

МАТЕРИАЛЫ
XXV Международной научно-технической
конференции

«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
07-10 апреля 2020 г.

Екатеринбург – 2020

УДК 622.7

НЗ4

Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXV Международной научно-технической конференции, 07-10 апреля 2020 г., проводимой в рамках XVIII Уральской горнопромышленной декады 02-11 апреля 2020 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2020. – 356 с.

В сборнике материалов конференции рассмотрен широкий круг вопросов, связанных с теорией и практикой переработки руд и техногенного сырья, в том числе освещены вопросы опробования, рудоподготовки, технологической минералогии, гравитационных, магнитных, электрических, флотационных и химических методов обогащения минерального сырья.

Материалы могут представлять интерес для специалистов предприятий горнодобывающей и металлургической промышленности и быть полезными для студентов и аспирантов.

ISBN 978-5-91128-181-6

УДК 622.7

© ООО «Таилс КО», 2020

ISBN 978-5-91128-181-6

РАСЧЁТ И ОПТИМИЗАЦИЯ ОПРОБОВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТНОСИТЕЛЬНЫХ СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ

Козин В. З.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Отечественные и зарубежные формулы расчета случайных погрешностей опробования с использованием среднеквадратических погрешностей отдельных операций громоздки. Переход к относительным случайным погрешностям, включая коэффициенты вариации, позволяет получить рабочую формулу расчета случайных погрешностей опробования в целом и на ее основе принимать необходимые решения.

Полная формула относительной случайной погрешности опробования в соответствии с классической технологией получения результата

$$P_{\alpha}^2 = \frac{4V_T^2}{N_T} + \left[\sum_{j=1}^t \frac{4V_{kj}^2}{n_j} + \sum_{j=t+1}^l \frac{4V_{коj}^2}{n_j} \right] + \frac{1}{n_{нав}} \left[\frac{4V_{коj}^2}{n_{нав}} + P_{МВИ}^2 \right]. \quad (1)$$

В формуле использованы коэффициенты вариации V_T , $V_{ко}$ и V_k , число точечных проб N_T и число кусков в пробах на j -ой стадии сокращения n_j , число усредняемых при анализе навесок $n_{нав}$ и относительная погрешность метода выполнения измерений $P_{МВИ}$.

V_T – коэффициент вариации точечных проб для расчетного контрольного периода. Определяется экспериментально.

$V_{ко}$ – покусковой коэффициент вариации. Определяется аналитически.

$$V_{ко}^2 = \frac{\rho_M}{\rho_{п}} \cdot \frac{\beta_M}{\alpha}.$$

где ρ_M , $\rho_{п}$ – плотности минерала и породы;

α , β_M – массовые доли определяемого компонента в руде и минерале.

V_k – покусковой коэффициент вариации для сростков

$$V_k^2 = V_{ко}^2 \cdot \left(\frac{d_3}{d} \right)^{3-b}.$$

где d_3 – размер зерен минерала в руде, d_{395} ;

d – размер кусков, d_{95} ;

b – показатель, характеризующий характер вкрапленности зерен минерала, для руд цветных металлов $b = 1,5$.

$P_{МВИ}$ – относительная погрешность метода измерений, определяемая экспериментально.

N_T – число точечных проб, отбираемых за контрольный период;
 n_j – условное число максимальных кусков руды после j -ой операции сокращения в пробе

$$n_j = \frac{q_j}{f \rho d_{j \max}^3}.$$

n_α – число усредняемых по методике при анализе результатов, обычно 2.

Для рабочих расчетов формулу (1) следует видоизменить так

$$P_\alpha^2 = \frac{4V_T^2}{N_T} + K_c \left[\sum_{j=1}^t \frac{d_j^b}{q_j} + \sum_{j=t+1}^l \frac{d_j^3}{q_j \cdot d_3^{3-b}} \right] + \frac{1}{n_\alpha} \left[K_c \cdot \frac{d_{\text{нав}}^3}{q_{\text{нав}} \cdot d_3^{3-b}} + P_{\text{МВИ}}^2 \right]; (2)$$

$$K_c = \frac{K_{\text{и}} \cdot f \cdot \rho_{\text{м}} \beta_{\text{м}} d_3^{3-b} \cdot 10^{-5}}{\alpha}.$$

В формуле (2) размеры d и d_3 подставляют в мм, а массы q в кг, α и $\beta_{\text{м}}$ должны иметь одинаковые размерности, $\rho_{\text{м}}$ – в кг/м³.

f – коэффициент формы, 0,4;

$K_{\text{и}}$ – коэффициент, учитывающий качество работы исполнителей, $K_{\text{и}} = 2$.

P_α будет получено в процентах.

Пример. Найти погрешность двухчасового результата опробования медной руды.

Минерал халькопирит $\beta_{\text{м}} = 34,6 \%$, $\rho_{\text{м}} = 4100$ кг/м³, вкрапленность $d_{395} = 0,7$ мм, $\alpha = 1,25 \%$, $N_T = 8$, $V_T = 4 \%$, $d_{\text{нав}} = 0,08$ мм, $q_{\text{нав}} = 350$ кг.

Схема подготовки проб по ГОСТ 14180-80 приведена на рис. 1 с указанием крупностей и масс.

Расчёт

$$K_c = \frac{2 \cdot 0,4 \cdot 4100 \cdot 34,6 \cdot 0,7^{3-1,5} \cdot 10^{-5}}{1,25} = 0,532;$$

$$\begin{aligned} P_\alpha^2 &= \frac{4 \cdot 4^2}{8} + 0,532 \left[\left(\frac{20^{1,5}}{87,5} + \frac{10^{1,5}}{21,8} + \frac{3^{1,5}}{5,4} \right) + \frac{0,5^{1,5}}{0,14 \cdot 0,7^{1,5}} \right] + \frac{1}{2} \left[0,532 \cdot \frac{0,08^{1,5}}{0,001 \cdot 0,7^{1,5}} + 0,7^2 \right] = \\ &= 8 + 0,532 [1,02 + 1,45 + 0,96 + 4,31] + 0,5 [20,54 + 0,49] = \\ &= 8 + 4,1 + 10,5 = 22,6, \%^2 \end{aligned}$$

$P_\alpha = 4,75 \%$.

Такая относительная погрешность соответствует обычно получаемым погрешностям опробования руды, но анализ слагаемых позволяет принять решения, существенно улучшающих результат опробования.

Примем $N_T = 16$ (отбор точечных проб каждые 10 минут), на четвертой стадии пробу сократим до 0,28 кг, усреднять будем 3 результата анализа навесок.

Тогда

$$P_{\alpha}^2 = \frac{4 \cdot 4^2}{16} + 0,532 \left[\left(\frac{20^{1,5}}{87,5} + \frac{10^{1,5}}{21,8} + \frac{3^{1,5}}{5,4} \right) + \frac{0,5^{1,5}}{0,28 \cdot 0,7^{1,5}} \right] + \frac{1}{3} \left[0,532 \cdot \frac{0,08^{1,5}}{0,001 \cdot 0,7^{1,5}} + 0,7^2 \right] =$$

