

Несмотря на наличие тяжелых металлов в сравнительно высоких концентрациях, их содержание в большинстве случаев не достигает порога ценности, достаточного для промышленного извлечения, вследствие чего переработка золы с целью извлечения данных компонентов оказывается экономически нецелесообразной.

Таблица – Сравнение содержания тяжелых металлов в золах крупных угольных бассейнов и порога ценности для извлечения

Элемент	Содержание тяжелых металлов в золах различных бассейнов, г/т							Порог ценности, г/т	ПДК в почве, г/т
	Кузнецкий	Канско-Ачинский	Минусинский	Южно-Якутский	Печорский	Иркутский	Экибастузский		
Zn	1100	124,6	23	50	144,6	200	87	2000	23
Cr	2600	60	38	33	–	280	40	7000	6
Pb	4800	149,6	18	46	95,1	–	90,5	100	6
Co	51	33,24	22	10	70,3	148,2	63	100	5
Cu	3700	24,9	42	34	83,1	–	38	100	3

В таблице приведены сведения о содержании тяжелых металлов, рекомендуемых к оценке концентрациях [5] и предельно допустимых концентрациях (ПДК) тяжелых металлов в почве. Порог ценности представляет собой количественный показатель, определяющий минимальную концентрацию полезного компонента, при которой

доходы от его реализации превышают затраты на переработку [6].

Представленные в таблице данные указывают на то, что значения порога ценности для ряда тяжелых металлов существенно превышают их фактическое содержание в золах большинства бассейнов. Вместе с тем, по мнению ряда исследователей [7, 8], данный порог может быть снижен при внедрении комплексных технологий, предусматривающих извлечение сразу нескольких ценных компонентов, а также последующее использование золы в качестве сырья для производства строительных материалов. Однако подобный подход применим преимущественно к системам сухого золоудаления. Отмечаем, что в золах углей Кузнецкого бассейна потенциальный интерес может представлять извлечение меди и свинца, в Канско-Ачинском бассейне – свинца, а в Иркутском – кобальта. Для каждого типа золы требуется разработка специализированной технологии, обеспечивающей эффективное извлечение конкретного тяжелого металла [9].

На подавляющем большинстве российских электростанций используются системы гидрозолошлакоудаления, что существенно ограничивает возможности применения золы в производстве строительных материалов [10]. Остальные концентрации тяжелых металлов не представляют промышленного интереса с точки зрения извлечения, однако превышают ПДК для почв.

Зола, накопленная в давно эксплуатируемых и уже заполненных золоотвалах, не поддается полноценной переработке, а зола, удаляемая мокрым способом, непригодна для использования в строительной индустрии. В связи с этим возникает необходимость разработки мероприятий, направленных на снижение экологической нагрузки, создаваемой золоотвалами.

Наиболее целесообразным представляется проведение рекультивации с предварительным удалением тяжелых металлов из зольного субстрата. Очистка золоотвалов от тяжелых металлов необходима как для обеспечения устойчивого роста растений, так и для предотвращения поступления токсичных элементов в организм человека, в частности при сборе грибов, ягод малины и других плодов, произрастающих на территориях золоотвалов [10, 11].

Список использованных источников

1. Global Energy Review 2025 / International Energy Agency : site. – France, 2025. – 43 p. – URL: https://iea.blob.core.windows.net/assets/5b169aa1-bc88-4c96-b828-aaa50406ba80/GlobalEnergyReview2025.pdf (date of access: 27.02.2026).
2. Global Energy Review 2025. Electicity / International Energy Agency : site. – 2025. – 118 p. – URL: iea.org/reports/global-energy-review-2025/electricity (date of access: 27.02.2026).
3. Сальникова Е.Б. и др. Угольная промышленность России в условиях ориентации на углеродно-нейтральную экономику // Universum: экономика и юриспруденция. – 2022. – № 1(88). – С. 16-19.
4. Гончаренко Н. Топ-10 угледобывающих регионов России 2025: ветер дует на Восток // dprom.online : сайт. – URL: https://dprom.online/mining/top-10-ugledobyvayushhih-regionov-

rossii-2025/ (дата обращения: 27.02.2026).
5. Салихов В.А. Перспективы извлечения ценных цветных и редких металлов из золошлаковых отвалов энергетических предприятий Кемеровской области // Вестник Томского государственного университета. – 2009. – № 327. – С. 163–168.
6. Черепанов А.А. и др. Комплексная переработка золошлаковых отходов ТЭЦ (результаты лабораторных и полупромышленных испытаний) // Геология и полезные ископаемые мирового океана. – 2009. – № 2 (16). – С. 98–115.
7. Кравченко В.Н. и др. Вещественный состав золы от сжигания углей как основа выбора технологии переработки // Минералы: строение, свойства, методы исследования : материалы XII Всерос. молодеж. науч. конф. – Екатеринбург, 2021. – С. 82.
8. Горбачева Т.Г. и др. Сорбция ионов аммония из водных растворов на золошлаках ТЭЦ // Химия твердого топлива. – 2022. – № 4. – С. 45–53.
9. Делицын Л.М. и др Переработка золошлаковых отходов угольных электростанций и извлечение из них промышленной продукции / Теплоэнергетика. 2025. № 3. С. 39-58.
10. Путилова И.В. и др. Международный опыт обращения с золошлаками ТЭС // Теплоэнергетика. – 2025. – № 7. – С. 75–85.
11. Banda M.F. [et al.] A phytoremediation approach for the restoration of coal fly ash polluted sites: A review. // Heliyon. – 2024. – Vol. 10, Iss. 23. – Art. e40741.

Analysis of heavy metal content in the ashes of thermal power plants in Russia

Valtseva A.I., Barbin N.M., Valtsev N.V., Shvets M.A.

In this paper, the composition of the ashes of various coal basins used in Russian thermal power plants is analyzed, the most common heavy metals are identified, and their concentrations are compared with the threshold value for industrial extraction.

ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПОЛУЧЕНИЯ И ПРИМЕНЕНИЯ СОРБЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ ПЕРЛИТОВОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ОЧИСТКИ ВОДНЫХ СРЕД ОТ НЕФТИ И НЕФТЕПРОДУКТОВ*

Перфильев А.В., Цыбульская О.Н., Ксеник Т.В., Юдаков А.А., Ярусова С.Б.
ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения Российской академии наук,
г. Владивосток, Российская Федерация*, e-mail: a.v.perfilev@mail.ru*

В работе представлены результаты исследования структурно-сорбционных характеристик гидрофобного адсорбента, полученного на основе вспученного перлита, с точки зрения его применения для очистки водных сред от нефтепродуктов. Приведена оценка экономической целесообразности получения сорбционных материалов на основе перлитового сырья.

В практике очистки природных и сточных вод от нефти и нефтепродуктов широко используются сорбционные методы [1]. При этом, основной акцент научных исследований сделан на разработку новых эффективных и недорогих сорбционных

*Работа выполнена в рамках государственного задания Института химии ДВО РАН, тема № FWFN (0205)-2025-0002

материалов. Важную роль при производстве адсорбентов нефти и нефтепродуктов играет материал (сырьё), используемый в качестве основы для получения адсорбентов.

Наиболее экономически и экологически целесообразно производить адсорбенты на основе местных природных материалов или промышленных отходов. Для обработки загрязнённых нефтепродуктами поверхностей разрабатываются и используются адсорбенты на основе различных природных алюмосиликатов [2].

Одним из направлений получения новых нефтесорбентов является разработка методов поверхностной гидрофобной модификации сырья [3].

Классификация методов модификации в зависимости от фазового состояния модифицирующего агента включает жидкофазную, парофазную и газофазную обработку. Применение газофазных методов является эффективным с точки зрения глубины нанесения модифицирующего вещества на поверхность внутренних открытых пор материала. Кроме того, при модификации не используются растворители, следовательно, нет необходимости утилизировать их избытки, а также сушить готовый продукт.

Цель настоящего исследования – определение структурно-сорбционных характеристик и экономическая оценка получения сорбционных материалов на основе перлитового сырья для извлечения нефтепродуктов из водных сред.

Для проведения исследований и отработки технологических режимов получения сорбционных материалов были отобраны образцы пористого материала – природного перлита (Начикинское месторождение, п-ов Камчатка), вспученного по технологии, описанной в работе [4]. Образцы представляли собой лёгкие, сыпучие, непрочные, пористые гранулы различных фракций от 2 до 10 мм. В зависимости от фракционного состава насыпная плотность материала составляла от 150 до 200 кг/м3. Установлено, что основные компоненты, определяющие химические особенности поверхности образцов вспученного перлита – это оксиды кремния и алюминия. Содержание оксидов других элементов в образцах незначительно.

Внутренняя структура образцов вспученного перлита исследована методом рентгеновской компьютерной томографии на микротомографе SkyScan 1272 (Bruker microCT, Бельгия). Обобщённые морфометрические характеристики образцов: общая пористость –60,28–86,31%; открытая пористость –59,02–86,30%; закрытая пористость –0,05–3,07%.

Для изучения методов термического и химического модифицирования поверхности вспученного перлита для придания ему гидрофобных (олеофильных) свойств, использовались технологические приёмы и аппаратурное оформление, представленные в работе [5].

Модельные системы, содержащие эмульгированные нефтепродукты в воде, получали путём перемешивания воды и нефтепродукта с помощью высокооборотной

механической мешалки ЭЛ-1 при скорости вращения 3000 об/мин в течение 10 мин. Адсорбент засыпали в подготовленную эмульсию и непрерывно перемешивали при скорости вращения 2000 об/мин в течение заданного времени. Далее адсорбент извлекали и взвешивали.

В качестве загрязняющего нефтепродукта было выбрано дизельное топливо плотностью 0,830 г/см3. Адсорбция протекала при pH среды 6,5–7,5 и температуре 27°C. Измерение исходных и остаточных концентраций загрязняющего нефтепродукта в воде при исследовании процесса адсорбции в статических условиях проводили методом ИК-спектрофотометрии по методике [6].

Измерения проводились на концентратомере КН-3 (ПЭП «Сибэкоприбор», Россия).

Для изучения механизма адсорбции проведена обработка изотерм в координатах уравнений Ленгмюра и Фрейндлиха. Для определения кинетических параметров использовали модели псевдо-первого и псевдо-второго порядка. Форма изотермы адсорбции эмульгированного дизельного топлива качественно соответствует типу II по классификации ИЮПАК [7], что характерно для адсорбции на макропористых материалах с неограниченным формированием адсорбционного слоя.

Для установления природы адсорбционного взаимодействия была проведена обработка полученных данных по адсорбции эмульгированного нефтепродукта из воды полученным адсорбентом на соответствие теориям адсорбции, для чего были построены изотермы в линеаризованных координатах. Для каждой из представленных зависимостей после обработки были получены величина аппроксимации и соответствующие коэффициенты уравнений, которые приведены в таблице.

Таблица - Результаты расчёта параметров уравнений Ленгмюра и Фрейндлиха

Адсорбент	Параметры уравнения Ленгмюра			Параметры уравнения Фрейндлиха		
	A_m, г/г	b, л/г	R^2	K_F, (г/г) (л/г)$^{1/n}$	1/n	R^2
Перлит вспученный гидрофобизированный	0,57	4,70	0,9765	2,07	0,3116	0,8656

Сравнение коэффициентов аппроксимации показывает, что адсорбция эмульгированного дизельного топлива для гидрофобных адсорбентов на основе вспученного перлита с большей вероятностью описывается уравнением Ленгмюра. Вместе с тем, высокая корреляция для модели Фрейндлиха даёт основание использовать и эту теорию для интерпретации равновесных данных по адсорбции эмульгированных нефтепродуктов, что указывает на сложность протекающих процессов.

Установлено, что процесс адсорбции в анализируемом временном интервале наилучшим образом описывается моделью псевдо-второго порядка, о чём

свидетельствуют соответствующие коэффициенты корреляции.

Ключевыми факторами при определении экономической целесообразности производства сорбционных материалов являются:

– анализ доступности и качества сырьевой базы;

– расчёт логистических издержек и близости потенциальных потребителей сорбентов;

– оценка региональных экологических издержек (тарифы на утилизацию, ставки экосборов);

– сопоставление себестоимости производства с рыночной ценой аналогов.

Для экономического обоснования разработки необходимо определить такие экономические параметры, как годовой экономический эффект, рентабельность и срок окупаемости затрат. Проведённый сравнительный анализ технико-экономических показателей производства адсорбентов на основе вспученного перлита при выпуске 57 т/год позволяет сделать вывод об экономической целесообразности производства. Рентабельность продаж составит 47,8 %, NPV (чистая приведённая стоимость) – 178,7 тыс. руб., срок окупаемости – 2,88 года.

Список использованных источников

1. Кузубова Л.И. и др. Очистка нефтесодержащих сточных вод: аналит. обзор. Новосибирск: СО РАН (ГПНТБ СО РАН), 1992. – 72 с.
2. Bandura L. [et al.] Application of Mineral Sorbents for Removal of Petroleum Substances: A Review // Minerals. 2017. Vol. 37. N 7. P. 1–25.
3. Ahlers M. [et al.] Is dropwise condensation feasible? A review on surface modifications for continuous dropwise condensation and a profitability analysis // Journal of Advanced Research. 2019. Vol. 16. P. 1–13.
4. Перфильев А.В. Получение и свойства органоминеральных гидрофобных адсорбентов на основе природных алюмосиликатов: дис. … канд. хим. наук. Владивосток, 2012. – 153 с.
5. Tsybulskaya O.N. [et al.] Development of technology of producing the hydrophobic aluminosilicate sorbents for cleaning of water objects from organic pollutions. Procedia Environmental Science, Engineering and Management, 2019, V. 6, № 4, PP. 535–545.
6. ФР.1.31.2008.04409. Методика выполнения измерений массовой концентрации нефтепродуктов в сточных водах методом ИК-спектрофотометрии. Новосибирск, 2007. – 20 с.
7. Thommes M. [et al.] Physisorption of gases, with special reference to the evaluation of surface area and pore size distribution (IUPAC Technical Report) // Pure and Applied Chemistry. 2015. Vol. 87. N. 9-10. P. 1051–1069.

Ecological and economic aspects of obtaining and using sorption materials based on perlite raw materials for cleaning aquatic environments from oil and oil products

Perfilev A.V., Tsybulskaya O.N., Ksenik T.V., Yudakov A.A., Yarusova S.B.

This paper presents the results of a study of the structural and sorption characteristics of a hydrophobic adsorbent obtained from expanded perlite, with a view to its application in the purification of aqueous media from petroleum products. An assessment of the economic feasibility of producing sorption materials based on perlite raw materials is provided.

УСКОРЕННОЕ ВЫВЕТРИВАНИЕ ХВОСТОВ ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ ТРУБКИ ИНТЕРНАЦИОНАЛЬНАЯ КАК ОСНОВА ДЛЯ РЕАЛИЗАЦИИ КЛИМАТИЧЕСКОГО ПРОЕКТА CDR-ТИПА НА МИРНИНСКО-НЮРБИНСКОМ ГОК

Масанов А. Ю., Бычков А.Ю., Двойченкова Г.П.

[1] Центр инноваций и технологий АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Российская Федерация,
[2] МГУ им. М.В. Ломоносова (Геологический факультет), Москва, Российская Федерация,
[3] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: masanovayu@alrosa.ru*

Проведены экспериментальные и полевые исследования карбонизации отработанного кимберлита трубки Интернациональная. Установлены причины отсутствия поглощения в хвостохранилище: анализ причин указывает на ингибирование реакций за счет железа, содержащегося в хвостах переработки россыпных месторождений, где в базовых условиях хвосты переработки руд и песков складируются совместно. Предложено и реализовано раздельное подлёдное складирование хвостов переработки руд и песков в МНГОК, что составляет климатический проект CDR-типа мощностью поглощения из атмосферы до 25 тыс. т CO_2/год.

Климатический проект АЛРОСА «Увеличение поглощений парниковых газов на Мирнинско-Нюрбинском ГОКе» - результат многолетних исследований способности кимберлита поглощать углекислый газ из воздуха при добыче, переработке и дальнейшем пребывании в хвостохранилище, где происходят основные реакции преобразования минералов под воздействием воды и воздуха.

Многочисленные исследования ученых, посвященные изучению способности ультраосновных пород поглощать углекислый газ из воздуха, сформировали устойчивые понятия CCS (Carbon capture and Storage) – технологии захвата и удержания углерода в неорганическом виде и CDR (Carbon dioxide removal). Одним из направлений таких проектов CCS-CDR стало усиленное выветривание минералов (Enhanced weathering of minerals). Такие процессы весьма органичны для естественных циклов углерода, имеющих место в природе без участия человека.

В результате эрозии горных пород происходит преобразование одних минералов в другие. Содержащийся в большом количестве в недрах алмазосодержащих пород оливин $(Mg, Fe)_2SiO_4$ под воздействием воды и углекислого газа преобразуется в магнетит $(FeFe_2)O_4$, лизардит $(MgFe)_2(OH)_4Si2O_6$, серпентин и далее в глины: вермикулит, смектиты, сапонит. Углерод в таких процессах берется из воздуха в виде CO_2 и в конце своего пути (условно) навечно запечатывается в виде камня – карбонатов кальция и магния.

Результаты исследований, проводимых авторами с 2021 г. и направленных на изучение образцов хвостов переработки кимберлитовых руд, образованных в

различные периоды от 1 до 5 и 10 лет показали следы накопления углерода из воздуха в виде прироста карбонатов, что свидетельствует о самопроизвольном поглощении углекислого газа из воздуха, обусловленного производственной деятельностью Компании. Исследования включали:

– термодинамические моделирования реакций с теоретическим обоснованием условий, необходимых для их прохождения, что обеспечивает поглощение углекислого газа из атмосферы;

– стендовые и полевые исследования, изучающие карбонизацию хвостов при пребывании измельченной и переработанной руды на воздухе в условиях климатических особенностей местности;

– количественные замеры накопления карбонатов в течении 20 лет.

По результатам работ разработана Методика количественного определения поглощения углекислого газа (СТО АЛРОСА 1-2.007.2024), в которой предложена формула для расчета величины поглощения CO_2 производственными площадками (ГОКами), а также формула для расчета суммарного поглощения на основе исходных данных о количестве переработанной руды коренных месторождений, разрабатываемых АК «АЛРОСА» (ПАО) и АО «Севералмаз».

Превышение уровня поглощения углекислого газа над эмиссией позволило Компании заявить о достигнутой углеродной нейтральности алмазно-бриллиантового комплекса в 2025 году (таблица).

Таблица - Кинетические параметры поглощения CO_2 отдельными образцами кимберлита трубки Интернациональная (К16, 17, 18) и их смеси (ИНТ) с песком

Образец	Лаг-фаза, сут	Кинетический коэффициент, г CO_2/100 г/сут$^{0.5}$
К-16	1.10	0.249
К-17	1.35	0.350
К-18	5.33	0.296
ИНТ	~1.5	0.300
ИНТ+5% песка	~1.5	0.200
ИНТ+10% песка	6.0	0.090
ИНТ+20% песка	25	не опр.
ИНТ+50% песка	нет	не поглощает

Установлены условия, предложен и реализован эффективный способ раздельного складирование хвостов переработки алмазоносных руд и песков в хвостохранилище ОФ №3 МНГОКа., исключающий процесс ингибирования реакций поглощения CO_2 за счет железа, содержащегося в хвостах переработки россыпных месторождений (рисунок).

В рамках проекта внедряется раздельное складирование хвостов кимберлита и песков, что позволяет запустить процесс карбонизации на хвостохранилище.

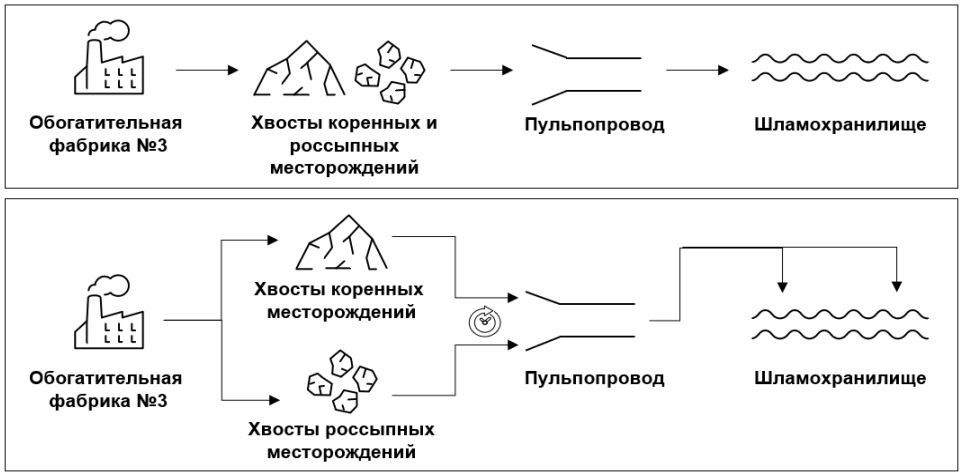


Рисунок - Границы проекта

За счет этих мер в 2025/2026 году реализовано усиленное выветривание хвостов переработки руды трубки Интернациональная, что составляет реализованный Климатический проект CDR-типа мощностью поглощения из атмосферы до 25 тыс. т CO_2/год, являющимся первым такого типа, реализованного в России.

Enhanced weathering of ore processing tailings from the 'Internationalnaya' pipe as a basis for a CDR carbon offsetting project at the Mirny-Nyurba Mining and Processing Plant

Masanov A.Yu., Bychkov A.Yu., Dvoichenkova G.P.

Experimental and field studies of carbonation of spent kimberlite from the Internatsionalnaya pipe were conducted. The reasons for the lack of absorption in the tailings storage facility were determined. Analysis of the causes indicates inhibition of reactions by iron contained in the tailings from placer deposits, where, under baseline conditions, ore and sand tailings are stored together. Separate subglacial storage of ore and sand tailings at Plant was proposed and implemented, representing a CDR carbon offsetting project with an capacity of up to 25,000 tons of CO_2 per year.

АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЙ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ВОДООБОРОТА ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАЮЩИХ ФАБРИК

Эшанкулова Г.Р., Хасанов А.С., Мамаисакова З.Б.

Алмалыкский филиал НИТУ МИСИС, г. Алмалык, Республика Узбекистан,
e-mail: egr1424@gmail.com

Исследован замкнутый водооборот при вторичной переработке золотоизвлекательных хвостов. На основе анализа литературы обобщены решения, снижающие эко-нагрузку и повышающие рентабельность доизвлечения металлов. Доказано, что бессточные контуры с детоксикацией цианидных пульп минимизируют стоки и оптимизируют извлечение компонентов.

Истощение доступных запасов коренных руд и ужесточение природоохранного законодательства вынуждают перерабатывать вторичные минеральные образования. Старые накопления золотоизвлекательных фабрик (ЗИФ) выступают перспективной сырьевой базой, извлечение остаточных долей золота и серебра из которой становится рентабельным благодаря внедрению современных обогатительных процессов [5]. Однако освоение лежалых хвостов сопряжено с экологическими рисками, обусловленными применением высокотоксичных цианистых солей [6]. Потенциальная фильтрация таких растворов в подземные водоносные горизонты недопустима.

Для горно-металлургического сектора Узбекистана, где комбинаты накопили огромные массивы отходов, создание надежных водооборотных циклов имеет стратегическое значение [3]. Настоящая работа обобщает инженерно-проектные решения, способные обеспечить бесперебойную работу бессточных систем при рекуперации техногенного сырья. В качестве практического примера рассмотрена модернизация водно-шламового хозяйства фабрик АО «Алмалыкский ГМК» (МОФ-1, МОФ-2 и строящейся МОФ-3), где последовательно реализуются принципы наилучших доступных технологий (НДТ).

В основу исследования лег сопоставительный анализ технологических регламентов, патентной документации и публикаций в области гидрометаллургии благородных металлов и промышленной экологии [8]. Изучение практики позволило выделить три магистральных направления развития замкнутых систем промышленного водопользования.

Первый подход заключается в глубокой рециркуляции рабочих растворов, при которой жидкая фаза после сорбции направляется обратно в голову выщелачивания, что снижает расход химреагентов и ликвидирует риски дренажного загрязнения [6].

Второй этап — предварительная детоксикация хвостовых продуктов перед транспортировкой в накопители путем химического окисления токсичных соединений смесью диоксида серы с воздухом или пероксидом водорода, снижающая концентрацию свободных цианид-ионов до безопасных санитарных минимумов [3].

Третьим элементом выступает локальное обезвоживание отходов на базе радиальных сгустителей и автоматизированных фильтр-прессов, возвращающих до 90% осветленной воды непосредственно в цикл фабрики и сокращающих внешний водозабор [1].

Применительно к центральноазиатским условиям критически важно учитывать высокую долю карбонатных и глинистых фракций в лежалом сырье. Обилие шламов ухудшает фильтрацию и замедляет осаждение твердой фазы, что требует обязательной адаптации зарубежных схем под конкретные горно-геологические особенности месторождений [5], как это выполнено при проектировании новых водно-шламовых систем Алмалыкского ГМК [2].

Экономический потенциал замкнутых гидротехнических схем наглядно прослеживается при сопоставлении действующих фабрик комбината с проектными решениями новой МОФ-3 [7]. Традиционная схема МОФ-1 и МОФ-2 опирается на транспортировку 44 млн тонн хвостов в год в удаленное хвостохранилище ОХХ-2, откуда осветленная вода возвращается коллекторами [5]. Этот метод сопряжен с высоким расходом свежей технической воды из-за потерь на фильтрацию и испарение, а также высокими операционными затратами на обслуживание протяженных коммуникаций [7].

Новая фабрика МОФ-3 мощностью 60 млн т руды в год кардинально снижает нагрузку на внешнюю гидросеть за счет внедрения сгущения отходов непосредственно у главного корпуса и использования замкнутых охлаждающих градирен [2]. Такое решение обеспечило снижение удельного расхода воды на 30 % относительно показателей МОФ-1 и МОФ-2. Чистая экономия ресурсов достигает 12 млн $м^3$ технической воды в год, что резко уменьшает затраты на водозабор и перекачку пульпы. Локальный водооборот на МОФ-3 обеспечивает фабрике преимущество за счет минимизации экологических платежей, сокращения энергозатрат и устранения рисков простоев производства из-за регионального дефицита водных ресурсов, стабилизируя показатели NPV проекта [4].

В заключение следует отметить, что если водооборотные системы МОФ-1 и МОФ-2 выполняют преимущественно природоохранную роль, то на МОФ-3 замкнутый цикл стал прямым инструментом повышения маржинальности бизнеса. Данный опыт необходимо переносить на золотоизвлекательный сектор при переработке лежалых хвостов ЗИФ. Использование локального сгущения и быстрый возврат осветленной фазы в оборот изолируют опасные реагенты от экосистемы и коренным образом меняют инвестиционную привлекательность вторичной переработки техногенных месторождений.

Список использованных источников

1. Исмаилов Б.А. и др. Модернизация систем оборотного водоснабжения на предприятиях цветной металлургии // Горный вестник Узбекистана. – 2024. – № 2. – С. 45–51.
2. Каримов Х.Р. Перспективы развития производственных мощностей АО «Алмалыкский ГМК» // Цветные металлы. – 2023. – № 8. – С. 12–19.
3. Мухиддинов Ш.Б. и др. Инженерные решения бессточных технологических схем при переработке техногенных образований // Экология и промышленность Узбекистана. – 2023. – № 4. – С. 28–34.
4. Рахимов А.К. Экономическая оценка внедрения наилучших доступных технологий (НДТ) в горно-металлургическом комплексе // Экономика и учет в промышленности. – 2024. – №1. – С. 64–71.
5. Санакулов К.С. Научно-технологические основы переработки техногенных отходов горно-металлургического производства в условиях Узбекистана. – Ташкент: Фан, 2021– 280 с.
6. Сироткин А.В. Экологические аспекты обращения с токсичными реагентами при

гидрометаллургической переработке сырья // Обогащение руд. – 2020. – № 5 – С. 39–44.
7. Усманов Т.М. Управление водно-шламовым хозяйством крупных обогатительных фабрик // Гидротехника и мелиорация. – 2023. – № 11. – С. 18–25.
8. Хасанов А.С. и др. Инновационные подходы к вовлечению в переработку лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик // Комплексное использование минерального сырья. – 2022. – № 3. – С. 55–62.

Analysis of the application of closed-loop water cycle technologies in the processing of stored tailings from gold extraction plants

Eshankulova G.R., Khasanov A.S., Mamaisakova Z.B.

This article analyzes the application of closed-loop water circulation and reagent flow control technologies in the processing of tailings from gold mining enterprises. Based on an analysis of domestic and international literature, the main technological approaches are systematized.

ХВОСТЫ ОБОГАЩЕНИЯ ЛОПАРИТОВЫХ РУД КАК ОБЪЕКТЫ НЕГАТИВНОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И ТЕХНОГЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ*

Макаров Д.В.[1], Красавцева Е.А.[1], Митрофанова Г.В.[2], Черноусенко Е.В.[2], Ефремов В.В.[1]

[1] Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН, ,
г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: d.makarov@ksc.ru*
[2] Горный институт КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация

Изучены хвосты обогащения лопаритовых руд из законсервированных хвостохранилищ «Карнасурт-1» и «Умбозеро», определены инженерно-геологические свойства, гранулометрический и вещественный состав. Проведены предварительные минералогические исследования укрупненных технологических проб. Обнаружено наличие мерзлых техногенных отложений. Определено содержание тяжелых металлов и редкоземельных элементов в пробах почв и растений, отобранных в зоне влияния хвостохранилищ.

Редкие и редкоземельные металлы (РЗМ) включены в перечень основных видов стратегического минерального сырья, который утвержден распоряжением Правительства Российской Федерации № 2473-р от 30 августа 2022 г. Россия располагает крупной ресурсной базой РЗМ, однако в настоящее время единственным промышленным источником редкоземельной продукции в стране является лопаритовый концентрат, производимый на ООО «Ловозерский ГОК» из руд Ловозерского месторождения в Мурманской области.

До 20-25 % содержащегося в руде лопарита переходит в хвосты и складируется в

* **Работа выполнена в рамках проекта РНФ № 25-17-20012 «Разработка научных основ комплексной переработки хвостов обогащения лопаритовых руд с одновременным снижением техногенной нагрузки на окружающую среду в Арктической зоне РФ».**

отвалах обогащения, которые в современных условиях могут рассматриваться как техногенные минеральные образования и дополнительный источник РЗМ, а также другой целевой продукции. Объектами исследований являлись хвосты обогащения лопаритовых руд из законсервированных хвостохранилищ «Карнасурт-1» и «Умбозеро», сформированные в процессе добычи и переработки руд Ловозерского щелочного массива. Проводили опробование с поверхностности отвалов, также были пройдены шурфы глубиной 4 м.

Все изученные пробы по инженерно-геологическим показателям классифицируются как рыхлые песчаные грунты. В составе хвостов преобладают частицы размером -0.25+0.1 и-0.5+0.25 мм, что позволяет отнести изучаемые отходы к мелко- и среднезернистым пескам. Хвосты представляют собой рыхлые несвязные грунты, что обусловливает высокую вероятность их пыления в условиях сухой ветреной погоды. С увеличением глубины опробования линейно возрастает содержание более мелких частиц. Для хвостохранилища «Умбозеро» доля фракции -0.05 мм в пробе поверхностного слоя составила 3.65 %, а для пробы, отобранной с 4 м – 8.53 %, а для хвостохранилища «Карнасурт-1» 2.65 и 3.92 %, соответственно. В пробах обоих объектов, отобранных с 3 и 4 м растет выход фракции -0.1+0.05 мм. Обнаружено наличие мерзлых техногенных отложений для обоих хвостохранилищ. В дальнейшем будут проведены исследования площади их распространения.

В минеральном составе хвостов обогащения обоих хвостохранилищ преобладают нефелин и полевые шпаты. Отмечено более высокое содержание в хвостах хвостохранилища «Карнасурт-1» нефелина, эгирина и анальцима, в хвостохранилище «Умбозеро» – полевых шпатов, а также выявлена высокая вариабельность содержания лопарита в пробах, отобранных с разной глубины.

В химическом составе преобладают алюминий, натрий и калий, входящие в состав основных минералов: нефелина и полевых шпатов. Зафиксированы более высокие ~ в 2 раза содержания редкоземельных элементов (РЗЭ), ниобия и тантала в хвостохранилище «Карансурт-1», что может быть обусловлено переработкой более богатых руд.

Определено содержание тяжелых металлов и РЗЭ в пробах почв, отобранных по периметру хвостохранилищ. Выявлены превышения ПДК для Cd, Ni, Zn и Mn. Установлено повышенное относительно фоновых и кларковых значений содержание элементов, входящих в состав минералов разрабатываемого месторождения и отходов обогащения, урана и тория.

Исследования распределения и миграции загрязняющих элементов в компонентах окружающей среды в зоне влияния хвостохранилищ будут продолжены. Установлено отсутствие коэффициентов бионакопления, превышающих единицу, для аборигенных видов наземных растений (астрагал субарктический Astragalus subpolaris, береза

пушистая Bétula pubéscens и ива козья Sálix cáprea и др.) в зоне воздействия хвостохранилищ. Исключение составляет скандий, активно накапливаемый астрагалом субарктическим. Низкие значения коэффициентов бионакопления РЗЭ, вероятно, обусловлены небольшими содержаниями данных элементов в подвижных, биодоступных формах. Изученные виды растений могут быть использованы для фиторемедиации хвостохранилищ.

Исходя из запасов хвостов и в них содержаний лопарита, экономически рентабельная переработка возможна при получении не только лопаритового концентрата, но и дополнительных целевых продуктов: нефелинового, полевошпатового и эгиринового концентратов.

В этой связи проведены предварительные минералогические исследования укрупненных технологических проб, отобранных с глубины 50-80 см. Выявлены особенности содержания и распределения минералов в виде свободных зерен и сростков по классам крупности.

Loparite ores enrichment tailings as objects of negative environmental impact and technogenic deposits

Makarov D.V., Krasavtseva E.A., Mitrofanova G.V., Chernousenko E.V., Efremov V.V.

The loparite ores enrichment tailings from the preserved tailings dumps of «Karnasurt-1» and «Umbozero» have been studied, and their engineering-geological properties, granulometric and material composition have been determined. Preliminary mineralogical studies of enlarged technological samples have been conducted, and the presence of frozen technogenic deposits has been detected. The content of heavy metals and rare-earth elements in soil and plant samples taken in the area affected by the tailings dumps has been determined.

ИССЛЕДОВАНИЕ И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СУХОГО СКЛАДИРОВАНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕВОШПАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СРЕДНЕГО УРАЛА

Дмитриева Е.Г., Томилов Н.А.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Российская Федерация,
e-mail: dmitrieva_eg@umbr.ru, tomilov_na@umbr.ru

Рассмотрены вопросы применения технологии сухого складирования хвостов обогащения полевого шпата и слюды для полевошпатного месторождения Среднего Урала. Показана возможность получения фильтрационных кеков хвостов текущего производства с влажностью ниже 20 %, что позволяет обеспечить их транспортирование на склад конвейерами. Обезвоживание хвостов и промпродукта по проекту проводится на двух отдельных линиях и предполагает две стадии с попутной очисткой оборотной воды.

Среди многих проблем, стоящих перед обогатительными предприятиями на сегодняшний день, накопление и складирование хвостов обогащения занимает ведущее место. Одним из решений данной задачи является организация сухого складирования хвостов [1, 2].

При выполнении данной работы предполагается как сокращение площади складирования хвостов, так и выведение части отходов из общего потока как товарной продукции – кварцевого песка. Исследование велось с целью разработки рекомендаций по организации сухого складирования хвостов обогащения и очистки оборотной воды с попутным извлечением кварцевого концентрата.

Согласно рекомендациям [2], была разработана принципиальная технологическая схема получения сухих хвостов и кварцевого концентрата. Обезвоживание хвостов и промпродукта по проекту проводится на двух отдельных линиях и предполагает две стадии – сгущение до 60 % твердого на первой и фильтрация до 12,5–17,0 % остаточной влажности кеков на второй стадии. Возможна работа схемы без выделения кварцевого концентрата. Объектами изучения были две пробы пульпы хвостов, отобранные на фабрике – общих хвостов обогащения (проба 1) и кварцевого промпродукта (проба 2).

Исследования процессов сгущения, фильтрации и очистки оборотной воды проводились в лаборатории АО «Уралмеханобр», так как по заданию на проектирование требуемый состав оборотной воды, поступающей на обогащение должен быть следующим, мг/л: 350 Ca^{2+}, 40 Mg^{2+}, 6,0 Mn^{2+}, 2,0 Fe^{3+}, 900 SO_4^{2-} и 220 Cl^-, взвешенные вещества 10,0, pH = 7,0.

Исходное содержание твердого в пульпе общих хвостов составило 8,0–8,2 %, в пульпе кварцевого промпродукта – 22,5 %. Анализ химического и минерального состава проб позволяет отнести их к смешанному типу минералов.

Так как на первой стадии сгущения предполагается очистка оборотной воды от механических примесей, то параметром оптимизации при проведении исследований являлась удельная производительность процесса при минимальном содержании взвешенных веществ в сливе сгустителей. Испытания проводились с применением двух реагентов – $Al_2(SO_4)_3 \cdot 18H_2O$ и $FeSO_4 \cdot 9H_2O$ в 1%-х растворах, в серии опытов с сульфатом алюминия в цилиндры добавлялось 10%-е известковое молоко. Данные коагулянты широко применяются для очистки оборотной воды предприятий [4].

Методика проведения исследований представлена в [5]. Кроме удаления взвешенных веществ из оборотной воды требовалась ее очистка от сульфат- и хлорид-ионов, неизбежно попадающих в хвостовую пульпу при процессах флотации [5].

Испытания по очистке оборотной воды от ионов проводилось следующим образом: в сливы, полученные при сгущении хвостов на первой стадии испытаний добавлялся 1%-й раствор $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ при расходе 10 мл/л оборотной воды в сочетании с 10%-м известковым молоком в той же концентрации, что и на I стадии –

20 мл/л оборотной воды. Исследования процесса фильтрации для обезвоживания хвостов проводились по методике, изложенной в [6] и заключались в выборе способа вакуумной фильтрации для каждого из продуктов.

I стадия – сгущение хвостовой пульпы. Анализ полученных данных, приведенных в таблице 1, показал, что применение в качестве коагулянтов как сульфата алюминия, так и сульфата железа дает практически одинаковые показатели процесса сгущения, но для применения в отделении обезвоживания был выбран $Al_2(SO_4)_3 \cdot 18H_2O$, так как повышение содержания ионов железа в оборотной воде нежелательно. С целью повышения эффективности осветления слива можно рекомендовать добавлять при сгущении известковое молоко. Содержание твердого в сливе при этом снижается с 0,5 до 0,28 г/л для пробы 1 и с 0,53 до 0,5 г/л для пробы 2 (таблица 2).

Таблица 1 – Результаты исследования процесса сгущения на I стадии

№ пробы	Реагент	Расход, мл/л оборотной воды	Время, мин	Содержание твердого		Удельная производительность, т/(м^2·ч)
				в осадке, %	в сливе, г/л	
1	$Al_2(SO_4)_3 \cdot 18H_2O$	10,0	10,0	58	0,50	0,121
	$FeSO_4 \cdot 9H_2O$	10,0	12,50	60	0,58	0,097
	$Al_2(SO_4)_3$+$Ca(OH)_2$	10,0+20,0	15,00	58	0,28	0,097
2	$Al_2(SO_4)_3 \cdot 18H_2O$	10,0	12,50	57	0,53	0,097
	$FeSO_4 \cdot 9H_2O$	10,0	15,00	60	0,43	0,082
	$Al_2(SO_4)_3$+$Ca(OH)_2$	10,0+20,0	15,00	58	0,50	0,082

Таблица 2 – Результаты исследований фильтрации хвостов и кварцевого концентрата

Разрежение, кПа	Толщина кека, мм	Удельная производительность фильтрации, т/м^{2}ч	Остаточная влажность кека, %	Содержание твердого в фильтрате, г/л
Проба 1 (пески общих хвостов)				
5,0	25	1,573	17,1	1,92
6,0	25	1,850	16,8	1,53
7,0	10	0,385	15,3	2,83
Проба 2 (пески кварцевого концентрата)				
5,0	40	1,98	12,5	1,84
6,0	40	2,50	12,2	1,69
7,0	10	2,34	12,1	2,06

II стадия – обезвреживание оборотной воды. Состав оборотной воды после I стадии сгущения был получен следующий, мг/л: для пробы 1 – 488 Ca^{2+}, 21 Mg^{2+}, 0,4 Mn^{2+}, 0,7 Fe^{3+}, 1210 SO_4^{2-} и 261,7 Cl^-, взвешенные вещества 200,0, pH = 7,48; пробы 2: 679 Ca^{2+}, 18 Mg^{2+}, 1,4 Mn^{2+}, 1,0 Fe^{3+}, 1269 SO_4^{2-} и 227,7 Cl^-, взвешенные вещества 250,0, pH = 7,21. Таким образом, для ее доочистки, особенно от сульфат-ионов и ионов хлора, потребуется вторая стадия сгущения.

После обработки реагентами был получен следующий состав оборотной воды, мг/л: 355 Ca^{2+}, 17 Mg^{2+}, 0,4 Mn^{2+}, 0,0 Fe^{3+}, 980 SO_4^{2-} и 171,3 Cl^-, взвешенные вещества 10,0, pH = 6,79; пробы 2: 332 Ca^{2+}, 15 Mg^{2+}, 1,4Mn^{2+}, 0,5 Fe^{3+}, 920 SO_4^{2-} и 183,2 Cl^-, взвешенные вещества 11,2, pH = 6,42. Таким образом, в результате проведенных опытов, концентрация нормируемых элементов была снижена до нормы. Так как пульпа кварцевого промпродукта поступает в отделение обезвоживания по отдельной линии, то его сгущение производится независимо от общих хвостов – в гидроциклонах. В результате разделения образуются пески с содержанием твердого 65 %, которые направляются на ленточные фильтры, и слив с содержанием твердого менее 5 %, который направляется в сгуститель первой стадии сгущения. Пески сгустителей линии общих хвостов также собираются и направляются на вакуумную фильтрацию.

Фильтрация хвостов и кварцевого концентрат. Анализ полученных результатов (таблица 2) показал, что для фильтрации общих хвостов необходимо поддерживать низкий слой кека при высоком разрежении, а значит, использовать дисковые вакуум-фильтры. При фильтрации песков кварцевого концентрата конечная влажность кеков практически не зависит ни от толщины кека, ни от разрежения под фильтром, поэтому для его конечного обезвоживания рекомендовано применять ленточные фильтры.

Выполненные исследования показали, что при обогащении полевошпатных руд возможно проведение процесса обезвоживание хвостов с получением кеков с влажностью не более 17,0% и кварцевого концентрата с влажностью не более 12,5 %, пригодных, в дальнейшем, для реализации и сухого складирования. Установлено, что для получения оборотной воды, удовлетворяющей по составу требованиям процесса обогащения, ее необходимо очищать в две стадии.

Таким образом, предложенная АО «Уралмеханобр» технология может быть рекомендована для проектирования отделения обезвоживания для перехода фабрик на сухое складирование хвостов.

Список использованных источников

1. Кибирев В.И. Сгущение хвостовой пульпы-шаг к «зеленой» технологии складирования хвостов // Обогащение руд, 2010, №6. – 44-48 с.
2. Виногородский Э.Б. Технико-экономические обоснование сгущения хвостовых пульп в горнорудной промышленности //Обогащение руд, 2010, №6. – 39-43 с.
3. Ляшенко В.И. Новые технологии утилизации хвостов гидрометаллургического производства в выработанные пространства и хвостохранилища // Известия вузов. Цветная металлургия. 2014. № 2. С. 52–58.
4. Журба М.Г и др. Водоснабжение. Проектирование систем и сооружений: изд. второе. Учебное пособие – М.:Изд. АСВ, 2004. – 496 с.
5. Плохов А.С. и др. Исследование очистки дренажных вод хвостового хозяйства медной обогатительной фабрики // Обогащение руд. – 2022. – №3. – С. 40-44.
6. Евдокимов П.Д. и др. Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. – М.: Недра, 1978. – 439 с.

Research and justification of the technology for dry storage of beneficiation tailings from a feldspar deposit in the Middle Urals

Dmitrieva E. G., Tomilov N. A.

The issues related to the application of the dry tailings storage technology for the enrichment tailings of feldspar and mica at the feldspar deposit of the Middle Urals is discussed. The possibility of obtaining filtration cakes of tailings from the current production with a moisture content of less than 20% is demonstrated, which makes it possible to transport them to the storage area via conveyors. Tailings and by-product dewatering, as per the project, is carries out on two separate lines and involves two stages, with concurrent treatment of recirculated water.

РЕЗУЛЬТАТЫ ПОЛЕВОГО ОПЫТА ПО СТАБИЛИЗАЦИИ ПЫЛЯЩИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ ЗОЛОШЛАКООТВАЛОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ НЕТРАДИЦИОННЫХ МЕЛИОРАНТОВ НА ОСНОВЕ ОСАДКА СТОЧНЫХ ВОД В УСЛОВИЯХ КОЛЬСКОГО СЕВЕРА [*]

Красавцева Е.А.[1,2], Иванова Л.А.[2], Каганович Н.И.[2]

[1] Центр наноматериаловедения ФИЦ КНЦ РАН, г. Апатиты, Российская Федерация, [2] Институт проблем промышленной экологии Севера КНЦ РАН,
г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: vandeleur2012@yandex.ru*

Представлены результаты полевого эксперимента, заложенного на участке выведенного из эксплуатации золошлакоотвала Апатитской ТЭЦ. Опробованы разные способы нанесения мелиоранта и посева семян, составленной в лабораторных условиях травосмеси, разными способами: под слой осадка сточных вод и путем перемешивания с ним. На основе качественных показателей созданных фитоценозов дана оценка эффективности использования мелиоранта и определены оптимальные способы нанесения осадка и посева семян.

Хранилища золошлаковых отходов Апатитской ТЭЦ, являющейся ведущей тепловой станцией региона, представляют собой гидротехнические сооружения особой сложности и повышенной опасности. Объекты расположены в границах города на правом берегу р. Белой. Процессы выгрузки и постоянного накопления отходов на станции дают ежегодный прирост в 180–200 тыс. т. Общий объём складированной массы в настоящее время превысил порог в 7.5 млн т, а полигон разросся более чем до 40 га. Зона влияния данных объектов характеризуется напряжённой экологической ситуацией, обусловленной двумя факторами: ветровым разносом пыли и выщелачиванием компонентов золы с последующей инфильтрацией в почву и

[*] **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 25-27-00094 «Экологическое обоснование технологии стабилизации пылящих поверхностей золошлакоотвалов с использованием нетрадиционных мелиорантов на основе осадка сточных вод в условиях Кольского Севера», https://rscf.ru/project/25-27-00094/**

грунтовые воды. Совокупность этих процессов наносит ущерб биологическим сообществам и создаёт угрозу санитарно-эпидемиологическому благополучию населения. Золошлаковые отходы характеризуются крайне низкой влагоёмкостью, отсутствием гумуса и дефицитом основных элементов минерального питания. Вследствие этого возникает необходимость в систематическом внесении дорогостоящих минеральных удобрений и проведении землевания, что требует значительных ежегодных финансовых затрат. Альтернативным решением, позволяющим повысить обеспеченность техногенного грунта элементами NPK (азот, фосфор, калий) и создать условия для долговременного существования растительности, может стать применение осадка сточных вод (ОСВ).

Как показывают исследования, ОСВ проявляет потенциально ценные агрохимические качества благодаря высокому содержанию органического вещества в биодоступной форме. Кроме того, в его составе присутствуют подвижные соединения азота, фосфора и калия, которые быстро усваиваются растениями. Внесение ОСВ также улучшает физические характеристики техногенных грунтов: нормализует их плотность и способствует формированию агрегатной структуры. Вместе с тем следует учитывать, что данный вид мелиоранта отличается нестабильностью химического и микробиологического состава. В нём могут присутствовать токсичные вещества и патогенные микроорганизмы. Перед практическим применением каждой конкретной партии осадка требуется проведение тщательного анализа с учётом локальных условий рекультивируемой территории.

Объектом исследования являлась зола сжигания угля Апатитской ТЭЦ. Закладка экспериментальных площадок проводилась на модельном участке, представляющем собой разровненную поверхность. Схема полевого опыта включала 3 варианта, каждый выполнялся в 5 повторностях. С этой целью на модельном участке было заложено 15 экспериментальных делянок, каждая размером 1×1 м, расположенных через 0.5 м друг от друга. Нанесение ОСВ на поверхность грунта в опытных вариантах производилось двумя способами: фрагментарно (расход ОСВ составил половину от количества, наносимого в варианте со сплошным нанесением ~12 л на площадку, пять фрагментов) и сплошным (~22-23 л на каждую площадку) слоем высотой 2-2.5 см, в контроле ОСВ не вносили. Покрытие песчаной поверхности плодородным слоем почвы и дополнительная подкормка растений минеральными удобрениями в ходе эксперимента не проводились.

Сложный посевной фитоценоз формировался с помощью подзимнего способа прямого посева травосмеси, разработанной нами на основании биологических характеристик видов многолетних травянистых растений и проведенного геоботанического анализа сосудистых растений, встречающихся на территории старого и действующего ЗШО. Она включала клевер гибридный, донник белый,

тимофеевка луговая, райграс, мятлик луговой, овсяница красная, овсяница луговая, взятые в соотношении 1 : 1 : 1 : 1 : 1 : 1 : 1 (по объему). Норма высева семян составляла 60 г/м^2. Наблюдение за ростом и развитием растительных сообществ проводилось не реже одного раза в месяц и включало замеры высоты растений (не менее десяти для каждой опытной площадки), определение доминантных видов растений (злаковые или бобовые), идентификацию заселенных аборигенных видов. Данные статистически обработаны.

На основе качественных показателей созданных фитоценозов (высота растений, надземная биомасса, плотность травостоя и мощность дернины) дана оценка эффективности использования мелиоранта и определены оптимальные способы нанесения осадка и посева семян.

Анализ результатов полевого опыта по стабилизации пылящих поверхностей золошлакоотвалов с использованием нетрадиционных мелиорантов позволяет сделать предварительный вывод о том, что предпочтительным способом является сплошное нанесение ОСВ, семена травосмеси лучше прорастают при замешивании в смеси с мелиорантом перед нанесением на поверхность золошлакоотвала.

The results of a field experiment on the stabilization of dusting surfaces of ash and slag dumps using unconventional meliorants based on sewage sludge in the conditions of the Kola North

Krasavtseva E.A., Ivanova L.A., Kaganovich N.I.

The results of a field experiment conducted at the site of the decommissioned ash and slag dump of the Apatitskaya CHPP are presented. Different methods of applying meliorant and sowing seeds, a grass mixture made in laboratory conditions, in different ways: under a layer of sewage sludge and by mixing with it. Based on the qualitative indicators of the created phytocenoses, the effectiveness of the use of meliorant is assessed and optimal methods of sedimentation and seed sowing are determined.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ АКТИВНОГО ИЛА В КАЧЕСТВЕ БИОФЛОКУЛЯНТА

Ксенофонтов Б.С., Якушкин В.П.

ФГАОУ ВО "Московский государственный технический университет имени Н.Э. Баумана (национальный исследовательский университет)", Москва, Российская Федерация,
e-mail: kbsflot@mail.ru

В работе показаны способы интенсификации биологической очистки сточных вод биохимических производств и варианты утилизации избыточного активного ила. Предложена перспективная схема очистки с применением флотации, которая в 1,5–2 раза повышает степень очистки и позволяет достигать нормативных показателей по БПКп (биохимическому потреблению кислорода), ХПК (химическому потреблению кислорода), взвешенным веществам и биогенным элементам. Выявлена возможность эффективного использования активного ила в качестве биофлокулянта.

Развитие биохимических производств отмечается в большинстве развитых стран мира и в РФ. Широкий ассортимент продукции включает получение веществ в том числе и биоэтанола, в большинстве случаев биотехнологическим способом, что приводит к загрязнению сточных вод биохимических производств большим количеством органических загрязнений. В подавляющем большинстве случаев необходимо использование биологической очистки образующихся сточных вод.

Практика эксплуатации большинства биологических очистных сооружений показывает, что такая очистка сточных вод биохимических производств не приводит к достижению нормативного качества, позволяющего осуществить сброс очищенных вод в открытый водоем без заметного повышения на него антропогенной нагрузки [1-9]. Наш длительный опыт работы в этой области указывает на целесообразность использования флотации в процессе биологической очистки: на стадиях предварительной очистки и при сгущении избыточного активного ила [1, 2]. На стадии сгущения избыточного активного ила нами экспериментально установлено, что повышение степени извлечения микробных клеток активного ила из жидкости напорной флотацией может быть достигнуто добавлением поверхностно-активных веществ микробиологического происхождения (ПАВ МП).