$$= 4 + 0,532 [1,02 + 1,45 + 0,96 + 2,16] + 0,33 [20,54 + 0,49] =$$

$$= 4 + 2,97 + 7,01 = 13,98 \%^2$$

$$P_{\alpha} = 3,74 \%$$

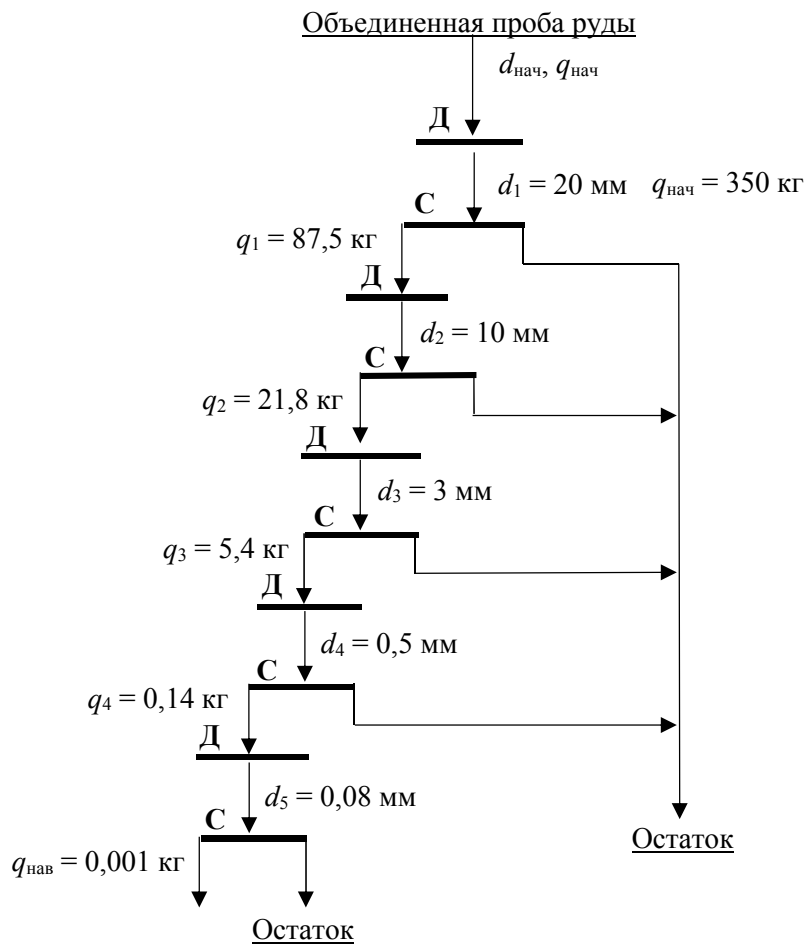


Рисунок 1 – Схема подготовки пробы медной руды:

Д – операция дробления или измельчения;

С – операция сокращения

При использовании полной формулы относительной погрешности опробования наглядно видна роль отдельных операций и их параметров в формировании погрешности результата опробования и на основе профессионального анализа можно принять решения по совершенствованию технологии опробования.

АНАЛИЗ КОНЦЕНТРАЦИИ НЕИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Морозов В. В., Пестряк И. В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан
ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Применение неионогенных собирателей на обогатительных фабриках обусловлено высокой селективностью их действия, а также малой чувствительностью к наличию в водной фазе ионов тяжелых металлов. Так на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» (Монголия) уже более 10 лет применяются неионогенные собиратели класса аллиловых эфиров алкилксантогеновых кислот [1]. Повышение эффективности и оптимизации процессов флотации возможно при разработке надежной и точной методики анализа остаточной концентрации неионогенного собирателя [2].

С целью решения задачи измерения концентрации неионогенных собирателей в процессе флотации были проведены исследования и разработана методика анализа остаточной концентрации аллилового эфира амилксантогеновой кислоты в жидкой фазе флотационной пульпы, представляющего собой основу собирателя AeroMX-5140, эффективно применяемого при флотации медно-молибденовых руд.

Анализ УФ-спектров экстрактов показал, что основным спектрально-активным компонентом извлекаемой органической фазы является аллиловый эфир амилксантогеновой кислоты, идентифицируемый по пикам поглощения при 220 и 273 нм. Анализ калибровочных графиков для перешедшего в экстрагент собирателя показывает, что в интервале концентраций от 0 до 1,5 мг/л наблюдается прямолинейная зависимость оптической плотности от концентрации (рис. 1). Интервал достоверного измерения остаточной концентрации собирателя от 0,2 до 1,5 мг/л погрешностью измерений не более 2,5-7,5 %. За счет варьирования соотношения экстрагент – аликвота достоверно определяемый интервал концентраций собирателя в пробе водной фазы составляет от 0,1 до 15 мг/л.

Разработанная методика показала стабильные результаты в интервале температур 10-25 °С, интервале рН от 8,5 до 11,0, что позволило рекомендовать ее применение для измерения остаточной концентрации собирателя в операции коллективной сульфидной и медно-молибденовой флотации при обогащении медно-молибденовых руд.

С использованием разработанной методики анализа концентрации собирателя были проведены опыты по флотации медно-молибденовых руд в условиях варьирования рН среды.

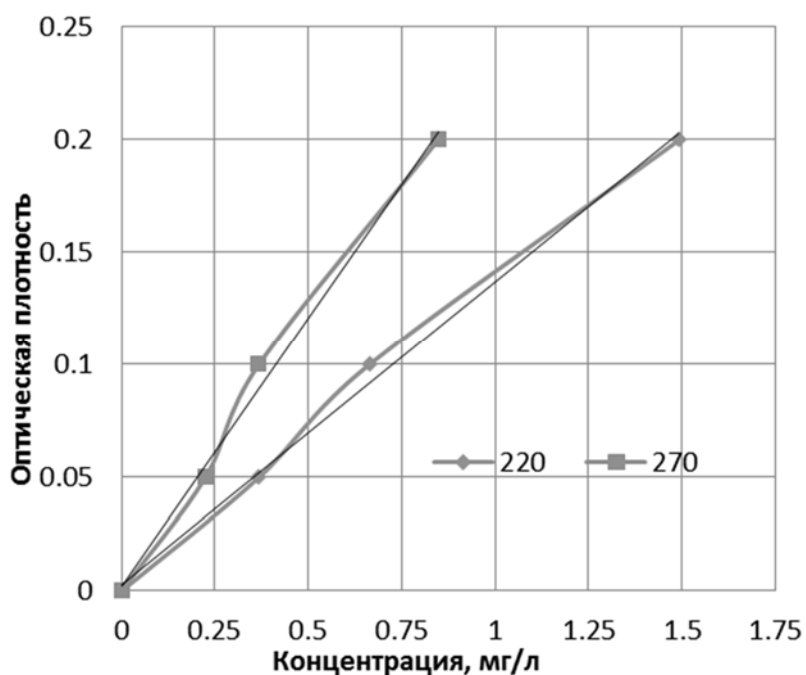


Рисунок 1 – Градуировочный график собирателя AeroMX-5140, экстрагированного гексаном из водной эмульсии при длине волны 220 и 270 нм

Схема опыта включала мелкое дробление руды до крупности минус 2,5 мм, двухстадиальное измельчение пробы руды массой 300 г в стержневой и шаровой мельницах до крупности 45-75 % класса минус 63 мкм, коллективную флотацию руды в режиме, приближенном к используемому на обогатительной фабрике. В качестве вспенивателя использовался реагент метилизобутилкарбинол (МИБК), в качестве собирателя – реагент AeroMX 5140, в качестве регулятора pH среды – известь. Флотация проводилась в механической флотомашине с объемом камеры 1 л, время флотации 5 мин. В отобранной из жидкой фазы пульпы аликвоте водной фазы измерялось значение pH и концентрации собирателя.

Важным аспектом возможности такого применения остаточной концентрации неионогенного собирателя является характер связи этого параметра с pH среды. При использовании ионогенных собирателей, в частности ксантогенатов, такая зависимость прослеживается весьма четко, что обусловлено реакцией разложения ксантогенатов металлов при повышении щелочности среды [3].

При проведении исследований производилось регулирование pH пульпы путем подачи NaOH. В промышленном процессе для регулирования щелочности среды используется известь, однако в данном случае было важным вести процесс при постоянной концентрации ионов кальция.

Полученные результаты показали, что остаточная концентрация спектрально-активной фракции используемого собирателя – аллилового эфира амилксантогеновой кислоты характеризуется возрастанием при увеличении pH водной фазы пульпы (рис. 2).