Разработанный способ получения ПАВ МП включает кислотный гидролиз биомассы избыточного активного ила при pH 1-3, тогда происходит разрушение микробных клеток до отдельных сегментов и различных веществ, проявляющих поверхностно-активные свойства. Добавление таких веществ в суспензию активного ила позволяет существенно повысить степень извлечения микробных клеток из иловой жидкости (рисунок 1), и тем самым заметно снизить нагрузку на аэротенк.

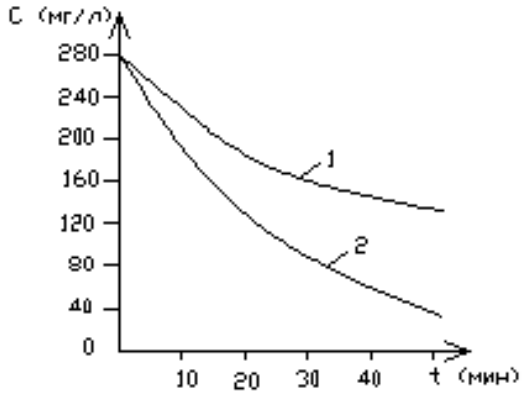


Рисунок 1 – Эффективность извлечения микробных клеток из иловой жидкости флотацией:
1 – контроль, 2 – с использованием ПАВ микробиологического происхождения

Для достижения большего эффекта целесообразно снизить нагрузку на аэротенк также использованием предварительной физико-химической очистки, в том числе с использованием флотации (рисунок 2).

Предлагаемая перспективная схема очистки сточных вод проверена в лабораторных и опытных условиях. Эффект от ее использования заключается в

повышении степени очистки сточных вод биохимических производств в 1,5- 2 раза и приводит в большинстве случаев к достижению нормативного качества очищенных сточных вод по основным показателям, в частности, по БПКп, ХПК, взвешенным веществам и биогенным элементам. Существенным преимуществом предлагаемой технологии перед известными является также обработка активного ила как возвратного, так и избыточного.

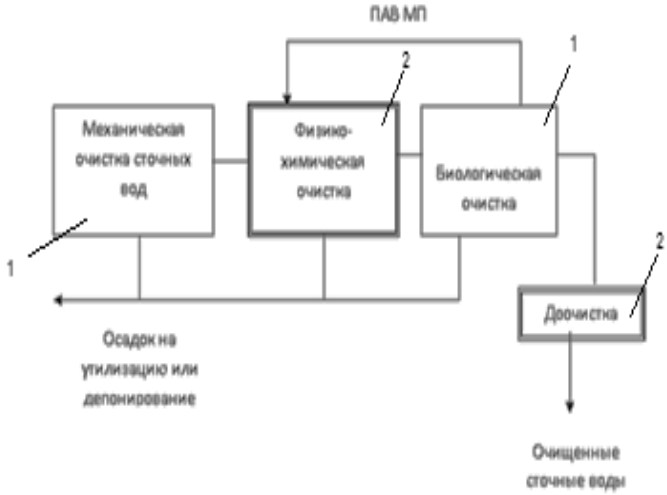


Рисунок 2 – Схема перспективной очистки сточных вод биохимических производств: существующие (1) и проектируемые (2) сооружения

В России ежегодно образуется примерно 1,5-2,0 млн.т избыточного активного ила. Постоянное накопление такого многотоннажного отхода создает определенные трудности с его хранением. Попытки его использования как в России так и в других странах сильно ограничены. Это обусловлено присутствием различных токсичных загрязнений, присутствующих в биомассе избыточного активного ила. Известный опыт использования избыточного активного ила городских очистных сооружений в качестве удобрения в 70-80-х годы в СССР показал, что сельхоз продукция, выращенная в таких условиях, содержала в значительных количествах особо вредные вещества, в том числе кадмий, ртуть и т.п.

Некоторые попытки использования избыточного активного ила городских очистных сооружений в качестве удобрения предпринимаются и в нынешней России. По нашему мнению, такие попытки не лишены смысла, но разработчики такого подхода должны четко представлять, что избыточный активный ил, образующийся при совместной очистке промышленных и бытовых сточных вод потенциально может содержать многие вредные вещества в количествах, представляющих в ряде случаев большую опасность для человека. Хотя в отдельных случаях, например, при использовании удобрения на основе избыточного активного ила в лесопарковых зонах такой способ утилизации этого отхода видимо возможен при определенных условиях и в настоящее время известны примеры такой реализации. Другим способом утилизации является использование активного ила в технологии обогащения фосфоритового концентрата [5], что подтверждено проведением испытаний в опытных

условиях.

Следует отметить, что согласно развиваемому нами подходу обработка избыточного активного ила должна осуществляться дифференцированно в зависимости от качественного состава загрязнений, присутствующих в сточных водах, очищаемых биологическим способом. Отработка различных способов обработки и утилизации избыточного активного ила проводилась нами в течение последних ~30-лет преимущественно на очистных сооружениях биотехнологических предприятий, где состав избыточного активного ила относительно постоянен и не содержит токсичных загрязнений.

Разработка и внедрение таких способов использования активного ила, практически не содержащего токсичных загрязнений, может определять потенциальные направления утилизации этого многотоннажного отхода. Использование избыточного активного ила в качестве удобрения применяли в виде компоста, приготовленного путем смешения с торфом и созревания смеси в течение 2-3 месяцев.

Существующие способы предварительного сгущения избыточного активного ила связаны в основном с использованием гравитационного или флотационного способов его уплотнения. Более широкое использование гравитационного уплотнения по сравнению с флотационным объясняется универсальностью и простотой этого способа. Однако, этот способ предварительного сгущения активного ила имеет существенный недостаток, связанный с длительностью процесса, достигающей в ряде случаев 6-10 часов, причем с пребыванием ила в анаэробных условиях, что иногда приводит к загниванию биомассы активного ила. Более перспективным, по нашему мнению, является флотационный способ предварительного сгущения активного ила, осуществление которого проходит, как известно, в аэробных условиях, что одновременно позволяет вести его регенерацию в пенном режиме.

Флотационная технология сгущения активного ила позволяет решить предварительное сгущение как для его возврата на стадию очистки в аэротенк и так для его последующего обезвоживания и утилизации. В первую очередь это относится к определению возможностей использования колонных флотационных аппаратов для очистки сточных вод, которые до настоящего времени практически не применялись в практике очистки промышленных и бытовых стоков. Сгущение избыточного активного ила биохимических производств может быть осуществлено в основном процессе получения биомассы микроорганизмов, например, при получении биомассы дрожжей рода Candida.

Проведенные нами опытно-промышленные испытания получения биомассы дрожжей рода Candida на углеводородсодержащем субстрате показали, что добавление избыточного активного ила (или микробной биомассы) в количестве 3-5% от всего

количества дрожжевой биомассы позволяет получить готовый продукт, удовлетворяющий всем нормативным требованиям этого класса веществ. В случае дрожжевого производства при использовании биологической очистки избыточный активный ил может полностью быть утилизирован в виде готового продукта. При этом содержание белка в готовой продукции остается практически на том же уровне, как и без добавления активного ила в дрожжевую биомассу.

В отдельных случаях биомассу активного ила можно использовать для технических целей, например, в качестве компонентов бурового раствора. Как показали результаты исследований, проведенных в лабораторных условиях, и опытно-промышленных испытаний, практически полностью возмещается использование достаточно дорогой компоненты – карбоксиметилцеллюлозы. При этом биомассу активного ила с содержанием влаги не более 10% поставляют на место проведения буровых работ, где и готовится рабочий буровой раствор.

Даная технология утилизации проверена в промышленных условиях с получением положительных результатов.

Одним из самых распространенных способов использования активного ила непосредственно на очистных сооружениях является его применение в качестве биофлокулянта путем подачи избыточного активного ила в первичные отстойники. Использование активного ила в качестве биофлокулянта решает задачу не только его утилизации, но и интенсификации процесса очистки сточных вод.

Эффективность использования активного ила повышается с применением его предварительной обработки, позволяющей подавать активный ил в сгущенном виде, а также путем его активации.

В первую очередь это касается предварительного сгущения активного ила с использованием флотационных аппаратов в основном напорного типа.

Влияние способа насыщения воздухом суспензии активного ила на его концентрацию в пенном продукте после флотации представлено на рисунке 3.

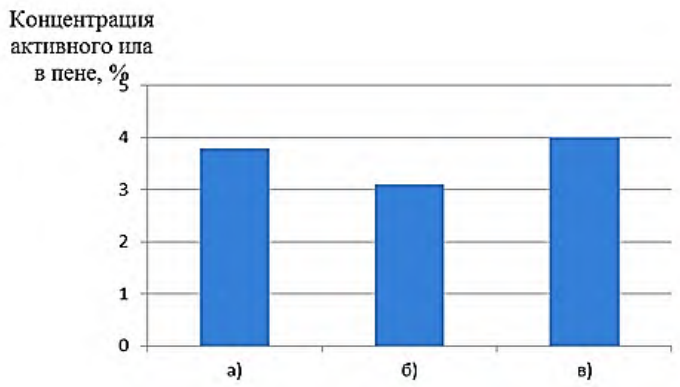


Рисунок 3 – Средние значения концентрации активного ила в пенном продукте после флотационного сгущения в зависимости от способа насыщения воздухом исходной суспензии активного ила

Приведенные усредненные данные свидетельствуют о некотором преимуществе способа насыщения суспензии активного ила с сатуратором.

Интенсификация процесса флотационного сгущения суспензии зависит от предварительной обработки активного ила химическими реагентами, а также от различных физических воздействий, в частности, нагревания.

При физико-химической обработке суспензии активного ила происходят процессы агрегации микроорганизмов, в частности, под действием выделяющихся в процессе такой обработки полисахаридов [1-2]. При повышении pH до 8,5 концентрация полисахаридов возрастает в 3-5 раз и визуально наблюдается эффект агрегации.

Полученные данные указывают на целесообразность такой обработки как одного из методов интенсификации флотационного сгущения активного ила, способствующего более эффективному использованию его в качестве биофлокулянта.

Таим образом, в работе рассмотрены вопросы интенсификации биологической очистки сточных вод и утилизации активного ила биотехнологических производств. Показано, что из биомассу активного ила можно использовать в качестве реагента и биофлокулянта для очистки сточных вод, а наиболее простым способом остается использование избыточного активного ила в качестве биофлокулянта.

Список использованных источников

1. Ксенофонтов Б.С. Очистка сточных вод: флотация и сгущение осадков. М.: Химия. 1992.
2. Ксенофонтов Б.С. Очистка воды и почвы флотацией. М.: Новые технологии. 2004. 224 с.
3. Репникова, А.С., Яковлев В.И., Вихорева Г.Ф. и др. Сточные воды и активный ил. 2008. М.: Высшая школа. Т. 1. №1. - С. 1-45.
4. Ксенофонтов Б.С., Гончаренко Е.Е. Интенсификация процессов очистки воды с использованием биофлокулянта // Вестник МГТУ им. Н.Э. Баумана. Сер. Естественные науки. 2016, №3. С. 118 -127.
5. Ксенофонтов Б.С. Интенсификация очистки сточных вод химических производств с использованием биофлокулянтов //Безопасность жизнедеятельности 2009. №10. 24 с.
6. Ксенофонтов Б.С. Флотационная обработка воды, отходов и почвы. М. Новые технологии. 2010. 272 с.
7. Шевченко Т.В Флокулянты и флокуляция. - КемТИПП. Кемерово, 2004. 146 с.
8. Гандурина Л.В. Очистка сточных вод с применением синтетических флокулянтов. М. Дар Водгео. – 2007. 198 с.
9. Дрябина С.С. Особенности формирования флокул и осадков в присутствии бинарной смеси полиэлектролито //Журнал прикладной химии. 2005. Т. 78. № 7. С. 1169- 1173.

Use of activated sludge as a bioflocculant

Ksenofontov B.S., Yakushkin V.P.

The paper considers methods for intensifying biological wastewater treatment of biochemical industries and options for the disposal of excess activated sludge. A promising treatment scheme using flotation is proposed, which increases the degree of treatment by 1.5–2 times and makes it possible to achieve standard indicators for biochemical oxygen demand, chemical oxygen demand, suspended solids and nutrients. The possibility of effective use of activated sludge as a bioflocculant is shown.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ НИЗКОТЕМПЕРАТУРНОГО СЖИГАНИЯ КАМЕННЫХ УГЛЕЙ

Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Крылов И.О.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: lavrin_a@mail.ru*

С целью решения проблемы утилизации золошлаковых отходов предложен термогидрохимический способ извлечения соединений алюминия, предусматривающий ультразвуковую интенсификацию выщелачивания и введение дополнительного полимерного реагента для снижения в фильтрате содержания кремния.

В настоящее время в России накоплено порядка 1,5 млрд т золошлаковых отходов, и ежегодно образуется около 20 млн т.

Согласно Энергетической стратегии России до 2050 г. степень утилизации золошлаковых отходов к 2035 г. должна быть не менее 50 % от годового объема образования, к 2050 г. – 90 %.

По данным Министерство энергетики РФ, основные потребители различных видов золошлаковых отходов в строительных отраслях уже сформировали возможный объем спроса, поэтому дальнейшее значительное увеличение объемов (темпов) утилизации возможно за счет расширения сфер применения золошлаковых отходов, особенно за счет получения дополнительной продукции.

В связи с этим рациональная утилизация золошлаковых отходов является актуальной проблемой.

Анализ мирового опыта переработки золошлаковых отходов показал, что перспективным направлением решения этой проблемы является глубокая переработка золы и шлаков с применением комбинированных процессов, включающих термогидрохимическую переработку и энергетические воздействия, с целью получения алюминийсодержащих растворов [1].

Ультразвуковая обработка растворов выщелачивания интенсифицирует диспергирование частиц, разрушает агрегаты и создает дефекты в структуре, что облегчает доступ кислот к минеральным фазам и улучшает кинетику выщелачивания. Разделение полученных растворов и кека осложнено образованием нестабильной монокремниевой кислоты, переходящей в гидратированный кремнезем коллоидных размеров, который также сорбирует ионы целевых металлов.

Для повышения эффективности процесса выщелачивания представляется целесообразным снижение извлечения соединений кремния в растворы выщелачивания с применением органических полимеров.

Для удаления кремния, как правило, используется обработка щелочными

реагентами, что при использовании процессов кислотного выщелачивания требует повышенного расхода реагентов для коррекции pH.

Введение после кислотного выщелачивания подготовленной золы сжигания каменных углей дополнительного реагента на основе кремнийорганического полимера снижает извлечение кремния в фильтрат выщелачивания для фракции золы -0,071+0,040 мм с 34,5 % до 20,6 % (до 36,4 г/л Si).

При увеличении класса крупности -0,2+0,071 мм содержание кремния в фильтрате снизилось до 10,1 г/л. При этом извлечение алюминия в фильтрат составило 60 % для фракции -0,071+0,040 мм и 72 % для фракции -0,2+0,071 мм.

При использовании полимерного реагента установлено повышение извлечения ценных микроэлементов в фильтраты кислотного выщелачивания фракции золы -0,071+0,040 мм: Mn с 65 % до 78 %; Co с 63 % до 73 %; Zn с 64 % до 70 %; Zr с 24 % до 41 %; Y с 9,7 % до 35,5 %; Nb с 27 % до 57,6 %; Ta с 45 % до 77 %; Ce с 32 % до 65,6 %.

Дальнейшая переработка растворов известными гидрометаллургическими методами направлена на разделение и выделение целевых металлов.

Полученный при отделении кремния осадок может быть использован в качестве кремнистой добавки в цементном производстве либо в качестве мелиоранта для улучшения структуры почвы [2].

Таким образом, для повышения эффективности кислотного выщелачивания ценных металлов из золы низкотемпературного сжигания каменных углей необходимо снижение содержания кремния в фильтрате, которое может быть достигнуто за счет введения органического полимерного реагента, способствующего осаждению кремнезема.

Список использованных источников

1. Лавриненко А.А. и др. Влияние низкотемпературного обжига золы сжигания углей с щелочными реагентами на эффективность извлечения ценных компонентов // ГИАБ. – 2023. – №10. – С. 104–121.
2. Володарский И.Х. и др. Основные принципы создания экологически безопасных процессов добычи и переработки твердых горючих ископаемых // Состояние и перспективы комплексного использования твердых горючих ископаемых. /Под общ. ред. Горлова Е.Г. – М.: «НТК «Трек», 2011. – С. 237-247.

Increasing the efficiency of metal extraction from ash waste from low-temperature coal combustion

Lavrinenko A.A., Kunilova I.V., Krylov I.O.

In order to solve the problem of ash and slag waste disposal, a thermochemical-hydrometallurgical method for extracting aluminum compounds has been proposed, which involves ultrasonic intensification of leaching and the introduction of an additional polymer reagent to reduce the silicon content in the filtrate.

ИНТЕНСИВНОСТЬ ПЫЛЕНИЯ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ И НЕАДИАБАТИЧЕСКИЕ ПРИТОКИ ТЕПЛА *

Амосов П.В.

ФИЦ «Кольский научный центр РАН» Институт проблем промышленной экологии Севера, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: p.amosov@ksc.ru*

Представлены соображения по включению неадиабатических притоков тепла в аэротермодинамическую модель атмосферы, разработанную в программе COMSOL, для оценки интенсивности пыления на объектах хранения хвостов обогащения. Приведены оценки вклада радиационных притоков тепла в интенсивность пыления.

В глобальных климатических моделях (см., например, коллективную монографию Г.И. Марчука с коллегами [1]) неадиабатические притоки тепла принято разделять на две составляющие – радиационный и фазовый притоки. В отношении первой составляющей для горнопромышленных объектов Кольского полуострова автором [2] предложено использовать аппроксимации расчетных данных глобальной климатической модели для условий безоблачной и облачной атмосферы [1]. Касательно второй составляющей в публикации автора [2] изложены аргументы, поясняющие отказ от учета фазовых притоков тепла в задачах пыления хвостов обогащения. Дело в том, что фазовые притоки тепла «работают» в условиях, когда удельная влажность воздуха не меньше удельной влажности насыщения (в противном случае фазовые притоки тепла равны нулю), а процессы пыления на объектах пыления хвостов обогащения обычно имеют место в условиях весьма далеких от удельной влажности насыщения атмосферы. Вместе с тем фазовую составляющую притоков тепла следует принимать во внимание при исследовании процессов естественного проветривания карьеров при проведении массовых взрывов, достаточно часто протекающих в условиях повышенной влажности атмосферы.

Для исследований процессов переноса мелкодисперсной пыли с объекта хранения хвостов обогащения в Мурманской области, автор с коллегами, используя неспециализированный программный продукт COMSOL [3], последовательно усложняли компьютерную модель аэротермодинамики атмосферы, с тем, чтобы приблизить ее к более реалистичному описанию. В публикации [4] представлено описание аэротермодинамической модели атмосферы, в которой уравнения динамики в приближении несжимаемой жидкости дополнены уравнением переноса тепла и параметрами конвекции (плавучести) и фоновой стратификации. В этой же статье подробно рассмотрены необходимые модификации, которые обеспечивают возможность выполнения исследований аэротермодинамики с учетом различных

* **Работа выполнена в рамках темы НИР № FMEZ-2025-0044**

состояний атмосферы, в т.ч. с учетом неадиабатических притоков тепла.

В представляемой работе приведены некоторые результаты численных экспериментов, выполненных на базе модернизированной аэротермодинамической модели атмосферы [4], которая дополнена учетом только радиационных притоков тепла Rϑ. Описание подхода на широтах Кольского полуострова (примерно 70º с.ш.) для условий безоблачной и облачной атмосферы приведено в публикации [2].

Работоспособность предлагаемого алгоритма проверена на двухмерной геометрии и значениях параметров модели, описанных в статье [4]. В результате удалось количественно оценить вклад радиационных притоков тепла в условиях безоблачной и облачной атмосферы на величину интенсивности пыления (вертикальный поток массы – ВПМ) при фиксированной скорости ветра (5 м/с) и в условиях вариации параметра фоновой стратификации в диапазоне от –0,05 до +0,05 °С/м с шагом 0,01°С/м. Величина интенсивности пыления оценивалась по отработанной методике на основе зависимости Westphal et al. [5] и схемы DEAD [6].

В таблице представлены расчетные данные интенсивности пыления в зависимости от величины параметра фоновой стратификации, вычисленные как с учетом условий безоблачной (Sun) и облачной (Cloud) атмосферы, так и без учета радиационных притоков радиации с использованием зависимости Westphal et al. [5] и схемы DEAD [6].

Таблица – Расчетные данные интенсивности пыления в зависимости от величины параметра фоновой стратификации

S, 0C/m	Fwest	FDEAD	Fwest_Sun	FDEAD_Sun	Fwest_Cloud	FDEAD_Cloud
-0,05	2,575E-06	6,119E-06	2,555E-06	6,080E-06	2,555E-06	6,080E-06
-0,04	2,544E-06	6,060E-06	2,524E-06	6,022E-06	2,524E-06	6,022E-06
-0,03	2,518E-06	6,010E-06	2,500E-06	5,976E-06	2,500E-06	5,976E-06
-0,02	2,499E-06	5,974E-06	2,485E-06	5,948E-06	2,485E-06	5,948E-06
-0,01	2,491E-06	5,959E-06	2,483E-06	5,944E-06	2,483E-06	5,944E-06
0	2,498E-06	5,973E-06	2,498E-06	5,973E-06	2,498E-06	5,973E-06
0,01	2,526E-06	6,025E-06	2,534E-06	6,041E-06	2,534E-06	6,041E-06
0,02	2,577E-06	6,122E-06	2,593E-06	6,153E-06	2,593E-06	6,154E-06
0,03	2,653E-06	6,266E-06	2,675E-06	6,308E-06	2,675E-06	6,308E-06
0,04	2,753E-06	6,452E-06	2,777E-06	6,498E-06	2,777E-06	6,498E-06
0,05	2,871E-06	6,671E-06	2,895E-06	6,714E-06	2,895E-06	6,714E-06

Примечание: вычисление проведено как с учетом условий безоблачной (Sun) и облачной (Cloud) атмосферы, так и без учета радиационных притоков радиации с использованием зависимости Westphal et al. [5] и схемы DEAD [6], кг/(м^2·с)

Хорошо видно, что включение в модель радиационных притоков тепла несколько видоизменяет данные интенсивности пыления, вычисленные без учета радиационных притоков тепла. Анализ представленных в таблице данных свидетельствует, что минимумы ВПМ находятся вблизи значения параметра фоновой стратификации –

0,015°С/м. Следует отметить, что действительно расчетные данные распределений ВПМ для условий безоблачной или облачной атмосферы округленные до 3-го знака после запятой практически не различаются. Одновременно четко прослеживается разнонаправленность действия радиационных притоков тепла и фоновой стратификации на интенсивность пыления. В инверсионных условиях радиационные притоки тепла увеличивают интенсивность пыления, а при условии неустойчивой атмосферы прогнозируется снижение интенсивности пыления. На рисунке представлены относительные отклонения ВПМ (в %) при суммарном учете фоновой стратификации и радиационных притоков тепла и только фоновой стратификации в условиях безоблачной (Sun) атмосферы в зависимости от параметра фоновой стратификации.

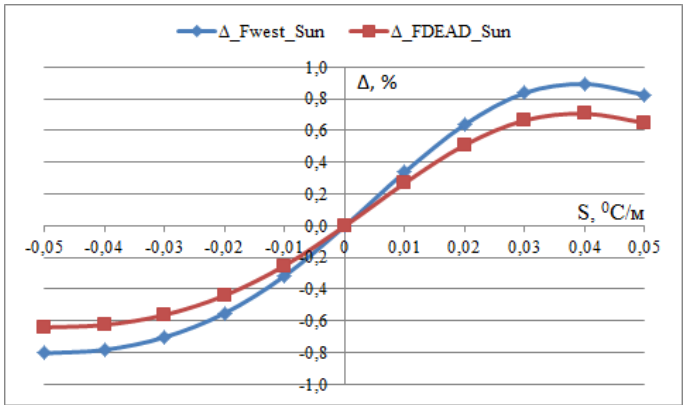


Рисунок - Относительные отклонения вертикальных потоков массы (в %): отношение разности ВПМ при суммарном учете фоновой стратификации и радиационных притоков тепла и только фоновой стратификации к величине ВПМ с учетом только фоновой стратификации) в условиях безоблачной (Sun) атмосферы в зависимости от параметра фоновой стратификации и двух подходов оценки ВПМ

Приведенные на рисунке графики позволяют оценить вклад учета радиационных притоков тепла в интенсивность пыления. Видно, что существует определенная зависимость ВПМ от значения параметра стратификации, при этом вклад радиационных притоков тепла в интенсивность пыления не превышает 1%. Можно отметить, что для ВПМ, оцененного по схеме DEAD, максимальные значения вклада ниже на 0,2%, чем оцененные по зависимости Westphal et al. Кроме того, для инверсионных условий атмосферы максимальный вклад в величину ВПМ для обоих подходов оценки примерно на 0,1% выше, чем для условий неустойчивого состояния. Запланированы аналогичные исследования в трехмерной постановке с вариацией скорости ветрового потока.

Список использованных источников

1. Математическое моделирование общей циркуляции атмосферы и океана / Марчук Г.И. и др. - Гидрометеоиздат. 1984. 320 с.
2. Амосов П.В. Подходы к включению механизмов неадиабатических притоков тепла в аэротермодинамическую модель атмосферы в неспециализированной программе // Известия СПбГТИ(ТУ). 2025. №74(100). С. 107–111.
3. COMSOL. URL: https://www.comsol.ru/ (дата обращения: 12.05.2022).
4. Амосов П.В. и др. Разработка модели аэротермодинамики атмосферы для исследования процессов пыления на хвостохранилищах с использованием программы COMSOL. Вестник МГТУ. 2023. Т. 26, № 1. С. 25–44.

5. Westphal D. L. [et al.] A case study of mobilization and transport of Saharan dust // Journal of the Atmospheric Sciences. 1988. Vol. 45, Iss. 15. P. 2145–2175.
6. Marticorena B. [et al.] Modeling the Atmospheric Dust Cycle. 1. Design of a Soil-Derived Dust Emission Scheme // Journal of Geophysical Research-Atmospheres. 1995. Vol. 100, No. D8. P. 16415–16430.

Dusting intensity of enrichment tailings and non-adiabatic heat inputs

Amosov P.V.

Considerations on the inclusion of non-adiabatic heat inflows in the aerothermodynamic model of the atmosphere developed in the COMSOL program for estimating the intensity of dusting at enrichment tailings storage facilities are presented. Estimates of the contribution of radiative heat influxes to the dusting intensity are given.