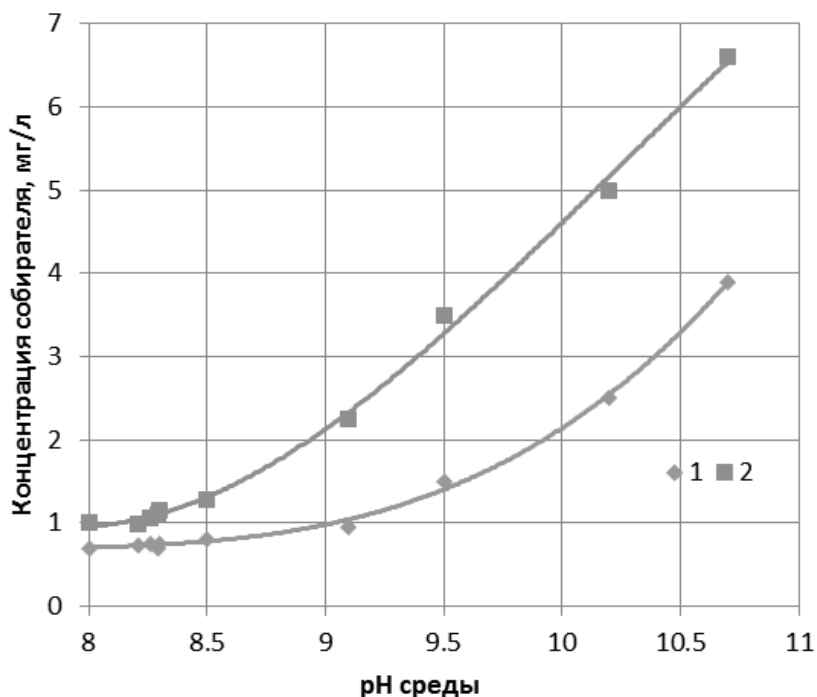


Рисунок 2 – Зависимость остаточной концентрации собирателя в водной фазе пульпы от pH среды:

1 – при расходе собирателя 10 г/т; 2 – при расходе собирателя 15 г/т

Полученная зависимость принципиально не отличается от аналогичных зависимостей, полученных для системы сульфидный минерал – ксантогенат. Заметное увеличение концентрации собирателя при повышении pH может быть обусловлено как прямым воздействием гидроксильных ионов на поверхность минералов, так и ускорением окисления и гидрофилизацией поверхности [4].

При построении модели ставилась задача установить связь технологических показателей с флотуруемостью минералов и с комплексными критериями эффективности технологического процесса, в качестве которых использовалась функция приведенных потерь:

$$Q_t = \varepsilon^*_{Cu} \zeta_{Cu} \alpha_{Cu} + \varepsilon^*_{Mo} \zeta_{Mo} \alpha_{Mo} + \varepsilon_{Py} \zeta_{Py} \alpha_{Py}; \quad (1)$$

где: ε^* ; ε ; ζ ; α – потери, извлечение, цена и содержание в руде меди (Cu), молибдена (Mo), пирита (Py). Под ценой пирита понимаются затраты на доизвлечения пирита из медного концентрата) в селективном цикле.

Под ценой пирита понимаются затраты на доизвлечения пирита из медного концентрата) в селективном цикле.

В соответствии с проведенными исследованиями в качестве параметра сортности руды предложено использовать поглотительную способность руды по отношению к используемому собирателю Aero MX 5140. Величина поглотительной способности пульпы используется при флотации окисленных руд, характеризующейся существенным поглощением собирателя ионами меди, для оценки необходимого расхода собирателя [3]. Для

используемыми нами реагентных режимов характерно поглощение собирателя порообразующими минералами, в первую очередь серицитом.

Для оценки поглотительной способности выделенных сортов руд использовались результаты замера остаточной концентрации собирателя в жидкой фазе пульпы в условиях лабораторных испытаний и рассчитывалась поглотительная способность пульпы относительно собирателя.

Проведенными нами исследованиями было установлено, что выделенные типы руд, перерабатываемых на обогатительной фабрике ГОКа «Эрдэнэт» характеризуются неодинаковой склонностью к поглощению собирателя. Анализ результатов исследований операции коллективной медно-молибденовой флотации, проводимой с использованием собирателя AeroMX 5140, показал, что наибольшую склонность к поглощению проявляют смешанные окисленные руды и смешанные серитизированные руды (табл. 1).

Таблица 1 – Концентрация собирателя и поглотительная способность пульпы в операции коллективной флотации для типовых руд

Тип руды	Параметры				Поглотительная способность, %
	рН среды	Расход собирателя, г/т	Концентрация собирателя, мг/л		
			Расчётная	Измеренная	
МПР	10,35	15,0	7,8	2,6	66,7
СВСП	10,35	15,0	7,8	1,8	76,9
БПР	10,35	15,0	7,8	3,0	63,5
СОР	10,35	15,0	7,8	1,5	80,1
ССР	10,35	15,0	7,8	1,4	84,1

МПР – массивных первичных руды, СВСП – смешанные вторичные сульфидизированные руды; БПР – бедные пиритизированные руды; СОР – смешанные окисленные руды; ССР – смешанные серитизированные руды

В результате проведенных исследований, показавших существенность поглотительной способности пульпы, предложено использование данного параметра для определения сортности руды. Представленные на рис. 3 зависимости критерия оптимизации в коллективной флотации различных типов руд показали эффективность разработанной методики, позволяющей определить наилучшие условия технологического процесса. в частности рН среды.

Полученные результаты послужили основанием для включения разработанной методики определения поглотительной способности пульпы в отношении неионогенного собирателя в методическое обеспечение исследовательской лаборатории ГОКа «Эрдэнэт».

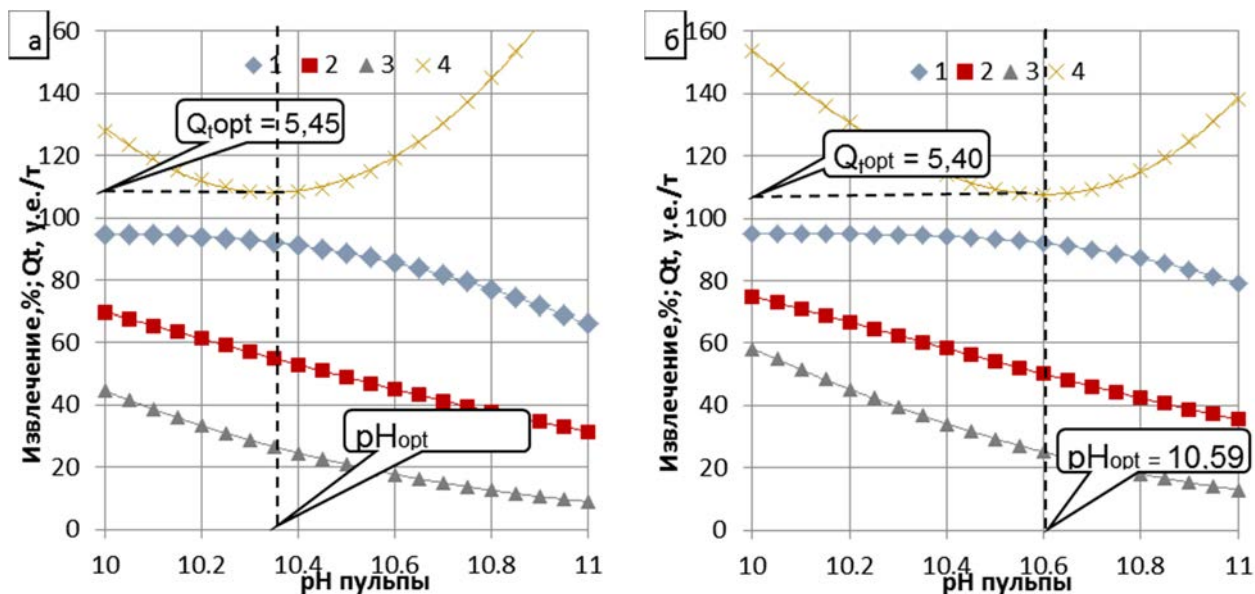


Рисунок 3 – Зависимость извлечений меди (1), молибдена (2) и пиритного железа (3) в коллективный концентрат и критерия оптимизации $Q_t \times 20$ (4) от pH в коллективной флотации для массивных первичных руд (а), смешанных вторичных сульфидизированных руд (б)

Список литературы

1. Ганбаатар З., Зимин А. В., Соловьева Л. М., Назаров Ю. П. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд месторождения Эрдэнэтийн-Овоо // Горный журнал. – 2010. – № 10. – С.34-36.
2. Морозов В. В., Авдохин В. М. Оптимизация обогащения полиметаллических руд на основе контроля и регулирования ионного состава пульпы и оборотных вод // Горный информационно-аналитический бюллетень. М.: МГГУ/ – 1998. – 1. –С. 27-32.
3. Абрамов А. А. Собрание сочинений. Том 8. Флотация. Сульфидные минералы. М.: Горная книга, 2013. – 704 с.
4. Morozov V., Ganbaatar Z., Delgerbat L., Bokányi L., Stoliarov: V Advanced System for Control Milling and Flotation Processes Based on an Estimation of Ore Quality Grade // Advanced materials research, – 2012. – 651. – Pp. 981-985.