ТЕНДЕНЦИИ ПРОИЗВОДСТВА ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ

Берсенев И.С.[1,2], Конарев Н.В.[1]

[1] ООО «Научно-производственное внедренческое предприятие ТОРЭКС»,
г. Екатеринбург, Российская Федерация, *e-mail: i.bersenev@torex-npvp.ru,*
[2] Череповецкий государственный университет, г. Череповец, Российская Федерация

Представлены данные о тенденциях производства железорудного сырья в мире. Приведены данные о качестве руды, объемах импорта и экспорта. Определено, что основные драйверы потребления железной руды и окатышей: переход к низкоуглеродным технологиям; повышение производства окатышей и прямовосстановленного железа; ограничение спроса со стороны производителей стали. Требования к качеству руды постоянно повышаются, что обусловлено как стратегий сокращения углеродного следа стали, так и конкурентной борьбой в отрасли.

В современных условиях металлургическое производство сталкивается с рядом вызовов и требований к: экономической эффективности и систематическому повышению технико-экономических показателей; соблюдению более строгих экологических нормативов, сокращению техногенных и природных рисков, минимизации негативного воздействия на окружающую среду и здоровье людей в городах присутствия и климат в общемировом масштабе – в рамках межотраслевых усилий и кооперации по сокращению выбросов CO_2; качеству производимой продукции.

Важнейшими факторами, влияющими на перечисленные показатели, являются тип и качество используемых в процессе производства железорудного сырья. В 2024 году в мире было выплавлено 1,3 млрд. т чугуна при потреблении 2,4 млрд. т руды, при общем выпуске стали 1,8 млрд. т стальной продукции [1]. Для сравнения – объем железа прямого восстановления (DRI, HBI) составил 144,2 млн.т/год (рост за 5 лет на 38 млн./год). Производство железной руды в течение 2020-2024 годов находилось на указанном уровне (2,4 млрд. т/год). При этом, производство окатышей (таблица 1) и DRI

указывает демонстрирует положительную динамику. Это указывает на тенденцию к повышению содержания железа общего в окатышах, при этом разница в качестве между окатышами доменными и для металлизации (BF и DR, соответственно), сокращается, а отдельные предприятия перешли на выпуск только «премиальных» по содержанию железа окатышей (таблица 2).

Таблица 1 – Производство окатышей в мире [2]

Год	2020	2021	2022	2023	2024
Производство, млн.т	521,4	554,2	550,5	567,2	597,0

Таблица 2 – Данные о качестве железорудных концентратов

Компания	Страна	Основной продукт	Fe, %	Ключевая характеристика
Vale	Бразилия	Руда Carajás	~67-68	Мировой лидер по объему поставок природно-высокосортной руды
Металлоинвест	Россия	Концентрат/окатыши/HBI	>67	Ключевой российский игрок, мировой лидер по HBI/DRI
Fortescue (Iron Bridge)	Австралия	Магнетитовый концентрат	~67-68	Новый и амбициозный игрок на рынке сырья для DRI
Champion Iron ore	Канада	Магнетит. концентрат	~66.5-67.5	Ориентирована на "зеленый" переход производств.
LKAB	Швеция	Окатыши DRI	>67.5	Европейский лидер в области экологичной добычи и "зеленой" стали.
Cleveland-Cliffs	США	Окатыши DRI	~67-68.5	Крупный производитель в Северной Америке
Rio Tinto и BHP Group	Австралия	концентрат	~66.5-67.5	Крупные горно-металлургические компании в Океании

Например, "Северсталь" направляет 116 млрд. рублей на строительство современного комплекса по производству окатышей в г. Череповец.

Запуск предприятия мощностью 10 млн т в год запланирован на 2026 год, что будет ключевым шагом в модернизации производства, направленным на замену устаревших агломерационных машин и коксовых батарей, что позволит значительно снизить углеродный след компании и объем выбросов вредных веществ в атмосферу.

Таким образом, переход на низкоуглеродные технологии и экологическую чистоту производства стимулирует спрос на богатое по железу сырье и, в частности, окатыши. С точки зрения общих тенденций развития металлургии, производство окатышей характеризуется: общим ростом объемов производства и увеличением их доли в доменной шихте; повышением содержания железа общего за счет развития

технологий обогащения; преимущественное обеспечение окатышами производства высоко-маржинальной экспортной продукции – ГБЖ.

В таблице 3 приведены данные о лидерах экспорта и импорта железной руды.

Таблица 3 – Лидеры по экспорту/импорту железной руды

Страна	Объем (млн. т)	Доля в мировой торговле	Основные партнеры	Ключевые тренды
Экспорт				
Австралия	960	56,4 %	Китай, Япония, Южная Корея, Индия	Лидер по качеству продукции; инвестиции в модернизацию портов для увеличения отгрузок
Бразилия	440	25,8 %	Китай, Германия, Турция, США	Рост экспорта благодаря спросу на высокообогащенные окатыши
Индия	270	15,8 %	Китай, Япония, Южная Корея	Снижение экспортных пошлин стимулировало рост экспорта
Россия	88	5,1 %	Турция, Китай, Индия	Переориентация экспорта на азиатские рынки из-за санкций ЕС
Импорт				
Китай	1100	64,5 %	Австралия, Бразилия, Индия	Крупнейший потребитель окатышей; зависимость от внешних поставок
Япония	120	7,0 %	Австралия, Бразилия, Индия	Рост спроса на сталь для автомобильной промышленности
Южная Корея	90	5,3 %	Австралия, Бразилия, Индия	Активное использование окатышей в строительстве и судостроении
Германия	70	4,1 %	Бразилия, Швеция, Россия	Переход на «зеленую» металлургию стимулирует спрос на качественные окатыши

В то же время, мировой рынок железорудных руды и окатышей (вслед за рынком стали) переживает период нестабильности. К 2025 году его объем достиг 63,15 млрд, а к 2029 году увеличится до 80,22 млрд, что соответствует среднегодовому росту в 6,2 %.

Стоимость железной руды демонстрировала значительные колебания в течение 2024 года, опускаясь с отметки в 144 долл./т в начале года до 91,28 долл. к сентябрю. Прогноз цен на железную руду негативный, изменения обусловлены макроэкономическими причинами: снижением потребительского спроса со стороны Китая; стагнацией строительной отрасли; ужесточение денежно-кредитной политики.

Ожидается существенное увеличение мирового предложения железной руды в ближайшие годы за счет запуска крупных добывающих проектов: расширение производства в австралийской Пилбаре и поэтапная разработка месторождения Simandou (Гвинея), одного из крупнейших по запасам высококачественной руды. Это

создаст устойчивое давление на цены.

Таким образом, основные драйверы потребления железной руды и окатышей: переход к низкоуглеродным технологиям; повышение производства окатышей и прямовосстановленного железа; ограничение спроса со стороны производителей стали.

Требования к качеству руды постоянно повышаются, что обусловлено как стратегий сокращения углеродного следа стали, так и конкурентной борьбой в отрасли.

Список использованных источников

1. World Steel in Figures 2024 URL:https://worldsteel.org/data/world-steel-in-figures/world-steel-in-figures-2025/(дата обращения 28.01.2026)
2. The Winding Road Toward Zero-Carbon Iron URL:https://www.midrex.com/tech-article/the-winding-road-toward-zero-carbon-iron/ (дата обращения 28.01.2026)
3. Обзор рынка окатышей: ключевые игроки, технологии, ценообразование и перспективы развития URL:https://delprof.ru/press-center/open-analytics/obzor-rynka-okatyshej/ (дата обращения 28.01.2026)

Trends in the production of iron ore

Bersenev I.S., Konarev N.V.

The article presents data on the trends in the production of iron ore raw materials in the world. It is determined that the main drivers of the consumption of iron ore and pellets are: the transition to low-carbon technologies; the increase in the production of pellets and direct reduced iron; and the limitation of demand from steel producers. The requirements for the quality of ore are constantly increasing, driven by both the strategies to reduce the carbon footprint of steel and the competition in the industry.

МОНИТОРИНГ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ РИСКОВ НА ТЕРРИТОРИИ ГРАДООБРАЗУЮЩЕГО ПРЕДПРИЯТИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ДАННЫХ ДИСТАНЦИОННОГО ЗОНДИРОВАНИЯ ЗЕМЛИ*

Кочев Д.В., Шумилова Л.В., Свалова К.В.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: denis.ko4ev@yandex.ru

Оценка состояния поверхности водного зеркала хвостохранилища с использованием технологий ДЗЗ и расчет спектральных индексов NDWI, MNDWI, NDVI, GEMI, IOI, SABI по разновременным сценам Landsat, позволяет создать систему раннего предупреждения о рисках перелива пульпы через дамбу хвостохранилища. Определена динамика водной поверхности и состояние каскада хвостохранилищ Дарасунского рудника. Интенсивное увеличение площади хвостохранилища с 6754 м² (1997 г) до 161193 м² (2025 г.) при большом количестве осадков, указывает на наличие проблем, которые необходимо оперативно решать.

*Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-20004, https://rscf.ru/project/26-17-20004/

Для населенных пунктов, экономика и занятость которых определяются деятельностью градообразующего горного предприятия, экологическая безопасность объектов складирования отходов обогащения является критическим фактором устойчивого развития территорий.

Дарасунский рудник (ООО «Восток золото») на протяжении почти ста лет обеспечивает добычу и переработку золотосодержащих руд. Техногенные отходы складируются в каскад хвосто- и шламохранилищ, расположенных в непосредственной близости от жилой застройки. По состоянию на 2018 г. здесь накоплено около 1,9 млн. т хвостов флотации, содержащих, помимо золота и серебра, высокотоксичные элементы – As (свыше 8 тыс. т), Cu, цианиды. Превышения ПДК меди, цинка, свинца в почвах и водах вблизи хранилищ достигают 3–5 раз [1]. Учитывая срок эксплуатации гидротехнических сооружений (первые секции построены в 1927 г.), риск аварийного перелива, размыва дамб и поступления загрязненной пульпы в поверхностные и подземные воды приобретает особую остроту. В такой ситуации традиционных наземных наблюдений недостаточно – требуется эффективный пространственно-временной мониторинг, способный обеспечить ретроспективу, оперативность и прогноз. Необходимо обосновать выбор эффективного метода мониторинга водной поверхности хвостохранилища, а также других экологических показателей по мультиспектральным спутниковым данным Landsat за 25-летний период.

Для детального анализа состояния поверхности хвостохранилища (водного зеркала) рассчитаны четыре спектральных индекса по разновременным снимкам Landsat:

– NDVI (Normalized Difference Vegetation Index) для оценки фитомассы и угнетения растительности;

– GEMI (Global Environmental Monitoring Index) для снижения атмосферных влияний при мониторинге растительности;

– IOI (Iron Oxide Index) для выявления участков, обогащенных оксидами и гидроксидами железа (продуктами окисления сульфидов);

– SABI (Soil Adjusted Brightness Index) для оценки яркости почв и техногенных поверхностей (с учетом влияния растительности).

Созданы карты и графики временной изменчивости площадей водного зеркала как для отдельных каскадов, так и для всего хвостового хозяйства (рисунки 1 и 2).

Установлено, что суммарная акватория возросла с величин порядка 7–10 тыс. м^2 в конце 1990-х гг. до 130–170 тыс. м^2 в последние годы, а максимальное зафиксированное значение составило 176 615 м^2 (2021 г.) [2].

Анализ площадей водных зеркал каскадов хвостохранилищ выявил неравномерное, но в целом последовательное заполнение каскадов в сторону верхнего бьефа, соответствующее регламентированной технологии намыва дамбы.



Рисунок 1 - Ретроспективный анализ площадей заполнения каскадов хвостохранилища по данным ДЗЗ

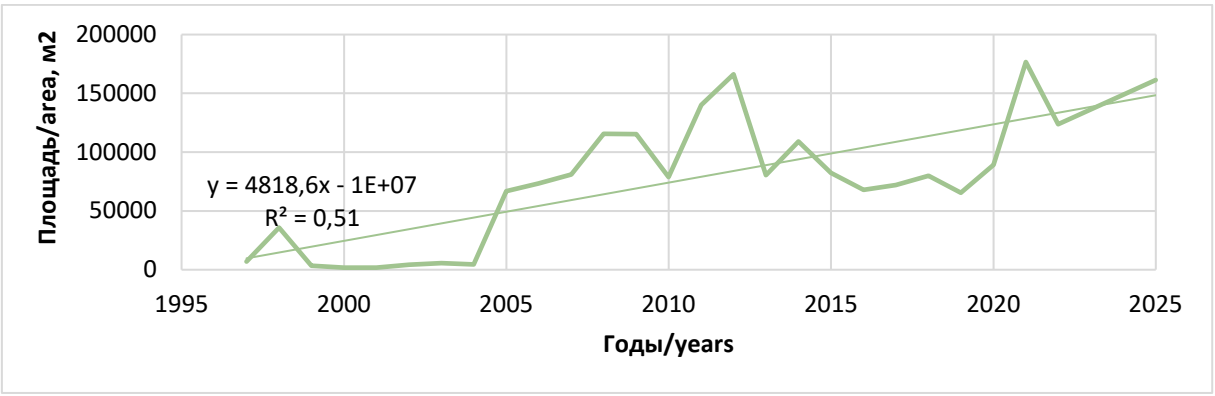


Рисунок 2 - Временная динамика изменения площади водных зеркал хвостохранилища по данным ДЗЗ

Корреляция с осадками практически отсутствует: пики водной поверхности не совпадают с влажными сезонами, а водосборная площадь чаш изолирована от речного стока долиной р. Дарасун (подтверждено моделью SRTM). Следовательно, наблюдаемый рост зеркала водной поверхности преимущественно обусловлен сбросом хвостовой пульпы, что отражает интенсивность эксплуатации обогатительного передела.

Полученный архив данных дистанционного зондирования позволил зафиксировать периоды резкого увеличения акватории (2007–2008, 2011, 2021 гг.), которые, сопоставленные с производственными отчетами, приходятся на пики переработки руды. Хаотичное переключение намыва между секциями указывает на отсутствие строгого регламента заполнения и потенциальный риск перегрузки ограждающих дамб.

Мониторинг по данным ДЗЗ базируется на вычислении спектральных водных индексов NDWI и MNDWI по снимкам серии Landsat и открывает несколько практически значимых возможностей:

1) ретроспективное отслеживание динамики водного зеркала на всей глубине архива данных (с 1980-х годов до текущего момента);

2) выделение периодов ускоренного накопления воды, которые не связаны с атмосферными осадками;

3) количественная оценка риска перелива через дамбы и создание на её основе системы раннего оповещения;

4) снижение затрат на полевые исследования при одновременном сохранении высокого пространственно-временного разрешения.

Индексы NDVI и GEMI подтвердили отсутствие растительности на теле дамб, IOI выявил зоны оксидов железа (продукты окисления сульфидов), а SABI зафиксировал сезонные изменения яркости сухих пляжей. Комплексное использование данных индексов позволяет оценить риски гидросферного, литосферного, аэровоздушного и биологического загрязнения.

Для экологической безопасности важно учитывать территории горных предприятий и зоны проживания населения. Динамика водного зеркала служит интегральным индикатором экологической опасности, отражая совокупное влияние техногенных и природных факторов на экосистему.

Своевременная регистрация тренда к превышению проектной отметки гребня дамбы (при сопоставлении с цифровой моделью рельефа) позволяет спрогнозировать следующие сценарии аварийных загрязнений (таблица).

Таблица - Типы загрязнения, пути их распространения и возможные последствия для окружающей среды

Основной механизм и пути распространения	Характер воздействия и возможные последствия
Литосферное загрязнение	
Инфильтрация высокоминерализованной пульпы через тело и основание ограждающих дамб; утечки из поврежденных трубопроводов оборотной воды	Миграция As, Cu, цианид-ионов и других токсикантов в грунты и зону аэрации, формирование вторичных ореолов загрязнения в почвах
Гидросферное загрязнение	
Аварийный перелив или размыв дамбы; поступление осветленных вод и твердой фазы хвостов непосредственно в русло р. Дарасун	Формирование устойчивых гидрохимических аномалий с многократным превышением ПДК, угроза источникам питьевого водоснабжения пгт Вершино-Дарасунский

Таким образом, методы дистанционного зондирования Земли позволяют не только регистрировать сам факт приближения уреза воды к проектным отметкам, но и заблаговременно выявлять аномально быстрое заполнение секций хвостохранилища, не обусловленное технологическими нормами. Тем самым у производственного персонала и контролирующих органов появляется резерв времени для принятия

превентивных мер. Например, для перенаправления потоков пульпы, усиления дамбового полотна или сброса осветленной жидкости в специальные подпорные емкости. Метод успешно встраивается в цикл управления экологическими рисками горно-обогатительного комбината и рекомендован для других градообразующих предприятий, имеющих аналогичные объекты накопленного вреда.

Список использованных источников

1. Березин И.А. и др. Эколого-гигиеническая оценка горнорудной территории пгт. Вершино-Дарасунский // Медицина завтрашнего дня: материалы XIX Межрегион. науч.-практ. конф. студ. и молодых ученых. – Чита: Читинская гос.медицинская академия, 2020. — 316 с.
2. Кочев Д.В. и др. Применение спектральных водных индексов на хвостовом хозяйстве Дарасунского рудника по данным дистанционного зондирования Земли программы Landsat // Вестник ЗабГУ. — 2023. — Т. 29, № 2. — С. 45-60.

Monitoring of environmental risks on the territory of a city-forming enterprise using remote sensing data

Kochev D.V., Shumilova L.V., Svalova K.V.

Assessment of the tailings pond water surface condition using remote sensing technologies and calculation of spectral indices NDWI, MNDWI, NDVI, GEMI, IOI, SABI by Landsat time-series scenes allows to create an early warning system about the risks of pulp overflow through the tailings pond dam. The dynamics of the water surface and the condition of the tailings cascade of the Darasun mine are determined. The intensive increase in the tailings storage area from 6754 m² (1997) to 161193 m² (2025) in the presence of heavy precipitation indicates the existence of problems that need to be addressed promptly.

БИОТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ СНИЖЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ МЫШЬЯКА В МЕДНО-МЫШЬЯКОВИСТОМ КОНЦЕНТРАТЕ ТЕХНОГЕННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХВОСТОХРАНИЛИЩА ЦОФ СОЛНЕЧНОГО ГОК

Белый А.В.[1,2], Компанейцева Е.А.[3], Крикунова Т.Р.[1,2], Мадасова М.Д.[1,2]

[1] Международный научный центр исследований экстремального состояния организма, ФИЦ «Красноярский научный центр СО РАН», г. Красноярск, Российская Федерация, *e-mail: belyiav52@gmail.com*

[2] ФГАОУ ВО «Сибирский федеральный университет», г. Красноярск, Российская Федерация,

[3] ООО «Геопроминвест», г Хабаровск, Российская Федерация

В работе рассмотрена возможность биоокисления медно-мышьякового концентрата с целью повышения его качества за счет снижения в нем содержания мышьяка. Показано, что за счет биотехнологической переработки концентрата можно селективно удалять мышьяк из концентрата, что повышает качество медного концентрата.

Одной из причин, которая вынуждает использовать гидрометаллургические технологии (в том числе биоокисление) для переработки руд и концентратов цветных металлов, является высокое содержание мышьяка.

Такие концентраты часто содержат минерал арсенопирит(FeAsS), вследствие чего, при их переработке с помощью пирометаллургических технологий (обжига) возникают проблемы с газовыми выбросами, полная очистка которых от высокотоксичных летучих оксидов мышьяка As_2O_3 и As_4O_6, представляет собой технологическую проблему

Одной из альтернатив является использование биотехнологии, которая позволяет избегать образования токсичных газовых выбросов.

Целью исследований явилось изучение процесса биоокисления медно-мышьяковистого концентрата с целью повышения его качества, за счет снижения в нем содержания мышьяка.

Ставились задачи: выделить из зон окисления минералов хвостохранилища ассоциацию хемоавтотрофных микроорганизмов, окисляющих мышьяк содержащие минералы; адаптировать, выделенные ассоциации к окислению концентратов в пульпе высокой плотности (150-200 г/л); определить параметры процесса, при которых будет максимально удаляться мышьяк, при незначительном окислении медных концентратов.

Сульфидный медно-мышьяковистый концентрат, полученный при обогащении лежалых хвостов Солнечного ГОК, характеризуется высоким содержанием минералов меди, это халькопирит 60,9 %; мохит 8,44 %; кубанит 3,32 %; энаргит 1,87 %. Мышьяк содержащие минералы это: арсенопирит 4,09 % и энаргит 1,87 %. Железосодержащие минералы – халькопирит, пирит 7,04 %, арсенопирит и пирротин 8,22%.

В таблице представлены данные по минералогическому составу сульфидного медно-мышьякового концентрата и продукта его биоокисления. Основными окисляемыми сульфидными минералами являются пирротин, арсенопирит, пирит, кубанит, мохит.

Таблица - Минералогический состав исходного концентрата и продукта его биоокисления

$CuFeS_2$	$KFe_3(SO_4)_2(OH)_6$	SiO_2	Cu_2SnS_3	$CuFe_2S_3$	FeS_2	$CuFe_2O_4$	Cu_3As_4	FeAsS	Fe_7S_8
Исходная проба									
60,94	0	5,63	8,44	3,32	7,04	0,44	1,87	4,09	8,22
Проба после БО									
61,34	21,24	5,88	4,14	1,88	0,99	1	1,7	0,89	0,95

На рисунке показана степень окисления этих минералов. Степень окисления пирротина составляет 88,44 %, арсенопирита – 78,24 %, пирита – 85,94 %, кубанита – 43,37 %, мохита – 50,95 %. Общее содержание мышьяка снизилось на 58,2 %, было 3,03 % стало 1,27 %.

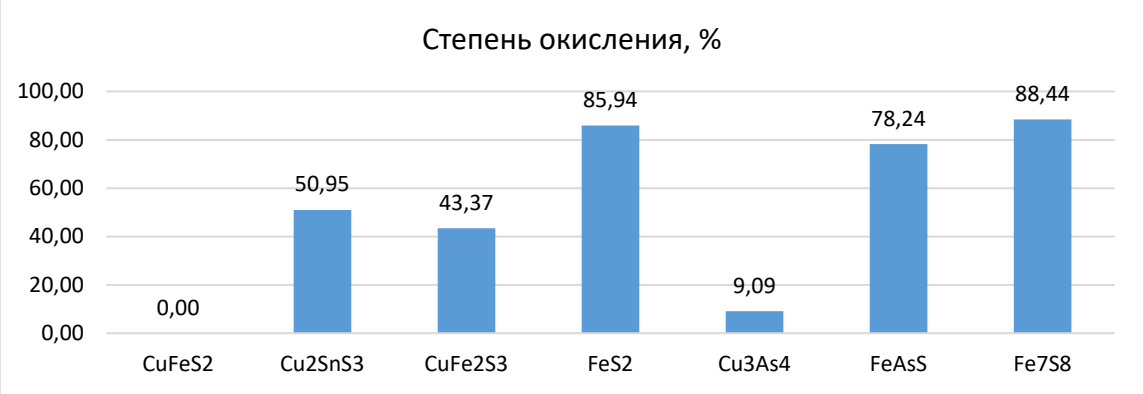


Рисунок - Степень окисления сульфидных минералов в концентрате

Проведенные исследования позволили решить следующие задачи.

– из зон окисления минералов хвостохранилища Солнечного ГОК выделена ассоциация хемоавтотрофных микроорганизмов, окисляющих мышьяксодержащие минералы;

– выделенная ассоциация адаптирована к окислению концентратов в пульпе с содержанием твердого 150 г/л, обоснованы технологические решения для работы с пульпами с содержанием твердого 200 г/л;

– определены параметры процесса, при которых максимально удалялся мышьяк, а содержание основного медного сульфида (халькопирита) не менялось;

– показано, что биотехнологической переработкой концентрата можно селективно удалять As из концентрата, что повышает качество медного концентрата.

Отметим, что наши исследования проводились в периодическом процессе, который позволил определить основные параметры, необходимые для перехода на новый этап работ - исследований в непрерывном процессе, который более технологичен и является основой для разработки технологического регламента, позволяющего внедрить данную разработку в производство.

Как правило, при переходе с периодического процесса на непрерывный, показатели процесса значительно улучшаются, повышаются скорость процесса и его производительность.

Biotechnological reduction of arsenic content in the copper-arsenic concentrate of the technogenic deposit of the tailings pond of the Solnechnogo GOK

Belyi A.V., Companeitseva E.A., Krikunova T.R., Madasova M.D.

The paper considers the possibility of biooxidation of copper-arsenic concentrate in order to improve its quality by reducing its arsenic content. It has been shown that due to biotechnological processing of the concentrate, arsenic can be selectively removed from the concentrate, which improves the quality of the copper concentrate.

ПЕРСПЕКТИВНОСТЬ РАСТЕНИЯ OXYTROPIS MYRIOPHYLLA (PALL.) DC. ДЛЯ ФИТОРЕМЕДИАЦИИ ТЕХНОГЕННО НАРУШЕННЫХ ТЕРРИТОРИЙ ЗАБАЙКАЛЬЯ*

Лагутенко М.Р., Шумилова Л.В.

ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Российская Федерация,
e-mail: max.lagutenko@mail.ru; shumilovalv@mail.ru

Определено содержание токсичных элементов в органах Oxytropis myriophylla на отвалах Орловского ГОКа. Установлено, что при полиметаллическом загрязнении вид проявляет барьерные свойства, концентрируя токсиканты в корнях при соотношении корни/листья 7,39. Обоснована перспективность этого растения для фиторемедиации техногенных грунтов Забайкалья.

Восстановление земель, нарушенных деятельностью горно-обогатительных комбинатов, является актуальной задачей Забайкальского края. Длительная эксплуатация месторождений привела к формированию техногенных биогеохимических аномалий. В пределах этих зон почвенный покров и растения испытывают высокую нагрузку по широкому спектру микроэлементов. В их число входят тяжелые металлы и мышьяк [1, 2, 3].

Современным подходом к восстановлению нарушенных территорий считается фиторемедиация. Этот метод использует растения для извлечения, обезвреживания или закрепления загрязнителей. Одно из направлений фиторемедиации называется фитостабилизацией. Его суть заключается в удержании токсикантов в корневой системе. Это предотвращает миграцию вредных веществ [4].

Для задач фитостабилизации подходят местные аборигенные виды. Они должны обладать устойчивостью к высоким концентрациям загрязнителей. Также важно, чтобы растения накапливали элементы главным образом в подземных органах. Дополнительным преимуществом служит многолетний жизненный цикл и хорошо развитая корневая система.