УДК 622.753

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГИДРОЦИКЛОНОВ В ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Пелевин А. Е.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Гидроциклон является основным классифицирующим аппаратом, применяемым в замкнутом цикле измельчения [1, 2]. Эффективность классификации в гидроциклонах определяет производительность мельниц и общую эффективность работы замкнутого цикла измельчения [3].

Оценка особенностей использования гидроциклонов в замкнутых циклах измельчения выполнена по результатам промышленных испытаний на обогатительной фабрике Качканарского ГОКа.

В процессе испытаний размеры питающего, сливного и пескового отверстий не изменялись, давление пульпы на входе в гидроциклон не измерялось. Исследовано влияние на процесс классификации (на выход слива и на содержание в нём класса -71 мкм) двух факторов – содержания твёрдого и содержания класса -71 мкм в питании гидроциклонов. Значения факторов специально не изменялись, а фиксировались путём анализа отобранных продуктов классификации при применении четырёх различных схем обогащения титаномагнетитовой руды.

При использовании различных схем увеличивалась нагрузка на два гидроциклона. Это сопровождалось повышением содержания твёрдого в питании, вследствие уменьшения количества воды, подаваемой в зумпф для исключения перелива пульпы.

На рисунке 1 приведены зависимости, характеризующие особенности процесса классификации в гидроциклонах ГЦ-710 во второй стадии измельчения схемы обогащения титаномагнетитовой руды.

При увеличении содержания твёрдого в питании гидроциклонов при различных содержаниях класса -71 мкм в их питании (20,61-22,88 % и 15,08 %) произошло повышение выхода слива (рисунок 1, а, зависимости 1 и 2). Увеличение класса -71 мкм в питании гидроциклонов при различных содержаниях твёрдого в их питании (38,80-57,18 % и 60,07 %), привело к повышению выхода слива (рисунок 2, б, зависимости 1 и 2).

Уменьшение содержания твёрдого в питании гидроциклонов для всех испытанных схем привело к снижению содержания твёрдого в сливе (рисунок 2, в) и, как следствие, к повышению содержания класса -71 мкм в сливе гидроциклонов (рисунок 2, г).

При увеличении содержания твёрдого в питании гидроциклонов повышается вязкость и плотность пульпы. Это приводит к снижению эффективности разделения по крупности (уменьшается содержание класса минус 71 мкм в сливе) и к повышению нагрузки на песковую насадку (увеличивается выход слива).

Следует отметить, что при увеличении плотности исходной пульпы (содержания твёрдого) несколько снижается давление на входе в гидроциклон, что также приводит к получению более крупного слива при большем его выходе.

На рисунке 2 приведены сепарационные характеристики гидроциклонов. При увеличении содержания твёрдого в питании гидроциклонов второй стадии измельчения повышается извлечение всех классов крупности в слив, особенно для схемы № 4 со средним содержанием твёрдого в питании 60,07 %. При такой высокой плотности пульпы в слив извлекается небольшое (4,92 %) количество частиц крупностью $-1,6+0,56$ мм.

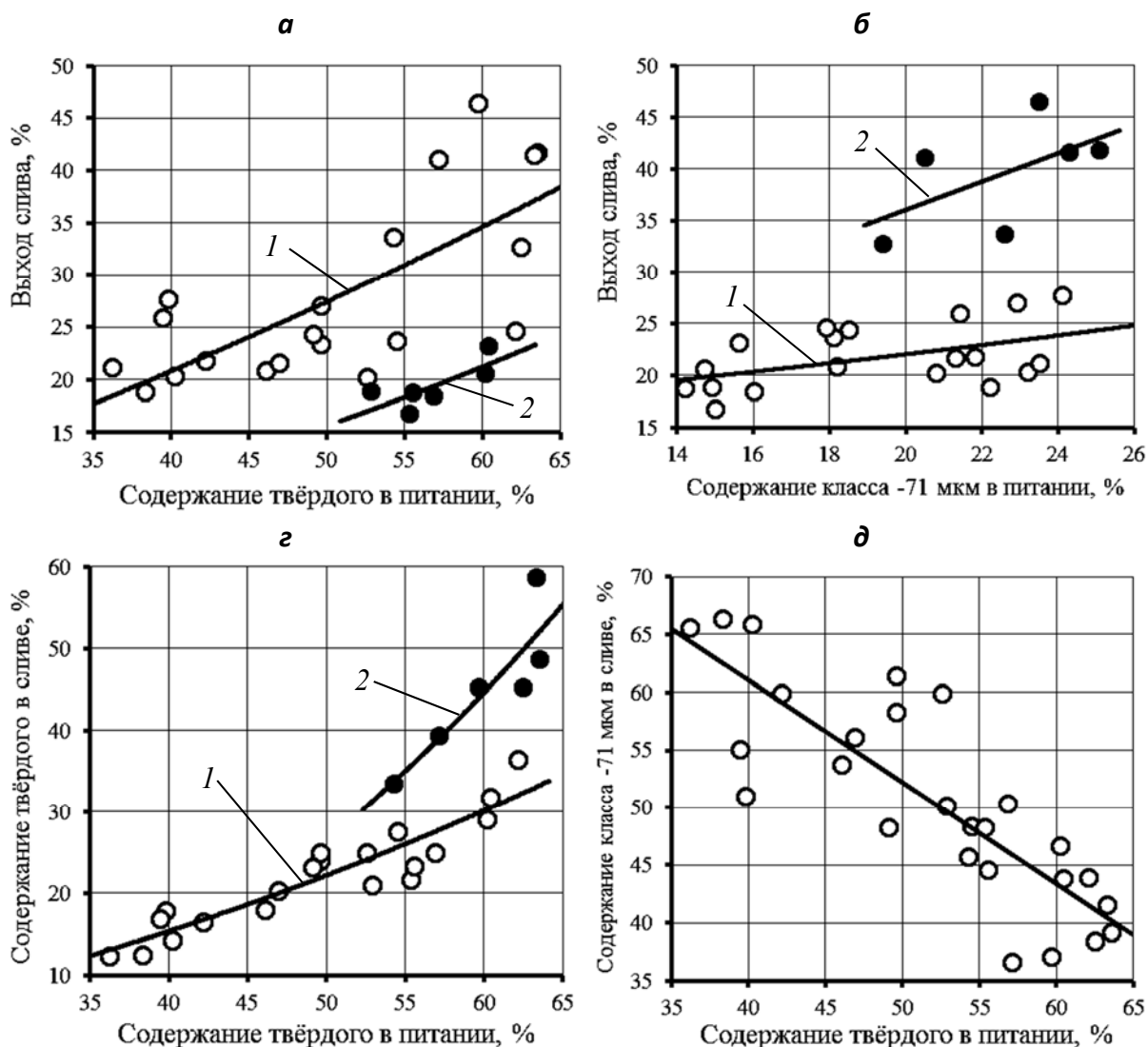


Рисунок 1 – Закономерности процесса классификации в гидроциклонах ГЦ-710:
а – зависимость выхода слива от содержания твёрдого в питании: *1* – схемы № 1, 2, 4; *2* – схема № 3; *б* – зависимость выхода слива от содержания класса –71 мкм в питании: *1* – схемы № 1–3; *2* – схема № 4; *в* – зависимость содержания твёрдого в сливе от содержания твёрдого в питании: *1* – схемы № 1–3; *2* – схема № 4; *д* – зависимость содержания класса –71 мкм в сливе от содержания твёрдого в питании

Повышение извлечения всех классов крупности в слив при увеличении плотности пульпы приводит к снижению крутизны сепарационных характеристик ($\text{tg } \alpha$) гидроциклонов второй стадии измельчения (рисунок 2, зависимости *1-3*). При этом эффективность классификации (E^{-71}) также снижается: 48,05; 45,32; 38,6 %, соответственно для схем № 1, 2 и 4.

В классифицирующем гидроциклоне происходит частичное разделение по плотности. Это особенно проявляется при классификации измельчённых магнетитовых и титаномагнетитовых руд, рудные и породные минералы которых имеют значительные различия в плотности и измельчаемости.

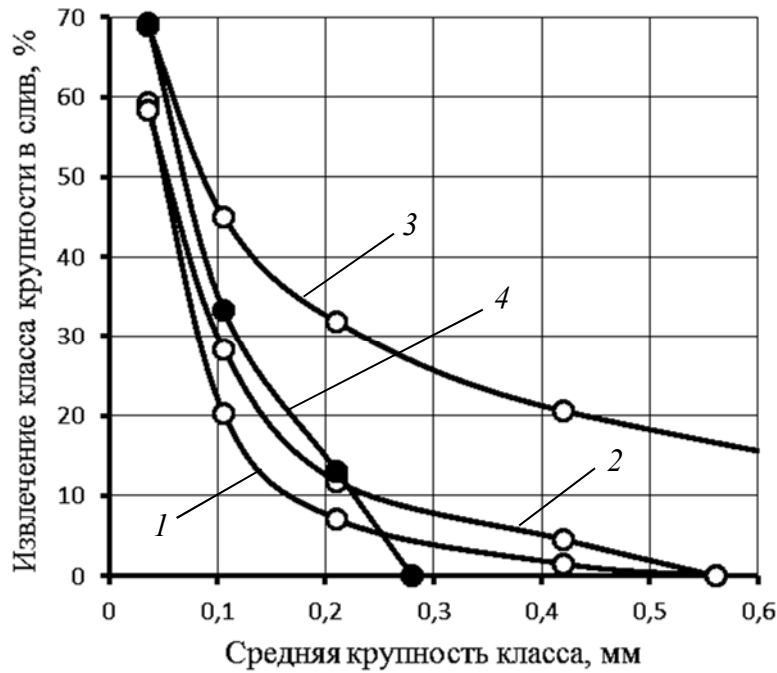


Рисунок 2 – Сепарационные характеристики гидроциклона ГЦ-710:
 1-3 – вторая стадия измельчения: 1 – схема № 1 ($\alpha_{ТВ}=38,80\%$); 2 – схема № 2 ($\alpha_{ТВ}=51,23\%$); 3 – схема № 4 ($\alpha_{ТВ}=60,07\%$); 4 – третья стадия измельчения (схема № 2, $\alpha_{ТВ}=38,86\%$)

При низком и стандартном содержании твердого в питании гидроциклонов содержание железа в песках выше, чем содержание железа в сливе. При повышенном содержании твердого в питании содержание железа в сливе, наоборот, больше содержания железа в песках (рисунок 3).

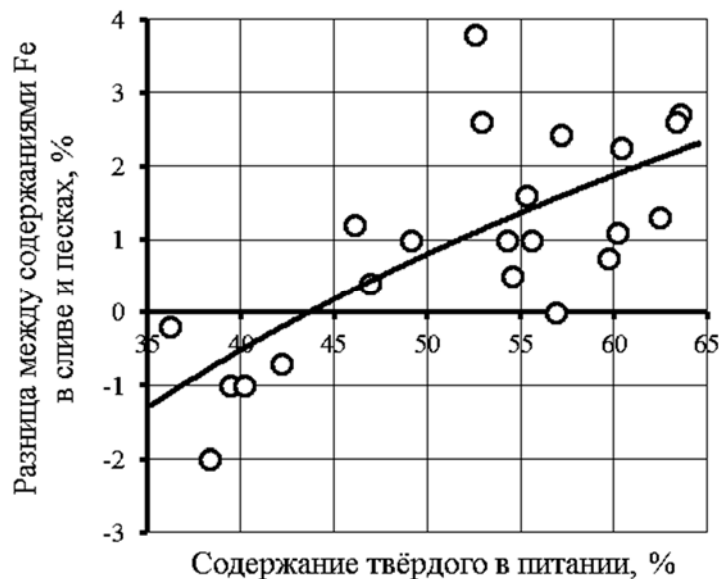


Рисунок 3 – Зависимость разницы между содержаниями железа в сливе и песках от содержания твёрдого в питании гидроциклонов

При снижении содержания твёрдого в питании гидроциклонов уменьшается вязкость и плотность пульпы, что приводит к повышению эффективности процесса разделения по крупности (содержание класса -71 мкм в сливе увеличивается, рис. 1, д). Но, с другой стороны, это приводит и к повышению эффективности процесса разделения по плотности (содержание Fe в песках увеличивается). Поэтому мелкие раскрытые частицы титаномагнетита, которые должны перейти в слив гидроциклона (в готовый продукт стадии измельчения), частично переходят в пески гидроциклона за счёт более высокой плотности по сравнению с породными минералами. Пески гидроциклона поступают в мельницу, что приводит к переизмельчению раскрытых зёрен титаномагнетита и к повышению потерь титаномагнетита в последующих операциях мокрой магнитной сепарации.

Для снижения переизмельчения титаномагнетита в замкнутом цикле измельчения вместо гидроциклонов применяют грохоты, в которых разделение осуществляется только по крупности [4, 5]. Также используются технологии со стадийным выделением концентрата, позволяющие выделить из питания замкнутого цикла измельчения часть раскрытых зёрен титаномагнетита [6, 7].

Если содержание железа в сливе может быть выше, чем в песках, то содержание железа в каждом классе крупности песков всегда больше содержания железа в аналогичных классах слива (таблица 1). Эта закономерность подтверждает, что в гидроциклоне всегда присутствует частичное разделение по плотности.

Таблица 1 – Фракционные составы слива и песков гидроциклонов ГЦ-710, применяемых во второй стадии измельчения на секциях по производству концентрата для окомкования (данные 2007-2008 г.)

Класс крупности, мм	Выход класса, %	Содержание Fe, %	Распределение Fe, %	Извлечение класса в продукте, %
Слив ГЦ-710, выход слива 30,4 %				
+0,28	0,3	15,6	0,1	1,1
-0,28+0,14	5,8	22,4	2,5	8,7
-0,14+0,071	24,8	45,2	21,8	21,3
-0,071+0	69,1	56,2	75,6	60,4
Всего	100,0	51,4	100,0	–
Пески ГЦ-710, выход песков 69,6 %				
+0,56	2,3	24,5	1,0	100,0
-0,56+0,28	11,4	37,6	7,9	98,9
-0,28+0,14	26,5	48,6	23,8	91,3
-0,14+0,071	40,0	60,2	44,5	78,7
-0,071+0	19,8	62,4	22,8	39,6
Всего	100,0	54,2	100,0	–

Список литературы

1. Поваров А. Н. Гидроциклоны на обогатительных фабриках. М.: Недра, 1978. 232 с.
2. Шохин В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения. М.: Недра, 1993. 350 с.
3. Пивняк Г. Г., Вайсберг Л. А., Кириченко В. И., Пилов П. И., Кириченко В. В. Измельчение. Энергетика и технология. М.: Руда и Металлы, 2007. 296 с.
4. Вайсберг Л. А., Коровников А. Н. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности // Обогащение руд. 2004. № 3. С. 23–34.
5. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Испытания двухстадиальной схемы измельчения титаномагнетитовой руды // Обогащение руд. 2018. № 2. С. 13–18.
6. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадиальное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10–15.
7. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–18.

УДК 622.7:622.361.3

СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕВОШПАТОВОГО СЫРЬЯ

Газалеева Г. И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н., Назаренко Л. Н.
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Полевой шпат является распространенным минералом земной коры и занимает около 50 % ее состава [1]. В промышленности переработки нерудного минерального сырья он занимает одно из ведущих мест. Полевой шпат применяется в стекольной, строительной, фарфорофаянсовой, литейной, электротехнической, абразивной, электродной и других отраслях промышленности. Долгое время для данных отраслей полевой шпат добывался без обогащения, так как разрабатывались месторождения без примесей, которые в настоящее время отработаны.

Обогащение полевых шпатов [2] отличается специфическими особенностями как с точки зрения технологии, так и по аппаратурному оформлению, причем каждая отрасль промышленности предъявляет свои специфические требования к качеству полевого шпата. Источниками получения полевого шпата служат несколько генетических типов пород, для обогащения каждой из которых существует своя технология обогащения. Основные генетические типы полевошпатовых пород – это пегматиты, граниты, измененные пегматиты и граниты, полевошпатовые пески и нефелиновые сиениты. Технологические схемы обогащения полевых шпатов предусматривают дробление и мокрое измельчение, а также различные сочетания операций гравитационного, флотационного и магнитного обогащения.

Основной вредной примесью в полевошпатовых материалах является железо. Другой нежелательной примесью является кварц.

Наиболее распространено получение полевошпатовых концентратов из пегматитов.

К современным тенденциям в процессах обогащения полевого шпата можно отнести следующие:

- замену гидроциклонов на мокрые поличастотные грохоты тонкого грохочения в операциях обесшламливания перед флотацией;
- применение высокоградиентной мокрой (ВГММС) и сухой магнитной сепарации для удаления железосодержащих примесей в различных операциях;
- корректировка реагентных режимов темноцветной, слюдяной и полевошпатовой флотации;
- использование безотходной технологии.