Цель работы – на основе анализа накопления и распределения микроэлементов в корнях и листьях *O. myriophylla* обосновать его перспективность для фиторемедиации на отвалах к законсервированному хвостохранилищу №1 Орловского ГОКа в сравнении с фоновым участком и урбанизированной территорией г. Чита.

В качестве перспективного объекта выбран вид *Oxytropis myriophylla* (Pall.) DC. из семейства *Fabaceae*. Это многолетнее травянистое растение высотой до 20 см. Оно относится к стержнекорневым дерновинным поликарпикам и имеет многоглавый

* **Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 26-17-20004, https://rscf.ru/project/26-17-20004/**

каудекс. Вид распространен в Восточной Сибири. Встречается в степях, сосновых лесах и на остепнённых лугах. В Забайкалье он нередко произрастает и на техногенно нарушенных территориях [5].

Пробы растений отбирались на трех участках с разным уровнем техногенной нагрузки. Первый участок расположен на отвалах хвостохранилища Орловского ГОКа (Забайкальский край, Агинский р-н) в зоне сильного техногенного загрязнения. Второй участок находится на Московском тракте в окрестностях города Чита на территории с транспортной нагрузкой. Третий участок расположен на перевале Яблонового хребта (Забайкальский край) и является условным фоновым участком.

Количественное определение химических элементов (Mn, Fe, Cu, Zn, As, Pb) в корнях и листьях выполняли методом рентгенофлуоресцентного анализа на спектрометре S2 Picofox (Bruker, Nano, Германия). Содержание элементов рассчитывали на единицу сухой массы образца. Содержание шести микроэлементов в корнях и листьях *O.myriophylla* представлено в таблице.

Таблица - Содержание микроэлементов в органах *O.myriophylla*

Содержание микроэлементов в органах Oxytropis myriophylla, мг/кг сухой массы								
Органы растения	Mn	Fe	Cu	Zn	As	Pb	Сумма	Отношение корни/листья
Орловский ГОК								
Корень	74,61	1751,8	23,54	81,03	4,38	1,56	1936,92	7,39
Листья	99,92	124,5	10,78	24,38	2,33	0,24	262,15	
Среднее содержание	87,27	938,15	17,16	52,705	3,355	0,9	1099,54	
г. Чита								
Корень	465,81	9958,7	26,71	82,78	7,65	10,32	10551,97	1,53
Листья	323,56	6344,9	40,27	200,14	0,66	0,91	6910,44	
Среднее содержание	394,69	8151,8	33,49	141,46	4,155	5,615	8731,21	
Яблоновый хребет								
Корень	54,39	114,8	3,65	18,41	0,42	0,6	192,27	0,63
Листья	8,98	267,1	2,4	27,18	0,61	0,84	307,11	
Среднее содержание	31,69	190,95	3,025	22,795	0,52	0,72	249,69	

Наиболее высокое суммарное содержание микроэлементов в корнях зафиксировано в г. Чита (10551,97 мг/кг). Это обусловлено высокими концентрациями Fe и Mn, характерными для транспортной аномалии.Максимальное отношение корни/листья отмечено на Орловском ГОКе (7,39).

В условиях полиметалльного загрязнения растение удерживает токсиканты преимущественно в подземной части. Листья остаются относительно чистыми (сумма

элементов всего 262,15 мг/кг). Такие показатели оптимальны для фитостабилизации и снижения риска ветровой и водной эрозии.

На фоновом участке (Яблоновый хребет) отношение корни/листья составляет 0,63. Это нормальное физиологическое распределение при отсутствии стресса у растений. Загрязнители не накапливаются ни в корнях, ни в листьях.

Маркерами рудного загрязнения на Орловском ГОКе выступают мышьяк и свинец. Они накапливаются в корнях выше фоновых значений. Превышение по As составляет 10 раз, по Pb – 2,6 раза.

Таким образом, *O. myriophylla* обладает свойствами, необходимыми для фитостабилизации на объектах ГОК Забайкалья. Растение проявляет высокую толерантность к полиэлементному загрязнению, и накапливает микроэлементы преимущественно в корневой системе. На участке с рудным загрязнением отношение корни/листья достигает 7,39. Это снижает риск миграции токсикантов в окружающую среду и предотвращает вторичное загрязнение прилегающих территорий. *O. myriophylla* может быть использован в качестве перспективного вида для биологической рекультивации законсервированного хвостохранилища №1 Орловского ГОКа. Данный вид может рассматриваться для фиторемедиации и на других техногенно нарушенных территориях Забайкальского края.

Список использованных источников

1. Тимофеева С.С. и др. Инновационные фитотехнологии реабилитации загрязненных территорий горными предприятиями на Южном Урале. – Новосибирск: Гео, 2018. – 192 с.
2. Ульрих Д.В. и др. Современное состояние хвостохранилища в г. Карабаш и его влияние на техногенез прилегающей территории // Экология и промышленность России. – 2015. – Т. 19. – С. 56-59.
3. Шумилова Л.В. и др. Применение наилучших доступных технологий для повышения экологической безопасности утилизации золошлаковых отходов // Вестник ЗабГУ. Т. 28, № 8. С.23-34.
4. Хан С. и др. Перспективы фиторемедиации для восстановления загрязненных природных экосистем. Water 2023, 15, 1498.
5. Кожевников А.Е. и др. Иллюстрированная флора Приморского края, Дальний Восток России // Национальный институт биологических ресурсов. – 2019. – С. 447.

The prospects of the plant *Oxytropis myriophylla* (Pall.) DC. for phytoremediation of technogenically disturbed territories of Transbaikalia

Lagutenko M.R., Shumilova L.V.

The content of toxic elements in the organs of Oxytropis myriophylla on the tailings of the Orlovsky Mining and Processing Plant has been determined. It has been established that under polymetallic pollution the species exhibits barrier properties, concentrating toxicants in the roots with a root/leaf ratio of 7.39. The potential of this plant for phytoremediation of technogenic soils in Transbaikalia has been substantiated.

ПОЛУЧЕНИЕ АДСОРБЦИОННЫХ МАТЕРИАЛОВ НА ОСНОВЕ ПРИРОДНОГО АМОРФНОГО КРЕМНЕЗЁМА И ЖИДКОГО СТЕКЛА

Шакиров Т. Р., Мирная В. Д.

ФГБОУ ВО «Казанский национальный исследовательский технологический университет»,
г. Казань, Российская Федерация

В работе исследовано получение адсорбционных материалов на основе природного аморфного кремнезёма и жидкого стекла. Определены оптимальные параметры синтеза аморфного кремнезёма из кварцевого песка. Для жидкого стекла из опоки показано влияние pH и типа катиона на морфологию, размер кристаллов и площадь поверхности.

Аморфный кремнезём и жидкое стекло являются перспективными основами для получения катализаторов. В условиях импортозамещения разработка локальных методов синтеза этих материалов из доступного сырья становится особенно актуальной. В работе представлено объединение двух взаимосвязанных направлений, а именно получение аморфного кремнезёма и жидкого стекла.

В первой части работы изучен процесс получения жидкого стекла (калиевого и натриевого) из опоки при Т : Ж = 1 : 1,94 с использованием 20 % растворов KOH и NaOH с последующим подкислением серной кислотой и выпариванием. Установлено, что наилучший силикатный модуль достигается при варке при 80 °С в течение 1 часа с последующим выпариванием.

Методами микроскопии и низкотемпературной адсорбции азота установлено, что с ростом pH площадь поверхности калийных силикатов снижается (с 11,3 до 1,3 $м^2/г$), кристаллы укрупняются и меняют форму с призматической на изотермическую.

Для натриевых силикатов наблюдается обратная зависимость: площадь поверхности возрастает с 4,0 до 25,9 $м^2/г$ при повышении pH. Размер пор во всех образцах составляет ≈3,7 нм.

Во второй части работы исследовано влияние размера частиц кварцевого песка (0,1-0,25 мм) и температуры спекания (800-900 °С) на удельную поверхность получаемого аморфного оксида кремния. Максимальная удельная поверхность (56,06 $м^2/г$) достигнута при использовании частиц песка >0,1 мм и температуры 800 °С. Повышение температуры и увеличение размера частиц приводили к снижению удельной поверхности до 40-46 $м^2/г$.

Таким образом, для образования высокопористой структуры предпочтительны более низкие температуры и более мелкие размеры частиц сырья.

Полученные результаты демонстрируют возможность регулирования пористой структуры и удельной поверхности аморфного кремнезёма и жидкого стекла с помощью выбора исходного сырья, температуры и pH среды.

Production of adsorption materials based on natural amorphous silica and liquid glass

Shakirov T.R., Mirnaya V.D.

This work investigates the production of adsorption materials based on natural amorphous silica and liquid glass. Optimal synthesis parameters for amorphous silica from quartz sand were determined. For liquid glass derived from opoka, the effects of pH and alkali cation type on crystal morphology, size, and serface area are demonstrated.

ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ БЕСХЛОРНЫХ КАЛИЙСОДЕРЖАЩИХ УДОБРЕНИЙ ИЗ СЫННЫРИТА

Хомоксонова Д.П., Гуляшинов П.А., Ковтунец Е.В., Антропова И.Г.
ФГБУН Байкальский институт природопользования Сибирского отделения РАН,
г. Улан-Удэ, Российская Федерация, *e-mail: inan@binm.ru*

Приведены результаты по разработке экологически безопасных технологий получения различных бесхлорных калийсодержащих удобрений на основе ультракалиевой алюмосиликатной породы – сыннырита с использованием механохимической, термохимической активации и охарактеризованы их составы, свойства.

Одним из перспективных и нетрадиционных видов сырья для развития агропромышленного комплекса и алюминиевой отрасли страны являются уникальные по содержанию калия (K_2O 17–21 %) и огромные по запасам алюмосиликатные породы – сыннырите Забайкалья. Уникальность этих пород состоит в том, что это предельно насыщенные калием магматические породы с кальсилиткалишпатовой ассоциацией. Чисто калиевая разновидность нефелина – кальсилит $K[AlSiO_4]$ – относится к числу редких минералов и находится в руде в тонком срастании с калиевым полевым шпатом $K[AlSi_3O_8]$.

Особенность сыннырита также заключается в том, что эта порода магматического происхождения, не содержит других, кроме желательного микроэлемента железа (1-3 %), тяжелых металлов и токсичных примесей, встречающихся в осадочных породах. Поэтому минеральный и химический состав сыннырита позволяет его рассматривать в качестве экологически безопасной бесхлорной калийсодержащей агроруды.

Молотый сыннырит класса крупности –0,071 мм с содержанием лимонно-растворимого калия 6,9% предложен в качестве калийного удобрения для прямого внесения. Растениями сначала будет усваиваться K_2O из более химически активного минерала кальсилита, а затем из упорного калиевого полевого шпата. За счет этого будет обеспечиваться длительный срок действия удобрения. Выбор такого класса крупности сыннырита в качестве удобрения обусловлен тем, что при достижении такой

размерности весь калий кальсилита извлекается лимонной кислотой (2 %), соответственно такая крупность частиц будет обеспечивать достаточный уровень калийного питания для растений в первые годы внесения.

Калийное органоминеральное удобрение (ОМУ) получено в процессе совместной механоактивации сыннырита с окисленным бурым углем в шаровой мельнице при соотношении сыннырита к углю равном 3 : 1. При выборе такого массового соотношения сыннырита к углю исходили из того, чтобы в ОМУ содержание лимонно-растворимого калия было не менее 5 %.

Для агрохимических испытаний была наработана удобрительная смесь с содержанием окисленного угля 25 %, калия лимонно-растворимого K_2O (ЛР) – 5,5 % и гуминовых кислот – около 20 %. Крупность ОМУ составляла –0,1 мм при содержании класса –0,071 мм 60–70 %.

Третья технология получения удобрения на основе сыннырита базируется на получении кальсилит-лейцитового концентрата термохимическим обогащением с использованием в качестве добавки доломита ($Ca,Mg(CO_3)_2$) с массовой долей CaO – 29,3 % и MgO – 20,3 %.

При спекании сыннырита с доломитом в соотношении 2 : 1 и температуре 1150 °С был получен кальсилит-лейцитовый концентрат с содержанием общего калия K_2O 15,6 % и лимонно-растворимого K_2O (ЛР) – 5,9 %. При указанном соотношении сыннырита и доломита калиевые полевые шпаты в процессе спекания полностью превращаются в лейцит.

Установлено, что основными соединениями при спекании сыннырита с доломитом являются лейцит $K[AlSi_2O_6]$, кальсилит $K[AlSiO_4]$, акерманит $Ca_2MgSi_2O_7$, периклаз MgO.

Образующийся лейцит в сравнении с минералами калиевошпатовой группы более химически активный (кислоторастворимая форма алюмосиликата), соответственно калий из этого новообразованного минерала будет усваиваться растениями быстрее чем из полевого шпата, но несколько медленнее кальсилита.

При подготовке исходной шихты к спеканию сыннырит и доломит измельчали до класса крупности –0,071 мм. Данный способ позволяет получить кальсилит-лейцитовый концентрат, обогащенный помимо калия такими полезными компонентами как магний и кальций (MgO – 8 %, CaO – 11,5 %).

Результаты исследований по изучению эффективности действия данных бесхлорных калийсодержащих удобрений на основе сыннырита при возделывании свеклы столовой, картофеля и пшеницы яровой в условиях Бурятии показали, что исследуемые образцы характеризуются положительным стимулирующим эффектом. По своей эффективности эти удобрения не уступали сульфату калия, а по некоторым показателям даже незначительно превосходили.

Предложен и разработан способ глубокой переработки сыннырита на сульфат калия в качестве удобрения, основанный на совместном его спекании с фосфогипсом и при добавке одного из щелочноземельных карбонатных соединений - кальцита, доломита, или магнезита.

Установлено, что при температурах 1050-1150 ^{o}C во всех изученных системах за счет замещения K^{+} на Ca^{2+} происходит образование кальциевого лангбейнита ($K_2Ca_2(SO_4)_3$), который в дальнейшем перерабатывается на сульфат калия.

Показано, что небольшая добавка карбоната калия в тройную систему шихты приводит к интенсификации процесса термохимии и эффективному связыванию выделяющегося сернистого газа, превращая его в дополнительный сульфат калия. Осадок, образовавшийся после выщелачивания калия, состоит из силикатов и алюмосиликатов Ca, Mg, не представляющих угрозу окружающей среде.

Technologies for obtaining chlorogen-free potassium fertilizers from synnyrite

Khomoksonova D.P., Gulyashinov P.A., Kovtunets E.V., Antropova I.G.

The article presents the results of developing environmentally friendly technologies for producing various chlorine-free potassium-containing fertilizers based on ultra-potassium aluminosilicate rock – synnyrite. These technologies utilize mechanochemical and thermochemical activation, and the article also characterizes the compositions and properties of the resulting fertilizers.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ СГУЩЕНИЯ И ФИЛЬТРОВАНИЯ ЛЕЖАЛЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ

Пунцукова Б.Т.

ООО «Научно-технический центр «Бакор», Москва, г. Щербинка, Российская Федерация,
e-mail: b.puntsukova@ntcbakor.ru

С целью разработки эффективной технологии обезвоживания техногенного сырья проведены исследования сгущения и фильтрования лежалых золотосодержащих хвостов Уральского региона. По итогам лабораторных испытаний определён оптимальный флокулянт и установлены рациональные параметры сгущения, обеспечивающие требуемое качество слива и сгущённого продукта. Обоснован оптимальный режим пресс-фильтрации, позволяющий получить осадок пригодный для транспортировки.

В связи с вовлечением в переработку бедных, упорных, тонковкрапленных руд, лежалых хвостов, требующих тонкого и сверхтонкого измельчения для извлечения ценных компонентов, возникают значительные трудности для процессов обезвоживания (сгущения и фильтрации).

В работе представлены результаты исследований процессов сгущения и фильтрования лежалых золотосодержащих хвостов Уральского региона, направленные

на разработку эффективной технологии обезвоживания техногенного сырья с низким содержанием ценных компонентов, обеспечивающей сокращение объёмов хвостохранилищ и возврат воды в производственный цикл.

Лежалые золотосодержащие хвосты характеризуются повышенным содержанием тонкодисперсных шламовых классов, что существенно осложняет их сгущение и фильтрование.

Проведённые исследования направлены на обоснование выбора оптимальных реагентных режимов и выбора технологии фильтрования, обеспечивающих эффективное обезвоживание с получением осадка, пригодного для транспортировки, и осветлённого слива, пригодного для повторного использования.

Исследования проведены на пробах лежалых золотосодержащих хвостов с повышенным содержанием шламов. Содержание класса -0,02 мм в пробах составило 94,87–96,15 %.

Исследование проведены на лабораторной установке сгущения диаметром 99 мм и лабораторном пресс-фильтре.

В работе применялись флокулянты различных производителей. Для сгущения лежалых золотосодержащих хвостов определен оптимальный флокулянт Nalco 833 IQ, лучший расход которого находится в диапазоне 50-60 г/т.

Оптимальная удельная нагрузка составляет 0,235 т/м^2·ч.

Содержание взвешенных частиц в сливе до 200 мг/л.

Содержание твердого в сгущенном продукте по результатам исследований находилось в диапазоне 49,73 - 61,32 %, рекомендованный рабочий диапазон содержания твердого в сгущенном продукте по условиям гидротранспорта составляет до 50 %.

По результатам исследований по фильтрованию лежалых золотосодержащих хвостов, проведенных на лабораторной установке пресс-фильтрации, определен оптимальный режим процесса пресс-фильтрации: давление и время фильтрования: 6 бар (3,5-4 минуты); давление и время мембранного дожима: 15 бар (2 минуты).

Данный режим процесса пресс-фильтрации позволил получить в лабораторных условиях осадок с остаточной влажностью 24,0 %, пригодного для транспортировки.

Study of thickening and filtration processes of aged gold-bearing tailings

Puntsukova B.T.

The results of studies of thickening and filtration of old gold-bearing tailings of the Ural region in order to develop an effective technology for dehydration of man-made raw materials are presented. Based on the results of laboratory tests, the optimal flocculant was determined and rational thickening parameters were established to ensure the required quality of the drain and condensed product. The optimal mode of press filtration is substantiated, which makes it possible to obtain a sludge suitable for transportation.

ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ОЦЕНКИ ПРОГНОЗНЫХ РЕСУРСОВ СУРЬМЯНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ (НА ПРИМЕРЕ ЗУТКУЛЕЙСКОГО УЗЛА)

Соловьев А.Н.[1], Чекушина Т.В.[1,2] , Соловьева Л.М.[3]

[1] ФГАОУ ВО Российский университет дружбы народов имени Патриса Лумумбы, Москва, Российская Федерация, e-mail: *alexandersolowiev@yandex.ru*,
[2] ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр им. акад.Н.В. Мельникова РАН, Москва, Российская Федерация, *e-mail: e-mail: council-ras@bk.ru*,
[3] ФГБУН Геологический институт Российской академии наук, Москва, Российская Федерация, *e-mail: L.MSoloveva@yandex.ru*

Затраты на экологические мероприятия увеличивают общую стоимость проекта освоения месторождения. В связи с этим необходимо внимательно подходить к оценке прогнозных ресурсов. Описывается метод выделения рудных участков, применяемый совместно с методом аналогии для подсчета ресурсов Зуткулейского узла.

Сурьма и ее соединения воспринимаются как высокотоксичные продукты. Пыль сурьмяного концентрата и триоксида сурьмы, а также аэрозоль металлической сурьмы относятся ко второму классу опасности [1].

Работа с минералами сурьмы представляет собой потенциальную экологическую опасность. В связи с этим есть большая необходимость в разработке корректирующих и предупреждающих действий, направленных на минимизирование возможного загрязнения почв и гидросферы. Предупреждающие действия представляют собой комплекс мер по предотвращению рисков; корректирующие действия – комплекс мер по устранению выявленных проблем, возникших вследствие реализации рисков. И предупреждающие, и корректирующие действия требуют больших материальных, трудовых и финансовых затрат. Обеспечение экологической безопасности в современных условиях является приоритетом. Несмотря на большие финансовые затраты, внедрение комплексов мер корректирующих и предупреждающих действий, призвано быть обязательной частью работ по освоению сурьмянорудных месторождений.

Однако ввиду обеспечения экологической безопасности возрастает стоимость проводимых работ. При разработке технико-экономического обоснования (ТЭО) стоит учитывать расходы на мероприятия, предотвращающие и устраняющие загрязнение почв и гидросферы. Данный факт подтверждает предположения автора о том, что с особой внимательностью и аккуратностью необходимо подходить к оценке месторождений сурьмы. Наиболее достоверная оценка ресурсов позволяет минимизировать риски при планировании и постановке геологоразведочных работ [2]. Многими геологами для оценки ресурсов применяется метод аналогии. Особое значение при оценке прогнозных ресурсов методом аналогии приобретает выбор эталонного рудного объекта. От его репрезентативности зависят достоверность

расчётов.

Нами был разработан метод работы с рудными участками, который помогает в подсчете прогнозных ресурсов при недостатке информации [3]. Поскольку метод аналогии применяется для слабоопоискованных месторождений, то метод рудных участков поможет дать более точный прогноз. Рассмотрим применение предлагаемого нами метода на примере Зуткулейского узла. Минерализация узла приурочена к отложениям акша-илинской серии – благоприятной среде для формирования руд.

Предлагаемый нами метод применяется совместно с методом аналогии, если других более достоверных данных по рудному объекту, нет. В качестве эталонного объекта было выбрано Нарин-Кундуйское проявление, расположенное в Ново-Казачинском узле [4]. Ново-Казачинский узел имеет определённое сходство с Зуткулейским узлом, что обусловлено общностью их геохимических характеристик. В пределах обоих узлов получила распространение акша-илинская серия, выступающая как вмещающие отложения. Были оценены общие черты Ново-Казачинского и Зуткулейского узлов по параметрам: формация (геолого-промышленный тип, вмещающие толщи, возраст вмещающих толщ, фация), элементы залегания (геоморфология, параметры), интрузивные образования, ценные компоненты (содержание, попутные компоненты), метасоматические изменения. В результате нашей оценки, мы получили коэффициент подобия 0,59.

По Ново-Казачинскому узлу данные о подсчитанных категориях запасов сурьмы отсутствуют. В то же время для Илинского рудного поля, являющегося частью этого узла, известны запасы сурьмы по категории Р2 в объёме 30 тыс. т. В составе Зуткулейского узла выделим три сурьмяно-золоторудных поля: Оботуевское, Могойтуйское и Июльское. Для Могойтуйского поля, характеризующегося ограниченным числом точек минерализации сурьмы, принят коэффициент подобия 0,3.

На общей карте показан объект-аналог и выделенные нами рудные поля (рисунок).

Определение прогнозных ресурсов для каждого рудного поля осуществляется на основе значений площади (S), удельной продуктивности эталонного объекта ($k_р$) и коэффициента подобия ($k_г$). Прогнозные ресурсы по каждому выделенному нами рудному полю составят, тыс. т: Могойтуйское – 21,13; Оботуевское – 27,18; Июльское – 19,26. В совокупности по всем рудным полям прогнозные ресурсы составили 67,57 тыс. т. сурьмы. Данная оценка превышает значения, установленные предшествующими исследователями.

Предложенный нами метод помогает уточнить уже подсчитанные прогнозные ресурсы, дать прогноз о приросте ресурсов или об их убыли. Вместе с тем, метод выделения рудных участков помогает решать проблему недостатка информации и иерархического несоответствия рудных площадей.

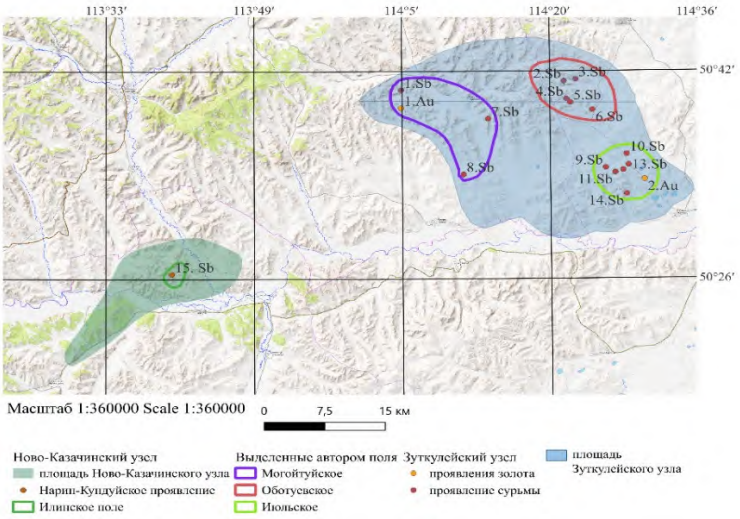


Рисунок – Ново-Казачинский и Зуткулейский узлы.

Применение предлагаемого метода позволит наиболее достоверной оценить прогнозные ресурсы.

В дальнейшем полученные на данном этапе сведения будут основой при планировании геологоразведочных работ, при расчете ТЭО [5]. Учет затрат на мероприятия для обеспечения геоэкологической безопасности увеличивает общую сумму затрат, так как необходимо учитывать геоэкологический аспект при освоении месторождения и усилить внимание подсчету прогнозных ресурсов.

Список использованных источников

1. Хатьков В.Ю. и др. Обзор состояния сурьмяной отрасли России //Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. 2022. – Т. 333(2). – С. 153–163.
2. Корчагина Д.А. и др. Опыт прогнозирования перспективных на золотое оруденение площадей на основе проведения комплексного анализа рудной и россыпной золотоносности (Забайкальский край). Отечественная геология. 2020. – №1. – С. 29–51.
3. Беневольский Б.И. и др. Система прогноза, воспроизводства минерально-сырьевой базы благородных и цветных металлов России: Научное обоснование и реализация //Вестник РУДН. Серия: Инженерные исследования. – 2007. – № 3. – С. 18–26.
4. Павленко Ю.В., Поляков О.А. Восточно-Забайкальская сурьмяная провинция. Вестник Читинского государственного университета, 2010, № 9(66). – С. 77– 84.
5. Иванова Л.В. Воспроизводство минерально-сырьевой базы РФ: текущие проблемы и перспективные формы реализации. Труды Кольского научного центра РАН. – 2015. – № 5(31). – С. 69–72.

Geoecological aspects of assessing prospective resources of antimony deposits at the Zutkuley ore node

Solovev A.N., Chekushina T.V., Soloveva L.M.

The costs of environmental measures increase the total cost of the field development project. In this regard, it is necessary to carefully evaluate the projected resources. A method for identifying ore sites is described, which is used in conjunction with the analogy method for calculating the resources of the Zutkul node.

ПЕРЕРАБОТКА ЖИДКИХ ОТХОДОВ ХИМИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Холикулов Д.Б.[1], Музаффаров У.У.[2]

[1] Алмалыкский государственный технический институт, г. Алмалык, Республика Узбекистан, *e-mail: doniyor_xb@mail.ru,*

[2] Навоийский государственный горно-технологический университет, г. Навои, Республика Узбекистан

В статье исследуется химический состав сточных вод, образующихся в химической промышленности, и возможности их нейтрализации. Совместное переработка жидких отходов химического производства (осаждения и нейтрализация) показало, возможно извлечение металлов до 98%.

В мире наряду с развитием промышленного производства увеличивается количество отходных растворов, содержащих тяжелые металлы, образующихся в химической и металлургической отраслях. Такие отходы являются одним из основных источников загрязнения природных водоемов и почвенной среды, и наряду с их обезвреживанием возникает необходимость разработки ресурсо- и энергосберегающей технологии извлечения тяжелых металлов из их состава. Роданидные и щелочные сточные воды, выходящие из цехов по производству тиомочевины АО «Навоиазот», а также кислотные отходы, образующиеся в процессе производства нитрила акриловой кислоты (НАК) АО «Навоиазот», содержат высокое количество ионов тяжелых металлов, поэтому разработка технологии их нейтрализации и извлечения полезных компонентов является актуальной задачей и на сегодняшний день приобретает важное значение.

Техногенные отходы, образующиеся в промышленности, в частности сточные воды, содержащие тяжелые металлы, являются одним из факторов, оказывающих значительное влияние на экологическое равновесие. Основные источники этих отходов связаны с химическими реакциями, происходящими в производственных процессах, техническими промывками, системами охлаждения и этапами экстракции. Ионы металлов, таких как медь, цинк и железо присутствующие в сточных водах, обладают высокой токсичностью для биосферы, а их способность к биоаккумуляции поддерживает окружающую среду в состоянии долгосрочного загрязнения. Анализ современных исследований показывает, что обезвреживание ионов металлов в отработанных растворах и их переработка в качестве вторичного сырья в настоящее время имеет не только экологическое, но и экономическое значение.

Роданидные и щелочные сточные воды, выходящие из цехов по производству тиомочевины АО «Навоиазот», а также кислотные отходы, образующиеся в процессах регенерации катализаторов АО «Навоиазот», содержат большое количество ионов тяжелых металлов. Разработка технологии их нейтрализации и повторного введения

полезных компонентов в экономический оборот имеет важное значение для повышения экологической и экономической эффективности. Практически актуальным остается вопрос осаждения ионов металлов путем совместной переработки отработанных растворов химической и металлургической промышленности, нейтрализации растворов и подготовки их в качестве сырья, пригодного для дальнейшей переработки.

Целью исследования является разработка экологически безопасной и экономически эффективной технологии осаждения тяжелых металлов на основе совместной нейтрализации сточных растворов химической промышленности с растворами НАК. Объект исследования являются тиомочевинные и щелочные растворы отходов АО «Навоиазот», а также кислотные сточные растворы, образующиеся в производственном цехе НАК «Навоиазот».

Роданидные и щелочные сточные воды, выходящие из цехов по производству тиомочевины АО «Навоиазот», а также кислотные отходы, образующиеся в процессах регенерации катализаторов АО «Навоиазот», содержат большое количество ионов тяжелых металлов. Разработка технологии их нейтрализации и повторного введения полезных компонентов в экономический оборот имеет важное значение для повышения экологической и экономической эффективности.

Результаты спектрального анализа показывают, что содержание меди, являющейся основным ценным компонентом, достигает 1200 мкг/л, а также наблюдается высокое содержание ионов других тяжелых цветных металлов (таблицы 1 и 2).

В результате сочетания анализа рентгенофлуоресцентных снимков с методами химического анализа можно наблюдать, что вышеперечисленные металлы присутствуют в виде хлоридов в условиях высокой кислотности.

Таблица 1 - Результаты спектрометрического анализа сточных вод цеха №201 по производству тиомочевины (мкг/л)

Компоненты	**Li**	**Be**	**B**	**Na**	**Mg**	**Al**	**P**	**K**	**Pt**	**Au**
Концентрация	11,0	1,50	27,0	120	830	550	840	33	<0,05	<0,05
Компоненты	Ca	Sc	Ti	V	Cr	Mn	Fe	Co	Hg	Tl
Концентрация	2000	47,0	100	100	30,0	100	2800	10,0	<0,05	5,90
Компоненты	Ni	Cu	Zn	Ga	As	Se	Br	Rb	Pb	Bi
Концентрация	320	1200	1200	29,0	48	5,10	310	92,0	51,0	0,170
Компоненты	Sr	Y	Zr	Nb	Mo	Ag	Cd	In	Th	Ta
Концентрация	22	5,20	21,0	5,70	140	110	3,10	0,320	<0,05	61,0
Компоненты	Sn	Sb	Te	I	Cs	Ba	La	Ce	W	Re
Концентрация	5,50	260	18,0	360	20,0	64,0	2,50	<0,05	25,0	0,220
Компоненты	Pr	Nd	Sm	Eu	Gd	Tb	Dy	Ho	Lu	Hf
Концентрация	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05

Таблица 2 - Результаты анализа технологических сточных вод цеха № 911 по производству мономера винилхлорида (мкг/л)

Компоненты	**Ag**	**Al**	**As**	**Be**	**Bi**	**Cd**	**Co**	**Cr**
Концентрация	0,9286	7,248	1,539	1,515	1,644	1,555	1,908	1,922
Компоненты	Cu	Fe	K	Mn	Ni	Pb	V	Zn
Концентрация	1,922	2,436	1,573	1,164	1,955	1,515	1,071	1,789

Данные сточные растворы запрещается сбрасывать на полигоны без обезвреживания, поскольку содержание тяжелых металлов в них превышает допустимые нормы. Согласно результатам исследования, содержание меди в изученном образце составило 50,7 %. Установлено, что медь преимущественно встречается в форме хлорида меди (CuCl).

Данные сточные растворы запрещается сбрасывать на полигоны без обезвреживания, поскольку содержание тяжелых металлов в них превышает допустимые нормы. Согласно результатам исследования, элементарное содержание меди в изученном образце составило 50,7%. Установлено, что медь преимущественно встречается в форме CuCl.

Отработанные растворы тиомочевины имеют высокощелочную среду и представляют практический интерес благодаря содержанию соединений меди, цинка и железо. При непосредственном осаждении суспензий, содержащихся в исходном отработанном растворе тиомочевины, в результате осаждения частиц выпало определенное количество цветных металлов. Содержание металлов в кеке составило: меди - 0,06%, цинка - 0,08%, железа - 2,98% и алюминия - 1,77%.

Первоначально в экспериментах были взяты образцы отработанных растворов НАК и сточных вод цеха по производству тиомочевины в различных соотношениях (7,5:1, 5:1; 3:1; 2,5:1; 1,875:1; 1,67:1; 1,5:1; 1:1; 1:1,33;), которые затем смешивались.

Процесс смешивания осуществлялся в экспериментальном реакторе при комнатной температуре. При изученных соотношениях смешанных отработанных растворов НАК и тиомочевины в общем объеме 175 мл образуется в среднем от 2,5 до 3,57 грамм осадка, основная часть которого нейтрализуется в виде остаточного раствора. В результате оба раствора очищаются от вредных ионов металлов и превращаются в безопасные для окружающей среды отходы (рисунок).

При смешивании отработанных растворов НАК и отработанных растворов тиомочевины в различных соотношениях наблюдалось увеличение степени осаждения металлов в осадочной фазе по мере повышения показателя pH раствора. Содержание меди увеличивалось из-за того, что во втором растворе также присутствовала медь, и при pH = 4,5-5 основные металлы все еще сохранялись в больших количествах в остаточном растворе. Это указывает на то, что pH среды недостаточен для осаждения

тяжелых цветных металлов.

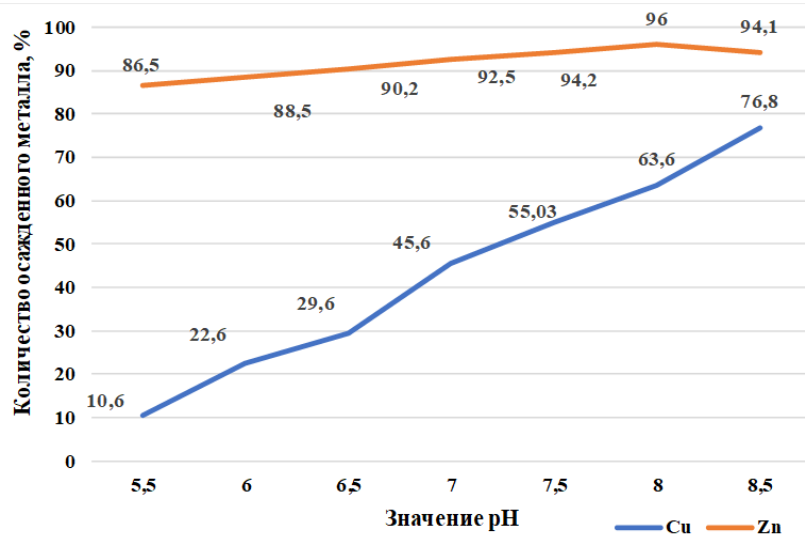


Рисунок - График зависимости значения pH и степень извлечение металлов из отработанных растворов

Поскольку цветные металлы в отработанных кислотных растворах НАК, содержащих медь, не полностью осаждались, была предпринята попытка увеличить степень перехода тяжелых цветных металлов в состав осадка путем повышения показателей pH.

В результате проведенных исследований разработана технологическая схема обработки растворами НАК и тиомочевинными растворами. При этом изначально была исследована фильтрация, основанная на осаждении металлов в виде суспензии в отработанных растворах без предварительной обработки обоих типов растворов.

Исследование показало низкую эффективность фильтрации меди, цинка и железа без предварительной обработки по сравнению с общим содержанием металлов в растворе, поскольку в процессе осаждения наблюдалось значительное загрязнение основных металлов кремнистыми и глинистыми соединениями.

Разработанная технологическая схема, основанная на нейтрализации отработанных растворов производства тиомочевины совместно с отходами катализатора НАК, наряду с осаждением ионов металлов, снижает общую токсичность отходов и доводит их до экологически безопасного уровня. Растворы, переработанные по этой технологии, соответствуют санитарно-нормативным требованиям, допускающим их сброс в водоемы.

Processing of liquid waste from chemical production

Kholikulov D.B., Muzaffarov U.U.

This article examines the chemical composition of wastewater generated in the chemical industry and the potential for its neutralization. Combined processing of liquid chemical waste (precipitation and neutralization) demonstrated the potential for metal recovery of up to 98 %.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ ПО ОПТИМИЗАЦИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ ТУГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Алексеева О.Л., Переслыцких Д.А.
ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

В работе обоснована необходимость специальных экономических подходов к освоению редких и редкоземельных металлов, проанализирован соответствующий мировой опыт и представлены инженерно-экономические решения для Туганского ГОКа. Предложенные меры призваны обеспечить рентабельность производства и создать основу для перехода к глубокой переработке металлической продукции.

В соответствии со Стратегией развития минерально-сырьевой базы РФ до 2050 года (распоряжение Правительства РФ от 11 июля 2024 года № 1838-р) глубокая переработка и полное использование полезных ископаемых определены как ключевые задачи. Титан и цирконий отнесены к импортозависимым дефицитным видам сырья. Вовлечение отечественных месторождений в эксплуатацию является необходимым условием снижения критической зависимости от внешних поставок.

Российская Федерация обладает значительными запасами титана и циркония, однако их промышленное освоение остаётся на низком уровне. Анализ причин низкой вовлечённости месторождений в хозяйственный оборот позволяет выделить три ключевых фактора. Во-первых, экономическая нецелесообразность разработки: согласно экспертным оценкам, эксплуатация отечественных титановых месторождений оказывается нерентабельной даже на полностью подготовленных участках. Низкая концентрация полезных компонентов делает добычу экономически невыгодной. Во-вторых, технологическое ограничение: большинство российских месторождений содержат труднообогатимое сырье, для которого до настоящего времени не разработаны эффективные промышленные технологии обогащения. В-третьих, инфраструктурные сложности: значительная часть месторождений расположена в удалённых регионах с отсутствием транспортной инфраструктуры и энергоснабжения. Капитальные затраты на создание необходимой инфраструктуры с нуля оказываются неподъемными для частных инвесторов.

В этой связи особую роль играет Туганский ГОК «Ильменит» – единственное в стране действующее предприятие по переработке россыпных титаново-циркониевых месторождений, которое уже сегодня закрывает 5 % и 26 % потребностей РФ в ильмените и цирконе (2025 г.); располагает запасами на более чем 100 лет работы; имеет действующую инфраструктуру и налаженные технологические цепочки; расположено в Сибири – целевом регионе для создания кластеров глубокой переработки. Начатая реализация инженерного решения по повышению рентабельности дополнительно

усиливает потенциал комбината как инструмента ускоренного достижения стратегических целей без затрат времени на геологоразведку и строительство новых объектов.

На основе проведённых технологических и экономических анализов работы предприятия разработано инженерное решение, позволяющее принципиально изменить экономическую эффективность проекта за счёт внедрения двухстадийной схемы обогащения с выносом первой стадии на борт карьера и одновременным увеличением объёма переработки, схематично показано на рисунке.

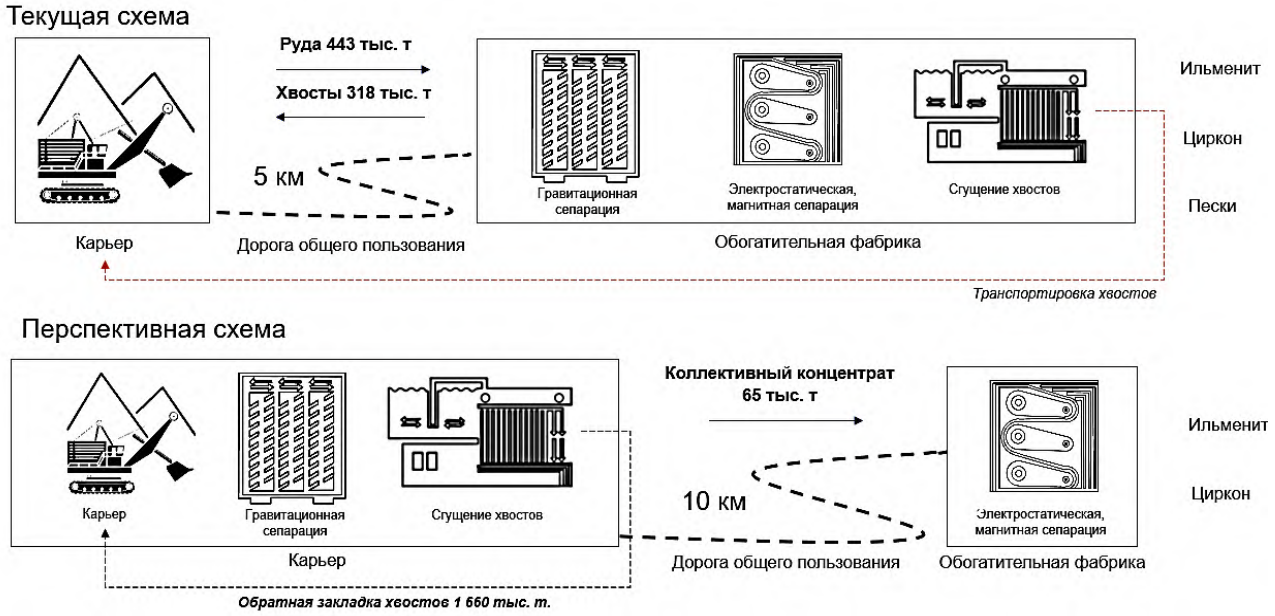


Рисунок – Технологическое решение перспективной схемы работы ТГОКа

Разрабатываемая технологическая схема будет включать две последовательные стадии: – первая стадия (на борту карьера): первичное обогащение методом винтовой сепарации с выводом в отвал основной массы хвостов — до 80–90 % пустой породы; – вторая стадия (на обогатительной фабрике): доводка чернового концентрата винтовой сепарации, включающая магнитную и электростатическую сепарацию, с получением товарных концентратов; – предлагаемая двухстадийная схема обогащения с выносом первой стадии на борт карьера позволяет: отсечь 80–90% пустой породы на месте её залегания; сократить объём транспортировки в 5–6 раз на тонну готового концентрата; при масштабировании переработки с 443 до 1 725 тыс. тонн в год (рост в 3 раза) снизить долю постоянных затрат на тонну продукции.

Прогнозируемые результаты реализации данного инженерного решения включают обеспечение Туганским ГОКом следующих долей на российском рынке: ильменит ~13 %, циркон ~84,2 % (с достижением полного импортозамещения), рутил ~1,5 %. Это позволит предприятию стать ключевым национальным поставщиком

циркона и снизить зависимость РФ от импорта стратегического сырья.

С целью более детальной проработки технологической схемы обогащения и доводки концентратов проводятся совместные опытно-промышленные работы силами Туганского ГОКа и НПК «Спирит» по оптимизации действующей технологической цепочки и построения новой схемы обогащения с учетом наработанного опыта и особенностей вещественного состава сырья.

Двухстадийная схема обогащения с выносом первой стадии на борт карьера является необходимым, но не достаточным условием рентабельности Туганского месторождения. Она снижает себестоимость на 15–20 %, но не устраняет фундаментальную убыточность сырьевого этапа, обусловленную экономикой «большого тоннажа». Для достижения безубыточности требуется комбинация инженерных и государственных мер.

Results of pilot tests to optimize the technological scheme for processing titanium-zirconium sands of the Tuganskoye deposit

Prokopyev S.A., Prokopyev E.S., Alekseeva O.L., Pereslytskikh D.A.

Focusing on the development of rare and rare-earth metals, the paper demonstrates the need for specialized economic approaches, draws on international experience, and introduces engineering and economic solutions for the Tugansky Mining and Processing Plant. These measures will ensure profitability and create a platform for transitioning to high-value deep processing of metal products.

РАЗРАБОТКА ГРАВИТАЦИОННО-ФЛОТАЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КОКТАСЖАЛ.

Прокопьев С.А., Шульгина М.Е., Прокопьев Е.С., Алексеева О.Л., Калинкин И.А.
ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Российская Федерация

Рассматривается месторождение «Коктасжал» – перспективный источник меди, золота и серебра; руда представлена окисленными и сульфидными типами. Для переработки применена комбинированная гравитационно-флотационная технология, обеспечивающая выпуск раздельных концентратов. Технология демонстрирует высокие показатели извлечения металлов и создаёт предпосылки для рентабельной отработки малых месторождений труднообогатимых руд.

Месторождение «Коктасжал» находится в Каркаралинском районе Карагандинской области РК. Карагандинский промышленный регион в Центральном Казахстане является наиболее богатым небольшими перспективными месторождениями, которые являются дополнительными источниками рудного сырья меди, золота и серебра. На месторождении построена обогатительная фабрика рядом с

карьером для раздельной переработки вначале окисленной медной руды в течение первых 3-4 лет и в последующие годы – для сульфидной руды. Была использована для обоих сортов руд комбинированная флотационно-гравитационная технология с выпуском раздельных гравитационного и медного флотационного концентратов.

Месторождение расположено в восточной части Спасского антиклинория и приурочено к антиклинальной складке, сложенной андезито-базальтовыми порфиритами и их туфами с прослоями и линзами риолитов, дацитов, кремнистых туффитов, песчаников, алевролитов, известняков среднего девона, которые повсеместно катаклазированы, рассланцованы и пропилитизированы.

До глубины 20-50 м отчетливо проявлена зона окисления, в которой развиты малахит, азурит, хризоколла, самородная медь, гетит. Зона выщелачивания и вторичного сульфидного обогащения отсутствует. Редко до 90-95 м отмечаются единичные зерна ковеллина и халькозина. Основным компонентом является Cu (содержание до 2-3 %, в среднем 0,59 %), присутствует Au (в среднем 0,64 г/т), Ag (в среднем 2,74 г/т), Pb, Zn, Mo. Вещественный состав исходной руды месторождения «был хорошо изучен на средней пробе при разработке технологии извлечения меди и золота в отделе обогащения и комплексного использования минеральных ресурсов ДГП «Казмеханобр» в 2010 году и в лаборатории ООО НПК «Спирит» в 2026 году.

Малахит и азурит – основные промышленно-ценные медные минералы руды, они находятся в соотношении 5 : 1. Наблюдаются оба минерала в виде двух морфологических разностей:

– хорошо окристаллизованных полупрозрачных и прозрачных образований, присутствующих в виде гнезд размером 1-5 и более мм, прожилков мощностью 1-3 мм, а также развиваются по микротрещинкам (0,01-0,05 мм) и в интерстициях породообразующих минералов; для малахита весьма характерно радиально-волокнистое строение агрегатов зерен и почковидных образований;

– колломорфных землистых слабораскристаллизованных образований, образующих вкрапления размером 0,07-0,2 и более мм, выполняющих трещины и иногда образующих срастания с гидроксидами железа. В образцах эти минералы присутствуют раздельно или образуют совместные скопления агрегатов зерен. Отмечаются редкие ассоциации малахита, преимущественно, в виде прожилков во вмещающих породах.

Медьсодержащие сульфидные минералы (халькопирит, борнит, ковеллин, халькозин) и самородная медь имеют второстепенное значение. Золото – промышленноценный минерал пробы. Его тонкодисперсная вкрапленность установлена в кварцевом прожилке (полированный шлиф 0,4-2,7x4 mk2, значительно, до 3,4-7x6-9 mk2, и редко пылевидных до 5,5x17 mk2 вкрапленников). Форма зерен золота изометричная, неправильная, имеет ярко-желтую окраску, высокую

отражательную способность (R~85%). Состав золота, %: Au - 94,53, Ag -3,67, Cu - 0,82. Отдельные частицы золота покрыты пленкой гидроокислов железа. Пирит в средней пробе составляет около 0,2%. Наблюдается он в виде идиоморфных зерен размером 0,005 – 0,01 мм и находится в срастании с борнитом или халькозином в кремнистой массе пород. Гематит, магнетит составляют менее 0,5%, гетит – 0,2%. Они образуют скопления зерен, выполняют трещинки, развиваются по плоскостям скола образцов, замещают пирит и иногда ассоциируются с основными медными минералами. В таблице 10 приведен минеральный состав руды.

Ранее были проведены обширные исследования технологических свойств руд месторождения «Коктасжал». Апробированы практически все известные передовые методы современности, от гидрометаллургии до гравитации и флотации, так как традиционные технологии переработки не обеспечили бы рентабельность производства. Например, из легкообогатимой сульфидной руды по простой схеме флотации не извлекались золото и серебро. Оксидная руда представлялась труднообогатимой и не подлежащей к переработке методом флотации. Был рекомендован комбинированный метод гидрометаллургической переработки с последующей флотацией (метод В.Я. Мостовича). При этом извлечение меди в медный концентрат ожидалось лишь на уровне 64,5 , а золото и серебро также не извлекались.

Наиболее полно, на уровне 98 %, извлечение меди и благородных металлов показали испытанные гидрометаллургические методы. Однако на современном этапе аппаратурное их освоение ещё не готово для прямого выщелачивания больших объёмов руд. Проектом МОФ принята комбинированная гравитационно-флотационная технология переработки руд. Готовой продукцией являются гравитационный и флотационный медный концентраты. Технология одинаково применима как для сульфидной, так и для окисленной руды. При этом метод флотации для переработки окисленной руды рекомендуется использовать впервые в промышленном масштабе. Успешной работы аналога этой технологии нет. Новая технология характеризует собой принципиально новый уровень технологических показателей, ранее не достигнутый в практике обогащения руд. С освоением технологии есть все предпосылки для обеспечения рентабельности отработки малых месторождений труднообогатимых руд.

Development of a gravity-flotation technology for the enrichment of gold-bearing porphyry copper ore from the Koktaszhal deposit

Prokopyev S.A., Shulgina M.E., Prokopyev E.S., Alekseeva O.L., Kalinkin I.A.

The Koktaszhal deposit is a promising source of copper, gold and silver; the ore is represented by oxidized and sulfide types. Combined gravity flotation technology was used for processing, which ensures the production of separate concentrates. The technology demonstrates high rates of metal recovery and creates prerequisites for the profitable development of small deposits of hard-to-process ores.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ПРОБЛЕМЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Липина Л.Н.

ФГБОУ ВО "Тихоокеанский государственный университет им. М.П. Даниловского", г. Хабаровск, Российская Федерация, *e-mail: geo-lipina@rambler.ru*

Рассмотрены экологические проблемы, возникающие при разработке месторождений полезных ископаемых и переработке минерального сырья в условиях Дальневосточного федерального округа. Показана необходимость перехода от традиционного контроля ПДК к интеграции принципов устойчивого развития и ESG-критериев при планировании горнопромышленного освоения. Обоснована эффективность использования БПЛА и ортофотопланов для мониторинга инфраструктуры, оценки состояния хвостохранилищ и снижения экологических рисков горного производства.

Разработка месторождений полезных ископаемых включает в себя комплекс организационно-технических процессов и инженерных решений, обеспечивающих добычу минерального сырья, которая включает разведку, проектирование, строительство, добычу и переработку ресурсов. Известно, что под воздействием горного производства на природную среду происходят качественные и (или) количественные изменения ее компонентов [1].

В настоящее время противоречие между растущими антропогенными потребностями и ограниченными возможностями природы достигло критического уровня.

Для устойчивого развития природы и общества должны быть применимы принципы «sustainable development», базирующиеся на интеграции экологических, социальных и управленческих критериев (ESG).

Традиционные методы, основанные на контроле предельно допустимых концентраций (ПДК) и запоздалой рекультивации, оказываются неэффективными при масштабах современной добычи полезных ископаемых.

В Дальневосточном федеральном округе в том числе и в Хабаровском крае, возникает задача оценки воздействия отходов переработки месторождений рудного золота с использованием инновационных подходов.

Основные экологические последствия горного производства разработки месторождений на природу охватывает все компоненты биосферы: литосферу, гидросферу, атмосферу и биоту [2].

Крупные горнодобывающие предприятия определяют экологическую политику, основополагающий аспект которой содержит решение экологических проблем, связанных с деловой практикой, то есть планирование, контроль, мониторинг и смягчение воздействия на окружающую среду.