Замена гидроциклонов на мокрые поличастотные грохоты. В ОАО «Уралмеханобр» были проведены исследования по разработке технологической схемы обогащения полевошпатовой руды месторождения «Кедровое». Эта технология предназначена для переработки пегматитов. На основании результатов проведенных исследований [3] рекомендуется предусмотреть замену операции основного и контрольного обесшламливания перед темноцветной флотацией в гидроциклонах типа ГЦП-360/20 и ГЦП-250/10 на поличастотные грохоты тонкого грохочения типа Derrick с использованием сит с размером ячейки 44 мкм. На обогатительной фабрике ОАО «Вишневогорский ГОК» эти грохоты уже показали высокую эффективность.

На рисунке 1 представлена предлагаемая схема с грохотом Derrick.

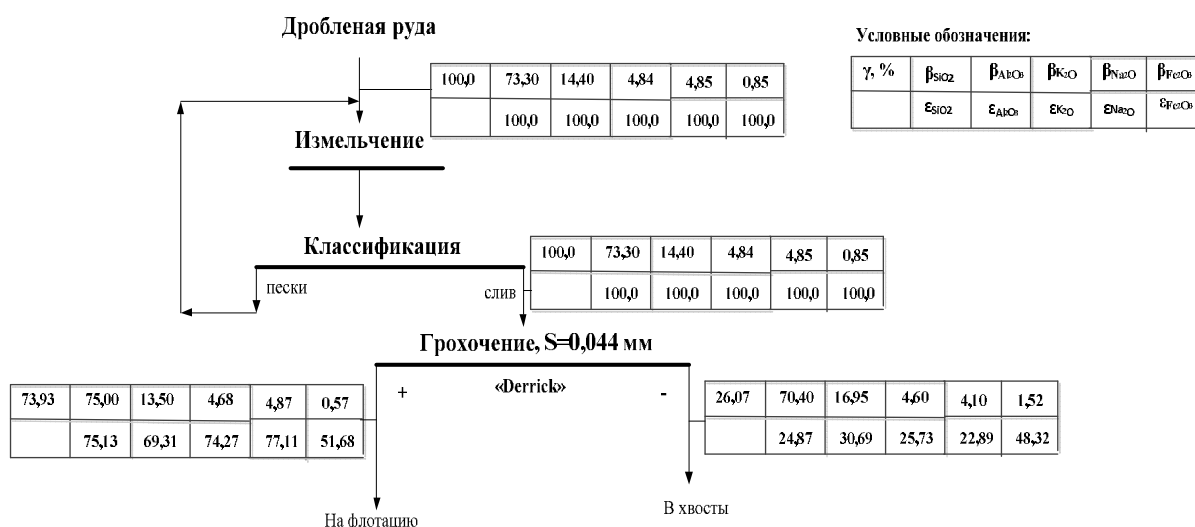


Рисунок 1 – Технологическая схема обесшламливания с грохотом Derrick

Преимуществом схемы с использованием тонкого грохочения для месторождения Кедровое является получение в полном объеме полевошпатового концентрата высшей марки ПШС-0,10-17 без использования сухой электромагнитной сепарации. При этом выход полевошпатового концентрата по предлагаемой схеме меньше фабричного и составляет 38,69 % против 43,29 %. Извлечение полевого шпата в концентрат также ниже фабричного и составляет 60,25 %. Это происходит за счет увеличения выхода тонкого подрешётного продукта (шлама) с 13,25 % до 26,07 %. Преимуществом данной схемы является возможность снижения расхода реагентов и общее увеличение стоимости товарной продукции за счет повышения ее качества. Для установки в схему предлагается по два грохота типа Derrick Stack Sizer модели 2SG48-60W-5STK (пятидечный) на каждую секцию с установкой полиуретановых сит с прямоугольной ячейкой 44×100 мкм.

Применение высокоградиентной мокрой и сухой магнитной сепарации. На обогатительной фабрике АО «Малышевское рудоуправление» после сушки установлены сухие электромагнитные сепараторы типа ЭВС, которые снижают содержание Fe_2O_3 в конечном полевошпатовом концентрате всего на 0,07 %.

В 2019 году в ОАО «Уралмеханобр» были проведены исследования по изучению возможности применения высокоградиентной мокрой магнитной сепарации взамен темноцветной флотации применительно к обогатительной фабрике АО «Малышевское рудоуправление». Исследования проводились на полупромышленном высокоградиентном мокром магнитном сепараторе типа «LONGI» LGS-EX» при напряженности магнитного поля 18000 Э. Для испытаний по магнитной сепарации в «LONGI» LGS-EX» продукт прошел предварительную подготовку:

- 1) обесшламливание на сите по классу 40 мкм;
- 2) мокрую магнитную сепарацию ММС обесшламленного продукта крупностью более 40 мкм в барабанном магнитном сепараторе ПБМ-П 400×150 в слабом магнитном поле.

Схема испытаний по магнитной сепарации в «LONGI» LGS-EX приведена на рисунке 2. Магнитная сепарация проведена с перечисткой промежуточного продукта. Распределение полевого шпата в хвостах обогащения приведено в таблице 1.

Исследования показали, что в результате проведения ВГММС по предлагаемой схеме извлечение полевого шпата в хвосты минимально. Основная масса хвостов схемы с ВГММС – это слив обесшламливания. Сравнительные результаты испытаний двух методов обогащения – магнитного и флотационного для полевошпатового сырья месторождения Кедровое приведены в таблице 2. Данные табл. 2 показывают перспективность применения ВГММС вместо темноцветной флотации.

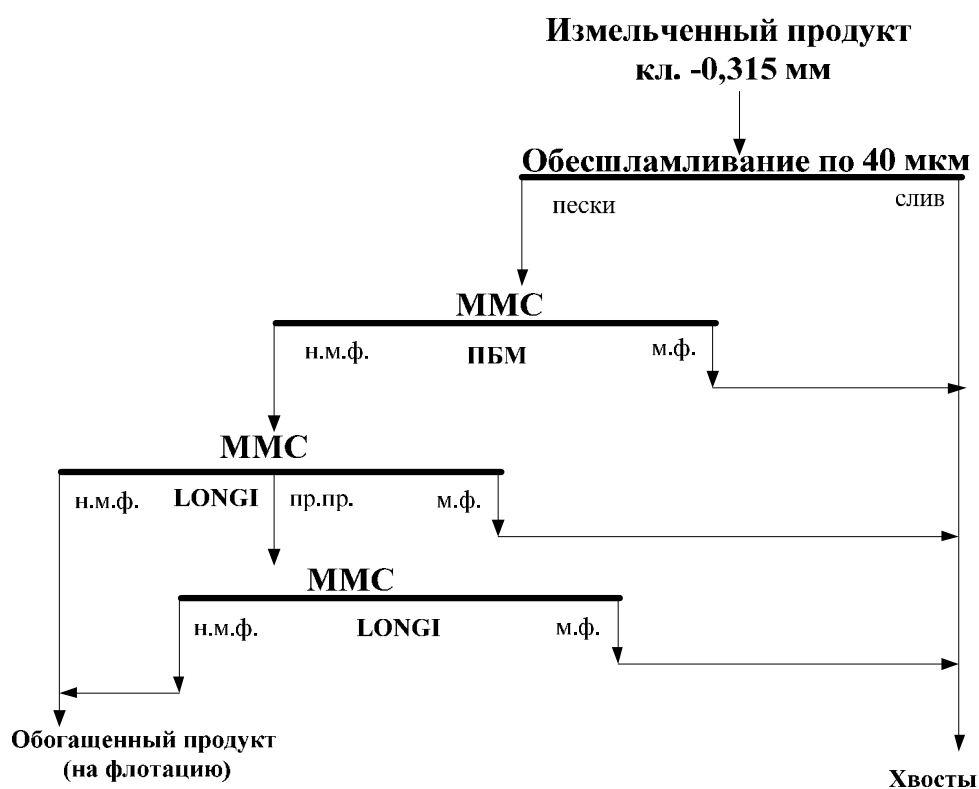


Рисунок 2 – Схема испытаний магнитной сепарации в сепараторе «Longi»

Таблица 1 – Распределение полевого шпата в хвостах обогащения

Продукт	Выход, %	Массовая доля Fe ₂ O ₃ , %	Извлечение Fe ₂ O ₃ , %	Массовая доля полевого шпата, %	Извлечение полевого шпата, %
Слив частиц –40 мкм	26,07	1,52	47,95	60,0	25,85
Магнитная фракция после MMC в слабом поле	0,03	58,61	2,13	23,0	0,01
Магнитная фракция 1 после MMC в сильном поле	1,33	4,69	7,57	19,0	0,42
Магнитная фракция 2 после MMC в сильном поле	0,19	18,50	4,27	24,0	0,07
Итого хвосты:	27,62	1,85	61,92	57,74	26,35

Оптимальный реагентный режим. Одним из важных показателей флотации является рН пульпы. Для флотационного обогащения полевых шпатов этот показатель особенно важен в слюдяной флотации. Причиной этого является переход в данной операции с щелочной в кислую среду. Исследования показали, что для слюдяной флотации на ОФ АО «МРУ» наиболее чистый камерный продукт по массовой доле железа – 0,17 %, при минимальном извлечении 41,77 % получен при рН 2,7 и расходе Флона-2 – катионного собирателя – 180 г/т, рисунок 3.

Безотходная технология. Переработка пегматитов, содержащих слюду и кварц, предполагает получение трех видов концентратов. В таблице 3 приведен баланс продуктов обогащения ОФ АО «МРУ» при переработке пегматитов месторождения Кедровое.

Таблица 2 – Результаты сравнения магнитного и флотационного методов обогащения

Продукт	Выход, %	Массовая доля Fe ₂ O ₃ , %	Извлечение Fe ₂ O ₃ , %
Магнитная схема			
Исходный продукт	100,00	0,82	100,00
Обогащенный продукт (немагнитные фракции)	72,38	0,43	38,08
Общие хвосты (слив и магнитные фракции)	27,62	1,85	61,92
Флотационная схема			
Исходный продукт	100,00	0,82	100,00
Обогащенный продукт (камерный)	69,86	0,37	31,52
Общие хвосты (слив и пенный продукт)	30,14	1,86	68,48

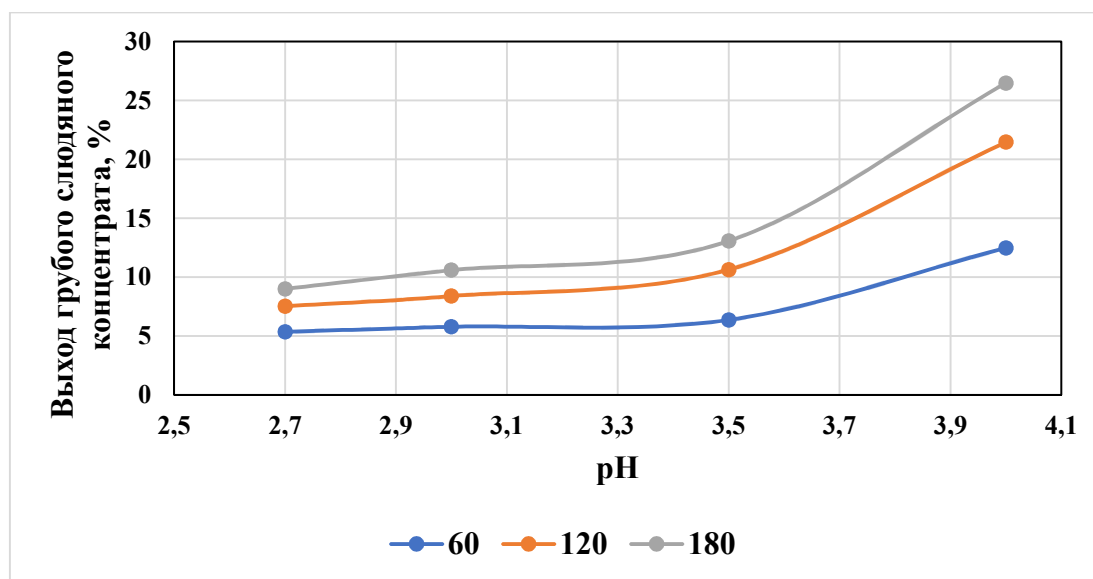


Рисунок 3 – Зависимость выхода грубого слюдяного концентрата от pH пульпы при различных значениях расхода собирателя Флон-2

Данные таблицы показывают, что общий выход хвостов обогащения составляет 26,3 %. Выход 73,7 % – это полевошпатовые, кварцевый и слюдяной концентраты. Исходя из этого, технология практически является безотходной. Для увеличения комплексности использования сырья возможно доизвлекать слюду методом ВГММС и тонкого грохочения.

Таблица 3 – Баланс продуктов обогащения по схеме

Наименование продуктов	Выход, %	Q, т/ч	Массовая доля, %					Извлечение, %				
			SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	Al ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	Fe ₂ O ₃
Суммарные хвосты	26,30	31,89	63,88	18,40	6,74	6,08	2,57	22,92	33,61	36,61	32,95	79,38
Слюдяной концентрат	1,88	2,28	45,40	31,59	9,48	1,98	4,05	1,16	4,12	3,68	0,77	8,96
Кварцевый концентрат	28,53	34,61	95,58	2,04	0,43	0,74	0,12	37,20	4,05	2,53	4,35	4,02
Полевошпатовый концентрат 1	17,28	20,96	65,13	19,43	6,56	6,85	0,09	15,35	23,31	23,42	24,41	1,83
Полевошпатовый концентрат 2	26,01	31,55	65,84	19,32	6,28	7,00	0,19	23,36	34,90	33,75	37,52	5,81
ИТОГО	100,00	121,30	73,30	14,40	4,84	4,85	0,85	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Список литературы

1. Эйгелес М. А. Обогащение неметаллических полезных ископаемых/ М: Промстройиздат. 1952. с 563.
2. Справочник по обогащению руд, том 2, Основные и вспомогательные процессы, под. Ред. О. С. Богданова, М: «Недра». 1974. С. 451.
3. Ревнивцев В. И. Обогащение полевых шпатов и кварца/ Ревнивцев В. И., М: Недра, 1970, с. 128.

УДК 622.7

ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РЕНТГЕНОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ЗАБАЛАНСОВОЙ РУДЫ ОЗЕРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Цыпин Е. Ф.¹, Зиятдинов С. В.², Ефремова Т. А.², Попова. Е. В.¹, Кургузова А. С.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

г. Екатеринбург, Россия

²ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

На фоне наблюдаемых в последние годы снижения качества вовлекаемых в переработку руд и роста цен на энергоресурсы требуется изменение подходов к организации горно-обогатительного производства. Снижения негативного воздействия этих факторов можно ожидать от расширения использования стадийных принципов построения технологических схем обогащения и переноса ряда обогатительных операций в стадии рудоподготовки. Значительная роль при создании новых технологий отводится информационным методам обогащения. Их специфика обуславливает дополни-

тельные возможности в распространении новых принципов построения технологий обогащения на различные виды руд, повышение технологической эффективности обогащения, снижение затрат на производство в целом и уменьшение негативного воздействия на окружающую среду при складировании отходов. [1].

Предварительное обогащение с использованием рентгенорадиометрической сепарации может быть использовано для таких целей, как вовлечение в переработку запасов бедных и забалансовых руд, повышение качества добываемых руд, снижение удельных затрат на транспортировку и обогащение руды, общей себестоимости продукции, уменьшение объемов складирования хвостов в хвостохранилища, снижение затрат и объемов капитального строительства обогатительных фабрик, и др.

Для исследования возможности вовлечения в переработку забалансовых руд, путем повышения массовой доли полезного компонента в питании флотации, была изучена забалансовая цинковая руда Озерного месторождения.

Исследования по изучению обогатимости забалансовой руды Озерного месторождения с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации и последующей флотации выполнялись и ранее [2], однако, в указанной работе не рассматривались результаты флотации отдельных фракций, выделяемых рентгенофлуоресцентной сепарацией.

Проба забалансовой руды крупностью –30+20 мм была расфракционирована на рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ1-100Л, а далее каждая фракция измельчалась и флотировалась.

В ходе исследования с самого бедного и самого богатого кусков были сняты рентгеновские спектры. Примеры спектров приведены на рисунке 1.