Для этих целей беспилотные летательные аппараты (БПЛА), находят все большее применение в горнодобывающей промышленности. Их основное преимущество заключается в возможности оперативного и точного сбора информации, а также быстро и эффективно создавать высокоточные ортофотопланы.

Ортофотоплан сочетает свойства топографической карты и фотографическую информативность, поэтому он может служить картографической основой для различных геоинформационных систем [3].

Современные технологии значительно изменили горнодобывающую отрасль, сделав процессы более эффективными, безопасными и экологичными.

С помощью ортофотоплана возможен ежемесячный контроль состояния инфраструктуры: производить контроль геометрии объектов, соблюдение границ участков, оценка объемов земляных работ, динамику добычи. Также он позволяет судить о целостности дамб хвостохранилищ, сухих пляжей, обнаруживая скрытые фильтрационные утечки.

Таким образом, разработка месторождений неизбежно меняет природу, но соблюдение строгих экологических стандартов позволяют снизить негативный эффект. Использование БПЛА и ортофотопланов переводит мониторинг в горнодобывающей отрасли на новый уровень. Эта технология повышает точность геодезического контроля и снижает риски для персонала.

Оперативный аудит инфраструктуры позволяет предприятиям контролировать объемы работ и своевременно предотвращать экологические аварии.

Список использованных источников

1. Липина Л.Н., Вдовенко А.В. Оценка состояния окружающей среды в районе горнопромышленного освоения с применением ГИС-технологий // Экология промышленного производства. – 2019. – № 3 (107). – С. 51-54.
2. Пашкевич М.А. Оценка экологической опасности производственных объектов при добыче и переработке полезных ископаемых // Записки Горного института. – 2006. – Т. 168. – С. 29-31.
3. Мишиева А.Т. Использование БПЛА для составления ортофотоплана и кадастрового плана // Мониторинг. Наука и технологии. – 2021. – № 1(47). – С. 84–89.

Ecological problems in the development of mineral deposits

Lipina L. N.

The paper addresses environmental issues arising from the development of mineral deposits and ore processing in the Far Eastern Federal District. It highlights the need to move beyond traditional maximum permissible concentration control towards integrating sustainable development principles and ESG criteria into mining planning. The study substantiates the effectiveness of using UAVs and orthophotos for infrastructure monitoring, assessment of tailings storage conditions, and mitigation of environmental risks in mining operations.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ ФИЛЬТРОВАНИЯ НА КЕРАМИЧЕСКОМ ДИСКОВОМ ВАКУУМ-ФИЛЬТРЕ: РОЛЬ РАЗМЕРА ПОР ФИЛЬТРОВАЛЬНОЙ ПЕРЕГОРОДКИ И РЕОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОСАДКА ПРИ ОБЕЗВОЖИВАНИИ КОНЦЕНТРАТОВ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Дмитракова У.В.[1], Николаев А.А.[2]

[1] ООО «Научно-технический центр «Бакор», Москва, г. Щербинка, Российская Федерация,
e-mail: dmitrakova@ntcbakor.ru
[2] ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет» (НИТУ МИСИС), Москва, Российская Федерация

В работе представлены результаты экспериментальных исследований влияния размера пор керамической фильтрующей перегородки на удельное сопротивление осадка при вакуумном фильтровании концентратов цветных металлов. Установлено, что для сжимаемых осадков (медный концентрат) выбор перегородки с оптимальным размером пор критически влияет на производительность процесса и остаточную влажность, тогда как для несжимаемых осадков (железорудный концентрат) это влияние менее выражено.

Продукты обогащения руд цветных металлов характеризуются высоким содержанием влаги, что затрудняет их транспортировку и дальнейшую переработку.

Керамические вакуум-фильтры, зарекомендовавшие себя при обезвоживании железорудных концентратов, при работе с медными сульфидными концентратами показывают иные результаты производительности и остаточной влажности.

Одной из причин является сжимаемость осадка медного концентрата, в отличие от несжимаемого осадка магнетитового концентрата.

Цель работы – установление взаимосвязи между размером пор фильтрующей перегородки, удельным сопротивлением осадка и перегородки для различных типов минеральных концентратов.

Объектами исследования служили железорудный концентрат (Feобщ 65,4 %) и медный сульфидный концентрат флотации (Cu 22,9 %). Гранулометрический состав определяли на лазерном дифракционном анализаторе Fritsch Analysette 22.

Удельное сопротивление осадка определяли на разработанной в ООО «НТЦ «Бакор» вакуумной установке с автоматической регистрацией объема фильтрата, давления и толщины осадка.

Фильтрацию проводили через бумажные фильтры в воронке Бюхнера при постоянном перепаде давления.

Обработку экспериментальных данных выполняли по уравнению Дарси в координатах $\tau/V = f(V)$.

Для оценки влияния перегородки использовали керамические фильтрующие элементы со средним размером пор от 1,2 до 10,0 мкм. Остаточную влажность определяли по ГОСТ 12764-73.

Гранулометрический анализ показал, что основная масса частиц обоих концентратов сосредоточена в классе –71+45 мкм, однако распределение тонких фракций различается: у медного концентрата преобладает класс –10+2 мкм (22,3 %), у железорудного – равномерное распределение в классе –15+2 мкм (4,2 %).

Измерение удельного сопротивления при разном перепаде давления подтвердило, что медный концентрат относится к сжимаемым осадкам, а железорудный – к несжимаемым. При исследовании фильтрующих элементов с разным размером пор установлено, что для железорудного концентрата изменение среднего размера пор от 1,2 до 9,9 мкм не приводит к значительному изменению удельного сопротивления осадка. Для медного концентрата, напротив, наблюдается четкая зависимость: уменьшение размера пор перегородки сопровождается ростом удельного сопротивления осадка, что объясняется более интенсивным закупориванием пор мелкими частицами и формированием плотного сжимаемого слоя. Остаточная влажность осадка медного концентрата также коррелирует с размером пор: минимальная влажность достигается при использовании перегородки со средним размером пор 1,7–1,9 мкм.

Проведенные исследования показывают, что эффективность керамического вакуум-фильтрования концентратов цветных металлов определяется не только свойствами самой пульпы, но и правильным подбором фильтрующей перегородки.

Для сжимаемых осадков (медный концентрат) выбор перегородки с оптимальным размером пор является критическим фактором, влияющим на удельное сопротивление осадка и остаточную влажность.

Для несжимаемых осадков (железорудный концентрат) влияние размера пор перегородки на эти показатели менее значительно. Полученные результаты могут быть использованы при выборе фильтрующих элементов для промышленных керамических вакуум-фильтров при обезвоживании различных типов минерального сырья.

Investigation of filtration parameters on a ceramic disc vacuum filter: the role of filter medium pore size and cake rheological properties on process performance in non-ferrous metal concentrate filtration

Dmitrakova U.V., Nikolaev A.A.

The paper presents the results of experimental studies on the effect of ceramic filter medium pore size on the specific cake resistance during vacuum filtration of non-ferrous metal concentrates. It was found that for compressible cakes (copper concentrate), the choice of a medium with an optimal pore size critically affects the process performance and residual moisture, whereas for incompressible cakes (iron ore concentrate) this effect is less pronounced.

ОЦЕНКА ВЛАЖНОСТИ МАТЕРИАЛА ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПОСРЕДСТВОМ АНАЛИЗА ЦВЕТОВЫХ ИНДЕКСОВ[**]

Горячев А.А., Амосов П.В.

ФИЦ «Кольский научный центр РАН», Институт проблем промышленной экологии Севера, г. Апатиты, Российская Федерация, *e-mail: andrej.goria4ev@yandex.ru*

Представлены наработки по оценке массовой влажности материалов хвостов обогащения на основе анализа цветовых индексов. Продемонстрировано наличие четких границ в значениях индексов в зависимости от влажности: практически «плато» для максимума и минимума, между которыми находится переходная зона.

В работе [1] авторы с коллегами попытались найти взаимосвязь температуры и массовой влажности материала хвостов обогащения на основе обработки цифровых фотоснимков лабораторных экспериментов и привлечением цветовых пространств RGB и Lab. Подробное описание лабораторных экспериментов, данных измерений влажности и температуры приведено в публикации [1]

Более глубокое погружение в проблему позволило авторам [2] скорректировать используемый методический подход и учесть в процессе обработки цифровой информации калибровку, а также нормировку и линеаризацию при переходе из цветового пространства RGB в Lab.

Для всех рассчитываемых цветовых индексов (яркости – BI; насыщения – SI; оттенка – HI; окраски – CI; покраснения – RI; Евклидовы расстояния dEB1 и dEWh) построены и проанализированы графические зависимости от уровня массовой влажности лабораторных образцов хвостов обогащения. Сами расчетные формулы цветовых индексов и Евклидовых расстояний приведены в работе [1].

Анализ графической информации для всех цветовых индексов свидетельствует, что все они «срабатывают» и выстраиваются с достаточно понятным физическим смыслом:

– прогнозируются *минимум и максимум* для массовой влажности до величины около 10 % (вода в виде пленок на частицах, слабое влияние на оптические свойства) и более 20 % (капилляры полностью заполнены, дальнейшее увлажнение слабо влияет на оптические свойства поверхностного слоя), соответственно (RI, SI, CI, HI и dEWh). Это так называемые S-образные функции принадлежности [3];

– прогнозируются *максимум и минимум* для массовой влажности до величины около 10 % и более 20 %, соответственно (BI и dEB1). Это так называемые Z-образные

[*] **Работа выполнена в рамках гранта РНФ (проект № 25-27-00612 «Создание методики прогнозирования пыления хвостохранилищ апатит-нефелинового производства с помощью БПЛА и анализа цветовых моделей»).**

функции принадлежности [3];

– прогнозируется наличие некоторой переходной зоны в интервале примерно 10 – 20 % (постепенное заполнение капиллярного пространства, что существенно изменяет отражательную способность).

Используя опцию «линейная регрессия» программы Excel, можно показать, что для оценки влажности Евклидово расстояние dEB1 (материал темнеет при увлажнении) более информативно, чем Евклидово расстояние dEWh (в количественном выражении примерно в 2.6 раза).

Уравнение регрессии для массовой влажности w в зависимости от Евклидовых расстояний dEWh и dEB1 имеет вид

$$w = 0.002311 \cdot dEWh - 0.006111 \cdot dEBl + 0.167081$$

На рисунке представлены два из ряда нескольких возможных вариантов упрощенного вида Z-образные функции принадлежности для dEB1 [3]. В данном случае упрощение определяется количеством точек осреднения на «плато» графиков, определяющих экстремумы влажности хвостов обогащения.

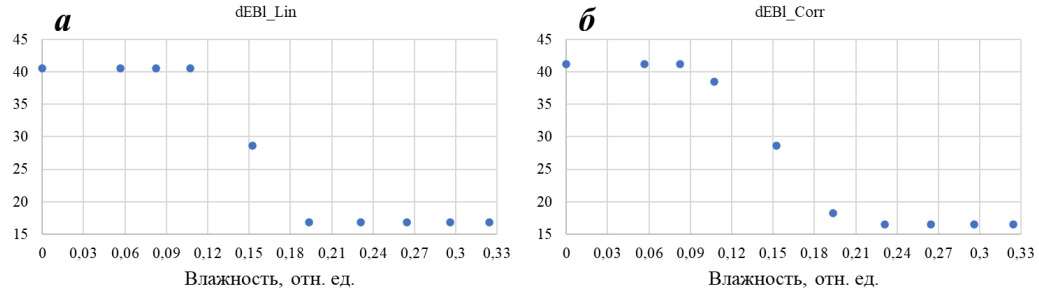


Рисунок – Упрощенные виды Z-образной функции принадлежности для dEB1 в зависимости от массовой влажности w:
а) 1-й вариант; б) 2-й вариант

Подобные функции используются для представления таких свойств нечетких множеств, которые характеризуются неопределенностью типа: "малое количество", "небольшое значение", "незначительная величина", "низкая себестоимость продукции", "низкий уровень цен или доходов", "низкая процентная ставка", "приблизительно равно", "среднее значение", "расположен в интервале", "подобен объекту", "похож на предмет" и многих других. Общим для всех таких ситуаций является слабая степень проявления того или иного качественного или количественного признака [3].

Математически для рис. а функция (наиболее простая в центральной части - линейная) может быть описана следующим образом

$$dEBl(w) = \begin{cases} 40.55 & (w \le 0.1071) \\ 23.71\dfrac{w - 0.1071}{0.1071 - 0.1936} + 40.55 & (0.1071 < w < 0.1936) \\ 16.84 & (w \ge 0.1936) \end{cases}$$

График рисунка "б" подсказывает, что, в принципе, указанные границы переходной зоны могут быть уточнены более аккуратно. Дополнительные лабораторные эксперименты с более мелким шагом водонасыщения материала будут способствовать более точному определению границ переходной зоны (не просто 10 и 20%, а, возможно, более консервативно – 8 и 23%).

Таким образом, четко просматривается возможность выхода на определение влажности материала на базе анализа цветовых индексов цифровых изображений. Представляется необходимым исследовать влияние освещенности на значения цветовых индексов.

Список использованных источников

1. Амосов П.В. и др. Поиск взаимосвязи температуры и влажности материала хвостов обогащения на базе обработки цифровых фотоснимков лабораторных экспериментов и цветовых моделей // Известия вузов. Горный журнал. – 2023. – № 3. – С. 66–85.
2. Амосов П.В. и др. К вопросу возможности использования цифровых фотоснимков для оценки склонности поверхности хвостохранилища к началу процесса пыления // Экология промышленного производства. 2025. Выпуск 4 (132). С. 33–40.
3. Леоненков А.В. Нечеткое моделирование в среде MATLAB и fuzzyTECH. – СПб.: БХВ-Петербург, 2005. – 736 с.

Assessment of the moisture content of tailings material through the analysis of color indices

Goryachev A.A., Amosov P.V.

The article presents the best practices for estimating the mass moisture content of tailings materials based on the analysis of color indices. The presence of clear boundaries in the values of the indices depending on humidity is demonstrated: almost a "plateau" for the maximum and minimum, between which the transition zone is located.

СОДЕРЖАНИЕ

Пленарные лекции……. **3**

Тарасенко И.А., Белов А.В., Зиньков А.В.

Минералого-геохимическая трансформация хвостов обогащения скарновых и жильных руд: потенциал их вторичной переработки…… **3**

Чантурия В.А., Миненко В.Г., Самусев А.Л.

Инновационные процессы переработки продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата с получением чистых соединений редких и редкоземельных металлов…… **6**

Александрова Т.Н.

Перспективные решения в рудоподготовке и флотации: от интенсификации процессов к цифровым технологиям…….. **14**

Дмитрак Ю.В.

Инновационные методы мониторинга и управления энергоёмкостью процесса измельчения минерального сырья…….. **18**

Матвеева Т.Н.

Перспективные реагенты избирательного действия для извлечения стратегических металлов из комплексных руд…….. **22**

Ануфриева С.И., Иванова М.В.

Современные технологии обогащения и переработки титаномагнетитовых руд: проблемы и их решения…… **27**

Сенченко А.Е.

Высокоэффективные методы сепарации золотосодержащего сырья в центробежных концентраторах……... **38**

Ожогина Е.Г., Котова О.Б.

Научно-методическое обоснование минералогических критериев оценки обогатимости глинистых пород: перспективы использования…… **44**

Гончар Н.В.

Основы проектирования экологически сбалансированных геотехнологий совместного освоения рудных и угольных месторождений…… **48**

Шадрунова И.В., Зелинская Е.В., Орехова Н.Н.

Экологические риски при освоении техногенного и нетрадиционного минерального сырья……. **54**

Секция "Современные технологические решения в процессах переработки минерального сырья"……..... **59**

Федотов К.В., Кононенко Р.В., Попов М.А.

Сравнение детерминированного и эмпирического методов моделирования процессов обогащения полезных ископаемых……... **59**

Горайчук П.К., Ефремова Т.А., Мамонов С.В., Чинова М.И.

Повышение качества сульфидных концентратов информационных технологий в схемах переработки полиметаллических руд……..…… **62**

Никитин Р.М., Смирнов А.А., Опалев А.С., Пильгаев С.В.
Практика использования машинного обучения при обогащении железных руд…….…….... **65**
Чантурия Е.Л., Морозов В.В., Подкаменный Ю.А.
Применение люминофорсодержащих композиций для повышения извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов в процессе рентгено-люминесцентной сепарации……. **68**
Павлов М.В., Жижаев А.М.
Некондиционная марганцевая руда как сырьё для получения ферросплавов и керамических материалов……..……..…… **74**
Непомнящих А.И., Жабоедов А.П., Федоров А.М., Елисеев И.А.
Технология получения кварцевых концентратов ультравысокой чистоты на основе высокочистых кварцитов Восточного Саяна……. **79**
Зиятдинов С.В., Ефремова Т.А., Цыпин Е.Ф., Овчинникова Т.Ю.
Изменение элементного профиля медной руды в процессе рентгено-флуоресцентной сепарации……..……... **83**
Богатырев Д.М., Иванова Е.А., Озеров С.С.
Исследование распределения благородных металлов при пирометаллургическом обеднении шлака медно-никелевого производства сульфидной рудой……. **87**
Лебедев Н.М., Кукушкина А.А.
Технологии и оборудование для интенсификации горно-обогатительных процессов……..... **90**
Корекина М.А., Савичев А.Н., Жабоедов А.П., Игуменцев К.В.
Современные технологии переработки кварцевого сырья……..……. **91**
Горбатова Е.А., Колкова М.С., Мальцев А.С.
Комбинированная технология переработки высокотитанистых титано-магнетитовых руд месторождений Южного Урала……..……. **93**
Филиппова Н.А., Блохин А.Н., Бур А.Н., Зудов Г.Ю.
Использование результатов опережающего бурения с мобильных вездеходных установок для прогнозирования технологических свойств руды при планировании переработки……. **94**

Секция "Технологическая минералогия, рудоподготовка, тонкое и сверхтонкое измельчение минерального сырья"……... **99**
Ковалевский В.В., Щипцов В.В.
Технологические инновации в оценке практического использования высокоуглеродистых шунгитовых пород……... **99**
Котова О.Б., Ожогина Е.Г., Размыслов И.Н.
Стронцийсодержащие минералы в бокситах Верхне-Щугорского месторождения (Тиман, Россия)……. **102**
Понарядов А.В., Котова О.Б., Размыслов И.Н.
Разработка и использование бокситовых ресурсов Тиманской провинции для высоколиквидных индустриальных продуктов……. **105**

Бунин И.Ж., Хабарова И.А.
Физико-химическая активация природного сподумена мощными электромагнитными импульсами и плазмой барьерного разряда как стадия предпереходного структурного состояния……. **107**
Лабудин В.С., Храмов А.Н., Быковский М.П., Купцова А.В.
Оценка раскрытия минеральных составляющих полиметаллических руд с использованием показателя контрастности машинного класса крупности……. **112**
Сычева Н.А., Кривощеков Н.Н., Шувалова Ю.Н.
Специфика минералого-технологической оценки комплексных окисленных медно-кобальтовых руд……... **115**
Жукова В.Е., Якушина О.А., Наумов Д.В., Казанов С.О.
Минералогическое сопровождение технологических испытаний лопарит-содержащего сырья…….. **119**
Эргашев М.А., Мамирова З.А.
Исследования по изучению минерального состава исходной рудной пробы месторождения "Ёшлик I"……... **123**
Бузунова Т.А., Мельчаков С.Ю., Некрасова А.А.
Минералого-технологические особенности оловянно-вольфрамового продукта и их влияние на обогатимость…….. **125**
Жабоедов А.П., Корекина М.А., Непомнящих А.И., Теренин С.Ю.
Исследование эффективности обогащения перспективных типов кварцевого сырья Южного Урала……... **129**
Ярусова С.Б., Гордиенко П.С., Баринов Н.Н., Достовалов Д.В., Данилова С.Н., Замараева А.-Л.В., Жевтун И.Г., Малышев И.В.
Состав и морфология продуктов гидротермальной обработки борогипса…….. **131**
Шайке Ж.А., Каткеева Г.Л., Оскембеков И.М., Гизатуллина Д.Р., Акубаева М.А., Жунусов Е.М.
Технологический потенциал и специфика состава руд месторождения Хаджиконган…… **133**
Ожогина Е.Г., Якушина О.А., Астахова Ю.М., Лебедева М.И.
Межлабораторные сличительные испытания: обеспечение качества минералогических методов анализа……... **136**
Конюхов Ю.В., Масленников Н.А., Ханна Р., Кэцзян Ли, Зиновеев Д.В.
Исследование кинетики сухого измельчения гематитовой руды до и после магнетизирующего низкотемпературного обжига в водороде……. **138**
Целюк Д.И., Михайлов А.Г., Целюк О.И.
Формирование пассивирующих корок в лежалых хвостах золотоизвлекательных фабрик и их влияние на эффективность извлечения золота…… **140**
Николаева Н.В., Чантурия А.В., Каллаев И.Т.
Повышение эффективности процессов измельчения комплексных медных руд за счёт ультразвукового воздействия……... **144**

Махно Н.А., Федотов П.К.
Разработка DEM-методики моделирования межчастичного разрушения руды в ИКМР для сопоставления с процессом в Роллер-прессе……. **146**
Афонина Е.И., Титков С.Н.
О влиянии электролитов на свойства флотационной жидкой фазы и флотируемость минеральных частиц……. **150**
Леоненко Н.А.
Лазерная подготовка к извлечению ультрадисперсного золота из техногенных россыпей……... **153**
Борисов Р.В., Лихацкий М.Н., Карачаров А.А., Бурдакова Е.А.
Поверхностные характеристики и флотационная активность природного валлериита…… **157**
Овчинникова Т.Ю., Цыпин Е.Ф.
Особенности предварительного обогащения минерального сырья информационными методами……. **160**
Пелевин А.Е., Ельникова С.П., Евстифеев А.Д.
Зависимость энергии разрушения и показателей обогащения от циркулирующей нагрузки в цикле измельчения…… **164**

Секция "Флотация, гравитация, магнитная и электромагнитная сепарация" **167**
Кондратьев С.А.
Собирательная активность физической формы сорбции реагента……... **167**
Прохоров К.В.
Влияние электрохимической активации растворов на структуру тонкой пленки воды на поверхности пирита……..... **170**
Кузнецов В.В., Шлыков Н.А.
Установление особенностей флотируемости рудного и техногенного сырья по результатам экспериментальных исследований межфазных характеристик….. **173**
Гаврилова Т.Г., Цицилина Д.М.
К вопросу влияния осадков тиоловых собирателей на механизм активации флотации сульфидной руды…… **175**
Коновалов И.А.
Исследование флотационной активности тиольных собирателей и их смесей с неионогенными собирателями…… **178**
Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б.
Обоснование применения пирролидиндитиокарбамата для селективного извлечения меди из комплексной мышьяксодержащей руды…… **182**
Лавриненко А.А., Кузнецова И.Н., Лусинян О.Г., Гольберг Г.Ю., Марченко Д.Ю., Корзинова А.С.
Повышение эффективности флотации медно-никелевых руд с применением модификаторов, содержащих электронноизбыточные атомы азота…… **186**

Базарова Е.А., Митрофанова Г.В.
Комплексообразующие собиратели на основе азотсодержащих моно-производных дикарбоновых кислот для флотации медно-никелевых руд…….. **189**
Пулатов Х.А., Шакаров Т.И., Холматов М.З., Кабилова Ф.А.
Обоснование применения пенообразователя ПФ-1304 при флотационном обогащении медно-молибденовых руд……... **193**
Шакаров Т.И., Пулатов Х.А., Эралиев Д.К.
Обоснование рационального температурного режима селективной флотации молибдена из коллективного медно-молибденового концентрата……... **197**
Шакаров Т.И., Абдумуродова М.А.
Исследование по извлечению железосодержащих компонентов из отходов флотации медно-молибденовых руд МОФ-2 АО "Алмалыкский ГМК"…… **200**
Дегодя Е.Ю., Медяник Н.Л., Шадрунова И.В., Гмызина Н.В., Карелина Ю.А.
Применение молекулярного моделирования в решении вопроса повышения селективности флотации флюоритовых руд…….. **203**
Алгебраистова Н.К., Чухно И.В., Русаков А.С., Гольсман Д.А., Плотникова А.А., Плотников И.С.
Об эффективности использования сульфата цинка технического производства АО "Челябинский цинковый завод" в качестве реагента депрессора при обогащении свинцово-цинковых руд……. **207**
Арабаджи Я.Н., Бондарь С.Г., Орехова Н.Н.
Исследования влияния механоактивации на селективность цинковой флотации……... **210**
Синьков И.С., Морозов Ю.П.
Изменение поверхностных свойств пирротина при применении пероксида водорода……. **212**
Киселёва А.В.
Изучение влияния анионных полимеров на состояние пульпы в процессе сульфидной флотации…….. **215**
Чжо За Яа, Горячев Б.Е., Конюхов Ю.В., Эй Мин Хтей
Исследование флотируемости пирита в присутствии катионов меди, цинка и железа, и их гидроксидов и сульфидов…….. **219**
Вай Зин Чжо, Чжо Зай Яа, Горячев Б.Е.
Повышение эффективности коллективной флотации медно-цинковой колчедан-ной руды с применением обычного воздуха и газообразного кислорода…… **222**
Лвин Мо Хейн, Горячев Б.Е., Кончин А.В, Ньи Зин Тейн
Совместное воздействие газообразного кислорода и электрохимической обработки пульпы на коллективную флотацию медно-цинковых колчеданных руд…….. **225**
Петрунова-Лесникова Л.С., Дациев М.С., Сисина А.Н., Мидюков Д.О., Боциев Р.М.
Повышение эффективности селективного разделения медно-никелевого концентрата…….. **228**

Герасименко С.И., Матвеева Т.Н., Каркешкина А.Ю.
Оценка эффективности действия лигносульфоната на кинетику флотации минералов меди и кремния при обогащении медно-молибденовой руды…… **232**
Щеглова С.А., Никитина Л.Г., Гаврисенко А.М.
Инновационные методы и реагенты флотации окисленных и сульфидных медных руд: проблемы, решения, перспективы……. **235**
Морозов В.В., Двойченкова Г.П., Самусев А.Л., Тимофеев А.С.
Повышение селективности закрепления люминофорсодержащих модификаторов спектрально-кинетических характеристик алмазов……..... **237**
Лукьянов К.В., Лавриненко А.А.
Снижение потерь тонкодисперсного золота при флотации малосульфидных руд с применением пневматических машин……... **242**
Коваленко Е.Г., Морозов В.В., Бабушкина А.Д.,Чуть-Ды В.А.
Применение комбинированных технологий повышения эффективности пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов……. **245**
Чуть-Ды В.А., Бабушкина А.Л., Двойченкова Г.П., Тимофеев А.С., Власов А.С.
Результаты опытной апробации реагентов регуляторов для активации собирателя в цикле пенной сепарации алмазосодержащего сырья…….. **249**
Каркешкина А.Ю., Гетман В.В.
Современные проблемы переработки минерального сырья содержащего вольфрам и олово…….. **252**
Гетман В.В., Каркешкина А.Ю.
Модифицированный поливинилкапролактам как дополнительный собиратель при флотации полиметаллической руды…… **256**
Гурман М.А.
Исследования по флотации золото-медно-порфировой руды…….. **259**
Митрофанова Г.В., Поспелова Ю.П., Веселова Е.Г.
Особенности флотации труднообогатимого апатитсодержащего минерального сырья……...……...……..... **261**
Цицилина Д.М., Гаврилова Т.Г.
Флотация апатитовой руды осадками олеиновой кислоты……..... **264**
Евстигнеева Д.М., Черноусенко Е.В.
Оценка возможности получения фосфоритового концентрата из лежалых фосфорсодержащих хвостов……...……..... **267**
Конобеевских А.В., Титков С.Н., Алиферова С.Н., Куликова Н.М., Дождиков С.А.
Применение различных мочевиноформальдегидных смол в качестве депрессоров шламов при флотации калийных руд……..... **270**
Киенко Л.А., Воронова О.В.
Оценка влияния ультразвуковой обработки собирателя на эффективность флотации флюоритсодержащего техногенного сырья……..... **273**
Ван Айцин, Барахтенко В.В.
Флотация угольных шламов с применением смесей реагентов на основе побочных продуктов нефтехимии……...……..... **277**

Морозов Ю.П., Мамонов Р.С.
Разработка и реализация дополнительной аэрации пульпы пружинными диспергаторами воздуха……...……...…… **280**
Григорьева А.Н., Ануфриев А.В.
Разработка оптимальной геометрии погружной горизонтальной мешалки…… **282**
Тимофеев А.С., Бунин И.Ж., Двойченкова Г.П., Власов А.С.
Применение электрогидравлической обработки для снижения потерь ферросилиция с хвостами тяжелосредной сепарации……..... **285**
Морозов Ю.П., Упорова И.В.
Совершенствование процесса обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах…….. **288**
Упорова И.В.
Моделирование процесса формирования подпенного пульпового продукта при вторичной концентрации минералов во флотационной пене……. **291**
Сидорович А.С.
Повышение достоверности статической модели флотации с использованием данных о раскрытии минералов……...……...…… **294**
Арефьева М.А., Кононенко Р.В., Константинова А.Д., Попов М.А.
Цифровой помощник технолога для поддержки принятия решений при моделировании процесса флотации……...……..... **297**
Шипунов Л.В., Лавриненко А.А.
Позиционирование центробежной концентрации в технологических схемах переработки золы-уноса угольных ТЭЦ (на примере Магаданской ТЭЦ)…….... **301**
Морозов Ю.П., Бекчурина Е.А., Набиуллин Ф.М.
Закономерности движения частиц в пульпе под действием центробежной силы……...……...……...…….. **304**
Чинова Н.Б., Пеньков П.М.
Моделирование накопления металла в центробежном поле сепарации с воздушной турбулизацией в оптимальном режиме разделения……... **308**
Матвеева Е.Л., Опалев А.С.
Применение магнитно-гравитационного разделения в операциях дешламации и сгущения……...……...……..... **312**
Сыса П.А., Бушуев Д.А.
Расчет параметров магнитного гидроциклона……..... **315**
Казанков А.А., Рахмеев Р.Н.
Организация участка технологического контроля и опробования на предприятии россыпной добычи золота……...……..... **318**

Секция "Комплексная переработка минерального сырья, гидрометаллургические процессы"……. **320**
Рассказова А.В.
Комбинированное выщелачивание меди и золота из бедной руды активированными растворами различного реагентного состава……. **320**

Сметанников А.Ф., Шанина С.Н., Оносов Д.В.
О возможности извлечения благородных металлов и их концентрирования из глинисто-солевых отходов калийных предприятий и углеродистых сланцев…. **323**
Шумилова Л.В., Размахнин К.К.
Выщелачивание золота из глубоко погребённых россыпных месторождений заменителями цианида……..……..……... **327**
Хасанов А.С., Шакаров Т.И., Мамирова З.А.
Обоснование комбинированной технологии извлечения благородных металлов из полиметаллических руд месторождения "Ёшлик"…… **330**
Миненко В.Г., Мартиросян Э.Н., Самусев А.Л.
Экспериментальное обоснование эффективных реагентов и оптимальных режимов селективного химического осаждения ценных компонентов из продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата…….. **335**
Жеревчук С.Ю., Сагитов Р.Х., Кормин А.В.
Практический опыт переработки сложного минерального сырья в условиях АГМК на ГМЦ-2 ……..……..……..……. **338**
Касиков А.Г., Соколов А.Ю.
Гидрометаллургическая переработка отечественного кобальтсодержащего сырья и отходов производства……..……..... **342**
Касиков А.Г., Соколов А.Ю., Арешина Н.С., Белогурова Е.А.
Усовершенствование схемы очистки никелевого электролита АО "Кольская ГМК" от цинка……..……..……..……. **346**
Опалев А.С.
Разработка эффективной технологии получения железорудного сырья премиального качества для DRI–процессов металлургии с использованием грубозернистой флотации……..……..…….. **349**
Иванников С.И., Маркин Н.С., Земскова Л.А.
Исследование комплексных оловянно-вольфрамовых руд методом инструментального нейтронно-активационного анализа……..... **353**
Булаев А.Г., Артыкова А.В., Меламуд В.С., Марданов А.В.
Биогидрометаллургическая переработка золотосурьмянистого концентрата **357**
Дорошенко Е.М., Дорошенко К.В.
Моделирование процессов кислотного выщелачивания мышьяка при доводке оловянного концентрата…….. **360**
Горячев А.А., Макаров Д.В.
Извлечение цветных металлов из медно-никелевого сырья методом низкотемпературного обжига в смеси с соединениями аммония…….. **365**
Размахнин К.К., Шумилова Л.В.
Оценка возможности извлечения стратегических металлов из углей Восточного Забайкалья……..……..…….. **368**
Белый А.В., Васюнина Н.В., Дружинин К.Е., Бакшеев С.П., Дубова И.В., Мадасова М.Д., Крикунова Т.Р.
Биотехнология селективной переработки коллективного Pb-Zn концентрата с получением металлического свинца и товарного цинкового продукта…… **370**

Белый А.В., Рассказова А.В.
Бактериальное окисление арсенопирит-пиритного концентрата: распределение мышьяка и железа между жидкой и твердой фазами…….. **373**
Иванова Е.А., Озеров С.С., Пахомов Р.А., Богатырев Д.М., Воронин К.Е., Малахов П.В.
Влияние скорости медленного охлаждения на структуру медного никель-содержащего шлака……... **375**
Дмитриева Е.Э., Иванников С.И., Молчанов В.П., Медков М.А.
Микро-нанозолото сульфидных руд месторождения Сухое: формы нахождения, методы концентрирования и количественного анализа……. **378**
Воронова О.В., Киенко Л.А.
Изучение влияния воздействий ультразвука в комплексе с использованием газоводной эмульсии на процесс флотации техногенного сырья…….. **381**
Копылова А.Е., Рассказова А.В.
Сравнение комбинированных схем извлечения цинка из техногенного сырья…. **384**
Дворникова А.М., Касиков А.Г., Белогурова Е.А., Соколов А.Ю.
Экстракция комплексных металлокислот высокомолекулярными алифатическими спиртами……..... **388**
Гордевнин Н.А., Елькин И.Б., Арчер А.А.
Комплексная оптимизация обогатительных фабрик по методологии Mine-to-Mill ("от рудника до фабрики")……...……..... **390**
Максимова В.В., Маслобоев В.А.
Технологические проблемы выделения алюмосиликатов при переработке хвостов обогащения редкоземельных руд…...…….. **393**
Гордиенко П.С., Суховей В.В., Пашнина Е.В., Замараева А.-Л.В., Майоров В.Ю., Ярусова С.Б.
Пирогидролиз фторотитанатов аммония: влияние подложки и компактирования на формирование кристаллических модификаций TiO_2 и температуру фазового перехода анатаз → рутил…… **397**
Гордевнин Н.А., Бажин В.Ю.
Синтез алюминиево-иттербиевых лигатур методом металлотермического восстановления……... **399**
Мусаев В.В., Чинова Н.Б, Климов К.К., Шакиров Д.А., Братыгин Е.В., Меньщиков В.А.
Хлоридовозгонка в технологии комплексной переработки пиритных хвостов… **403**
Проскурякова И.А., Тропин М.В., Гончаренко Д.В., Иванова И.К.
Оптимизация операции кислотной обработки угольного сорбента……. **405**

Секция "Экологические и экономические аспекты процессов переработки техногенного сырья"……... **408**
Архипова Ю.А.
Проблемы и перспективы освоения техногенных месторождений Дальнего Востока…….. **408**

Волков А.Ф.
Развитие кадрового потенциала недропользования в регионе……..... **412**
Черкашина И.А.
Факторы ограничения золотодобычи малыми предприятиями на техногенных месторождениях Дальнего Востока…… **413**
Конарева Т.Г.
Экологические аспекты проявлений фентон-процесса в техногенных минеральных образованиях и опыт его применения для выщелачивания…….. **416**
Зелинская Е.В., Барахтенко В.В., Ступин Е.О., Толмачева Н.А., Ханхакшинов И.Н.
Извлечение лития из подземных рассолов Сибирской платформы…….. **420**
Орехова Н.Н.
Исследование эффективности использования низкосортной марганцевой руды для очистки подотвальных вод……. **424**
Самусев А.Л., Миненко В.Г., Глухарев Ф.В.
Влияние режимов грануляции на физико-механические и сорбционные свойства сапонитсодержащих сорбентов……... **426**
Барышников А.Д.
Технология очистки подотвальных вод с извлечением ионов меди и цинка….. **429**
Есипов В.Е., Шумилова Л.В.
Композиционные сорбенты: синтез, свойства и перспективы очистки техногенных стоков…….. **432**
Михайлов А.Г., Гуревич Ю.Л., Усманова Н.Ф., Теремова М.И., Зуев А.Е., Плотникова А.А., Бурдакова Е.А.
Оценка возможности извлечения ценных компонентов из техногенного сульфидсодержащего сырья с применением биовыщелачивания……..... **436**
Вальцева А.И., Барбин Н.М., Вальцев Н.В., Швец М.А.
Анализ содержания тяжелых металлов в золах тепловых электрических станций России……. **438**
Перфильев А.В., Цыбульская О.Н., Ксеник Т.В., Юдаков А.А., Ярусова С.Б.
Эколого-экономические аспекты получения и применения сорбционных материалов на основе перлитового сырья для очистки водных сред от нефти и нефтепродуктов…… **442**
Масанов А.Ю., Бычков А.Ю., Двойченкова Г.П.
Ускоренное выветривание хвостов переработки руды трубки Интернациональная как основа для реализации климатического проекта CDR-типа на Мирнинско-Нюрбинском ГОК…….. **446**
Эшанкулова Г.Р., Хасанов А.С., Мамаисакова З.Б.
Анализ применения технологий замкнутого цикла водооборота при переработке лежалых хвостов золото-извлекающих фабрик…… **448**
Макаров Д.В., Красавцева Е.А., Митрофанова Г.В., Черноусенко Е.В., Ефремов В.В.
Хвосты обогащения лопаритовых руд как объекты негативного воздействия на окружающую среду и техногенные месторождения…….. **451**

Дмитриева Е.Г., Томилов Н.А.
Исследование и обоснование технологии сухого складирования хвостов обогащения полевошпатного месторождения Среднего Урала…… **453**
Красавцева Е.А., Иванова Л.А., Каганович Н.И.
Результаты полевого опыта по стабилизации пылящих поверхностей золошлакоотвалов с использованием нетрадиционных мелиорантов на основе осадка сточных вод в условиях Кольского Севера…… **457**
Ксенофонтов Б.С., Якушкин В.П.
Использование активного ила в качестве биофлокулянта…… **459**
Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Крылов И.О.
Повышение эффективности извлечения металлов из золошлаковых отходов низкотемпературного сжигания каменных углей…… **465**
Амосов П.В.
Интенсивность пыления хвостов обогащения и неадиабатические притоки тепла…….. **467**
Берсенев И.С., Конарев Н.В.
Тенденции производства железорудного сырья…… **470**
Кочев Д.В., Шумилова Л.В., Свалова К.В.
Мониторинг экологических рисков на территории градообразующего предприятия с использованием данных дистанционного зондирования Земли…….. **473**
Белый А.В., Компанейцева Е.А., Крикунова Т.Р., Мадасова М.Д.
Биотехнологическое снижение содержания мышьяка в медно-мышьяковистом концентрате техногенного месторождения хвостохранилища ЦОФ Солнечного ГОК……... **477**
Лагутенко М.Р., Шумилова Л.В.
Перспективность растения *oxytropis myriophylla* (Pall.)DC. для фиторемедиации техногенно нарушенных территорий Забайкалья……. **480**
Шакиров Т.Р., Мирная В.Д.
Получение адсорбционных материалов на основе природного аморфного кремнезёма и жидкого стекла…….. **483**
Хомоксонова Д.П., Гуляшинов П.А., Ковтунец Е.В., Антропова И.Г.
Технологии получения бесхлорных калийсодержащих удобрений из сыннырита……. **484**
Пунцукова Б.Т.
Исследование процессов сгущения и фильтрования лежалых золото-содержащих хвостов……. **486**
Соловьев А.Н., Чекушина Т.В., Соловьева Л.М.
Геоэкологические аспекты оценки прогнозных ресурсов сурьмяных месторождений (на примере Зуткулейского узла)……... **488**
Холикулов Д.Б., Музаффаров У.У.
Переработка жидких отходов химического производства……. **491**

Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Алексеева О.Л., Переслыцких Д.А.
Результаты опытно-промышленных испытаний по оптимизации технологической схемы переработки титан-циркониевых песков Туганского месторождения……. **495**
Прокопьев С.А., Шульгина М.Е., Прокопьев Е.С., Алексеева О.Л., Калинкин И.А.
Разработка гравитационно-флотационной технологии обогащения золотосодержащей медно-порфировой руды месторождения Коктасжал……. **497**
Липина Л.Н.
Экологические проблемы при разработке месторождений полезных ископаемых…… **500**
Дмитракова У.В., Николаев А.А.
Исследование параметров фильтрования на керамическом дисковом вакуум-фильтре: роль размера пор фильтровальной перегородки и реологических свойств осадка при обезвоживании концентратов цветных металлов……. **502**
Горячев А.А., Амосов П.В.
Оценка влажности материала хвостов обогащения посредством анализа цветовых индексов……..... **504**

Алфавитный указатель

Акубаева М.А. 133
Абдумуродова М.А. 200
Алгебраистова Н.К. 207
Александрова Т.Н. 14
Алексеева О.Л. 495, 497
Алиферова С.Н. 270
Амосов П.В. 467, 504
Антропова И.Г. 484
Ануфриев А.В. 282
Ануфриева С.И. 27
Арабаджи Я.Н. 210
Арефьева М.А. 297
Арешина Н.С. 346
Артыкова А.В. 357
Архипова Ю.А. 408
Арчер А.А. 390
Астахова Ю.М. 136
Афонина Е.И. 150
Бабушкина А.Д. 245, 249
Бажин В.Ю. 399
Базарова Е.А. 189
Бакшеев С.П. 370
Барахтенко В.В. 277, 420
Барбин Н.М. 438
Баринов Н.Н. 131
Барышников А.Д. 429
Бекчурина Е.А. 304
Белов А.В. 3
Белогурова Е.А. 346, 388
Белый А.В. 370, 373, 477
Берсенев И.С. 470
Блохин А.Н. 94
Богатырев Д.М. 87, 375
Бондарь С.Г. 210
Борисов Р.В. 157
Боциев Р.М. 228
Братыгин Е.В. 403
Бузунова Т.А. 125
Булаев А.Г. 357
Бунин И.Ж. 107, 285
Бур А.Н. 94
Бурдакова Е.А. 157, 436
Бушуев Д.А. 315
Быковский М.П. 112
Бычков А.Ю. 446
Вай Зин Чжо 222
Вальцев Н.В. 438
Вальцева А.И. 438
Ван Айцин 277
Васюнина Н.В. 370
Веселова Е.Г. 261
Власов А.С. 249, 285
Волков А.Ф. 412
Воронин К.Е. 375
Воронова О.В. 273, 381
Гаврилова Т.Г. 175, 264
Гаврисенко А.М. 235
Герасименко С.И. 232
Гетман В.В. 252, 256
Гизатуллина Д.Р. 133
Глухарев Ф.В. 426
Гмызина Н.В. 203
Гольберг Г.Ю. 186
Гольсман Д.А. 207
Гончар Н.В. 48
Гончаренко Д.В. 405
Горайчук П.К. 62
Горбатова Е.А. 93
Гордевнин Н.А. 390, 399
Гордиенко П.С. 131, 397
Горячев А.А. 365, 504
Горячев Б.Е. 219, 222, 225
Григорьева А.Н. 282
Громова Н.К. 182
Гуляшинов П.А. 484
Гуревич Ю.Л. 436
Гурман М.А. 259
Данилова С.Н. 131
Дациев М.С. 228
Двойченкова Г.П. 237, 249, 285, 446
Дворникова А.М. 388
Дегодя Е.Ю. 203
Дмитрак Ю.В. 18
Дмитракова У.В. 502
Дмитриева Е.Г. 453
Дмитриева Е.Э. 378
Дождиков С.А. 270
Дорошенко Е.М. 360
Дорошенко К.В. 360
Достовалов Д.В. 131
Дружинин К.Е. 370
Дубова И.В. 370
Евстигнеева Д.М. 267
Евстифеев А.Д. 164
Елисеев И.А. 79
Елькин И.Б. 390
Ельникова С.П. 164
Есипов В.Е. 432
Ефремов В.В. 451
Ефремова Т.А. 62, 83
Жабоедов А.П. 79, 91, 129
Жевтун И.Г. 131
Жеревчук С.Ю. 338
Жижаев А.М. 74
Жукова В.Е. 119
Жунусов Е.М. 133
Замараева А.-Л.В. 131, 397
Зелинская Е.В. 54, 420
Земскова Л.А. 353
Зиновеев Д.В. 138
Зиньков А.В. 3
Зиятдинов С.В. 83
Зудов Г.Ю. 94
Зуев А.Е. 436
Иванников С.И. 353, 378
Иванова Е.А. 87, 375
Иванова И.К. 405
Иванова Л.А. 457
Иванова М.В. 27
Игуменцев К.В. 91
Кабилова Ф.А. 193
Каганович Н.И. 457
Казанков А.А. 318
Казанов С.О. 119
Калинкин И.А. 497
Каллаев И.Т. 144
Карачаров А.А. 157
Карелина Ю.А. 203
Каркешкина А.Ю. 232, 252, 256
Касиков А.Г. 342, 346, 388
Каткеева Г.Л. 133
Киенко Л.А. 273, 381
Киселёва А.В. 215
Климов К.К. 403
Ковалевский В.В. 99
Коваленко Е.Г. 245
Ковтунец Е.В 484
Колкова М.С. 93
Компанейцева Е.А. 477
Конарев Н.В. 470
Конарева Т.Г. 416
Кондратьев С.А. 167
Конобеевских А.В. 270
Коновалов И.А. 178
Кононенко Р.В. 59, 297
Константинова А.Д. 297
Кончин А.В 225
Конюхов Ю.В. 138, 219
Копылова А.Е. 384
Корекина М.А. 91, 129
Корзинова А.С. 186
Кормин А.В. 338
Котова О.Б. 44, 102, 105
Кочев Д.В. 473
Красавцева Е.А. 451, 457
Кривощеков Н.Н. 115
Крикунова Т.Р. 370, 477
Крылов И.О. 465
Ксеник Т.В. 442
Ксенофонтов Б.С. 459
Кузнецов В.В. 173
Кузнецова И.Н. 186
Кукушкина А.А. 87
Куликова Н.М. 270
Кунилова И.В. 465
Купцова А.В. 112
Кэцзян Ли 138
Лабудин В.С. 112
Лавриненко А.А. 186, 242, 301, 465
Лагутенко М.Р. 480
Ланцова Л.Б. 182
Лвин Мо Хейн 225

Лебедев Н.М. 87
Лебедева М.И. 136
Леоненко Н.А. 153
Липина Л.Н. 500
Лихацкий М.Н. 157
Лукьянов К.В. 242
Лусинян О.Г. 186
Мадасова М.Д. 370, 477
Майоров В.Ю. 397
Макаров Д.В. 365, 451
Максимова В.В. 393
Малахов П.В. 375
Малышев И.В. 131
Мальцев А.С. 93
Мамаисакова З.Б. 448
Мамирова З.А. 123, 330
Мамонов Р.С. 280
Мамонов С.В. 62
Марданов А.В. 357
Маркин Н.С. 353
Мартиросян Э.Н. 335
Марченко Д.Ю. 186
Масанов А.Ю. 446
Масленников Н.А. 138
Маслобоев В.А. 393
Матвеева Е.Л. 312
Матвеева Т.Н. 22, 182, 232
Махно Н.А. 146
Медков М.А. 378
Медяник Н.Л. 203
Меламуд В.С. 357
Мельчаков С.Ю. 125
Меньщиков В.А. 403
Мидюков Д.О. 228
Миненко В.Г. 6, 335, 426
Мирная В.Д. 483
Митрофанова Г.В. 189, 261,451
Михайлов А.Г. 140, 436
Молчанов В.П. 378
Морозов В.В. 87, 237, 245
Морозов Ю.П. 212, 280, 288, 304
Музаффаров У.У. 491
Мусаев В.В. 403
Набиуллин Ф.М. 304
Наумов Д.В. 119
Некрасова А.А. 125
Непомнящих А.И. 79, 129
Никитин Р.М. 65
Никитина Л.Г. 235
Николаев А.А. 502
Николаева Н.В. 144
Ньи Зин Тейн 225
Овчинникова Т.Ю. 83, 160
Ожогина Е.Г. 44, 102, 136
Озеров С.С. 87, 375
Оносов Д.В. 323
Опалев А.С. 65, 312, 349
Орехова Н.Н. 210, 424
Оскембеков И.М. 133
Павлов М.В. 74
Пахомов Р.А. 375
Пашнина Е.В. 397
Пелевин А.Е. 164
Пеньков П.М. 308
Переслыцких Д.А. 495
Пермякова Н.А. 27
Перфильев А.В. 442
Петрунова-Лесникова Л.С. 228
Пильгаев С.В. 65
Плотников И.С. 207
Плотникова А.А. 207, 436
Подкаменный Ю.А. 87
Понарядов А.В. 105
Попов М.А. 59, 297
Поспелова Ю.П. 261
Прокопьев Е.С. 495, 497
Прокопьев С.А. 495, 497
Проскурякова И.А. 405
Прохоров К.В. 170
Пулатов Х.А. 193, 197
Пунцукова Б.Т. 486
Размахнин К.К. 327, 368
Размыслов И.Н. 102, 105
Рассказова А.В. 320, 373, 384, 477
Рахмеев Р.Н. 318
Рогожин А.А. 27
Русаков А.С. 207
Савичев А.Н. 91
Сагитов Р.Х. 338
Самусев А.Л. 6, 237, 335, 426
Свалова К.В. 473
Сенченко А.Е. 38
Сидорович А.С. 294
Синьков И.С. 212
Сисина А.Н. 228
Сметанников А.Ф. 323
Смирнов А.А. 65
Соколов А.Ю. 346, 388
Соловьев А.Н. 488
Соловьева Л.М. 488
Ступин Е.О. 420
Суховей В.В. 397
Сыса П.А. 315
Сычева Н.А. 115
Тарасенко И.А. 3
Теремова М.И. 436
Теренин С.Ю. 129
Тимофеев А.С. 237, 249, 285
Титков С.Н. 150, 270
Толмачева Н.А. 420
Томилов Н.А. 453
Тропин М.В. 405
Упорова И.В. 288, 291
Усманова Н.Ф. 436
Федоров А.М. 79
Федотов К.В. 59
Федотов П.К. 146
Филиппова Н.А. 94
Хабарова И.А. 107
Ханна Р. 138
Ханхакшинов И.Н. 420
Хасанов А.С. 330, 448
Холикулов Д.Б. 491
Холматов М.З. 193
Хомоксонова Д.П. 484
Храмов А.Н. 112
Целюк Д.И. 140
Целюк О.И. 140
Цицилина Д.М. 175, 264
Цыбульская О.Н. 442
Цыпин Е.Ф. 83, 160
Чантурия А.В. 144
Чантурия В.А. 6
Чантурия Е.Л. 68
Чекушина Т.В. 488
Черкашина И.А. 413
Черноусенко Е.В. 267, 451
Чжо За Яа 219, 222
Чинова М.И. 62
Чинова Н.Б 308, 403
Чуть-Ды В.А. 245, 249
Чухно И.В. 207
Шадрунова И.В. 54, 203
Шайке Ж.А. 133
Шакаров Т.И. 193, 197, 200, 330
Шакиров Д.А. 403
Шакиров Т.Р. 483
Шанина С.Н. 323
Швец М.А. 438
Шипунов Л.В. 301
Шлыков Н.А. 173
Шувалова Ю.Н. 115
Шульгина М.Е. 497
Шумилова Л.В. 327, 368, 432, 473, 480
Щеглова С.А. 235
Щипцов В.В. 99
Эй Мин Хтей 219
Эралиев Д.К. 197
Эргашев М.А. 123
Эшанкулова Г.Р. 448
Юдаков А.А. 442
Якушина О.А. 119, 136
Якушкин В.П. 459
Ярусова С.Б. 131, 397, 442

Научное издание

ИННОВАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ КОМПЛЕКСНОЙ И ГЛУБОКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНОГО И НЕТРАДИЦИОННОГО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ
(Плаксинские чтения – 2026)
г. Хабаровск, 21–25 сентября 2026 г.

МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ КОНФЕРЕНЦИИ

Издание подготовлено в авторской редакции

Компьютерная верстка и подготовка оригинал-макета
Чекушина Т.В.

Подписано в печать 28.08.2026 г. Формат $60\times84^{1}/_{16}$.
Усл. печ. л. 30,2. Зак. 128. Тираж 500 экз. (1-й завод 1–50 экз.).

Отпечатано в Издательстве ДВГУПС.
680021, г. Хабаровск, ул. Серышева, 47