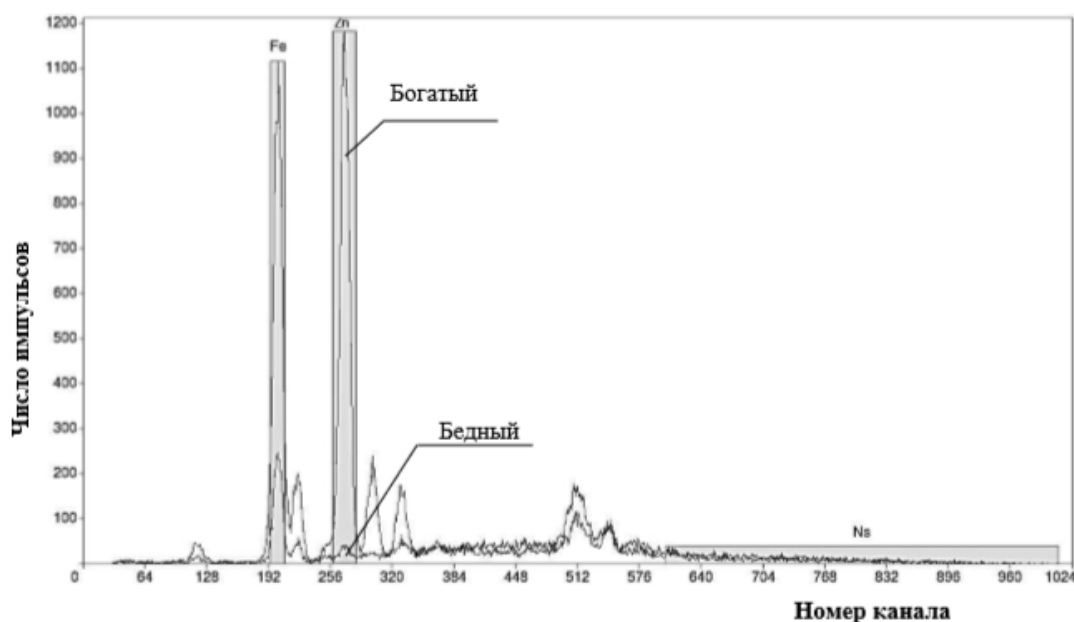


Рисунок 1 – Рентгеновские спектры богатого и бедного куска

В качестве аналитического параметра (параметра разделения) принято спектральное отношение числа импульсов в энергетической области цинка к числу импульсов в области рассеянного излучения. Для расчета аналитического параметра использовалась следующая формула.

$$H_{Zn} = \frac{N_{Zn}}{N_S}, \quad (1)$$

где H_{Zn} – аналитический параметр;

N_{Zn} – спектральное отношение числа импульсов в спектральной области характеристического рентгеновского излучения цинка;

N_S – число импульсов в области рассеянного рентгеновского излучения.

С каждого куска исследуемой пробы были сняты рентгеновские спектры рассчитаны значения аналитического параметра. Далее куски выстроены в порядке возрастания аналитического параметра. Выполнение виртуального фракционирования проведено по границам аналитического параметра, равного 0,14, 0,17, 0,33, 0,5 отн. ед.

Затем при выбранных границах выполнено разделения руды на рентгенометрическом сепараторе, результаты приведены в таблице 1.

К хвостам РРС можно отнести фракции <0,14 отн. ед. и 0,14-0,17 отн. ед., что прямо подтверждается данными, полученными в результате разделения руды на рентгенометрическом сепараторе.

Перед обогащением флотационным методом было принято решение об объединении некоторых фракций, ввиду близких значений массовой доли цинка в них. Фракции для проведения флотации представлены в таблице 2. Результаты флотационного обогащения сведены в таблицу 3. Построена зависимость извлечения в концентрат от массовой доли в исходном питании флотации (рисунок 2).

Таблица 1 – Результаты разделения руды на рентгенометрическом сепараторе

Фракция, отн. ед.	Элементарные фракции, %			Накопленные фракции, %					
	выход	массовая доля цинка	извлече- ние цинка	по хвостам			по концентрату		
				выход	массовая доля цинка	извлече- ние цинка	выход	массовая доля цинка	извлечение цинка
<0,14	11,57	0,27	1,75	11,57	0,27	1,75	100,00	1,77	100,00
0,14-0,17	15,03	0,47	3,97	26,61	0,38	5,72	88,43	1,97	98,25
0,17-0,33	44,81	1,60	40,38	71,42	1,14	46,10	73,39	2,27	94,28
0,33-0,5	12,91	1,41	10,29	84,33	1,18	56,38	28,58	3,34	53,90
>0,5	15,67	4,93	43,62	100,00	1,77	100,00	15,67	4,93	43,62
Итого	100,00	1,77	100,00	–	–	–	–	–	–

Таблица 2 – Фракции для проведения флотации

Фракция, отн. ед.	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка, %
<0,14	11,57	0,27	1,75
0,14-0,17	15,03	0,47	3,97
0,17-0,5	57,73	1,55	50,67
>0,5	15,67	4,93	43,62
Итого	100	1,77	100,00

Таблица 3 – Сводная таблица результатов обогащения

Питание флотации	Продукты флотации	Выход, %	Массовая доля цинка, %	Извлечение цинка в концентрат, %	Извлечение цинка в концентрат при содержании цинка в концентрате		
					12%	15%	18%
Фракция < 0,14 отн. ед.	Концентрат	9,93	1,38	59,22	–	–	–
	Хвосты	90,07	0,11	40,78			
	Питание	100	0,23	100			
Фракция 0,14-0,17 отн. ед.	Концентрат	8,41	3,37	76,9	50	–	–
	Хвосты	91,59	0,09	23,1			
	Питание	100	0,37	100			
Фракция 0,17-0,5 отн. ед.	Концентрат	14,88	7,71	82,68	75	69	62
	Хвосты	85,12	0,28	17,32			
	Питание	100	1,39	100			
Фракция > 0,5 отн. ед.	Концентрат	31,5	12,69	97,41	97,41 (при $\beta=12,69\%$)	81,5	76,5
	Хвосты	68,5	0,16	2,59			
	Питание	100	4,1	100			
Исходная руда	Концентрат	14,88	8,89	86,58	82	78	74
	Хвосты	85,12	0,24	13,42			
	Питание	100	1,53	100			

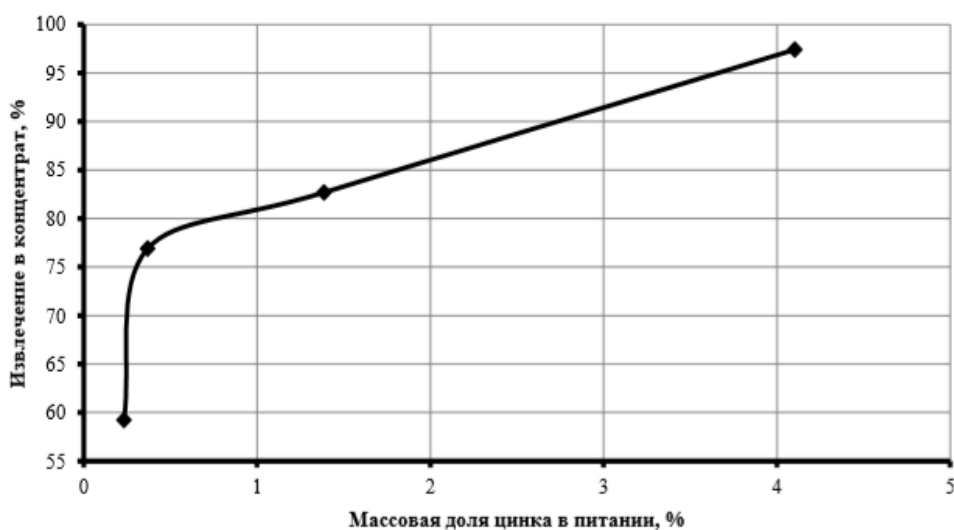


Рисунок 2 – Зависимость извлечения цинка в концентрат от массовой доли цинка в питании флотации

Зависимость, приведенная на рисунке 2, позволяет сделать следующие выводы:

– чем выше массовая доля цинка в питании флотации, тем лучше показатели массовой доли цинка во флотационном концентрате;

– до значения 1,2 % массовой доли цинка в питании наблюдается резкий скачок извлечения цинка в концентрат, далее же по кривой наблюдается монотонное наращивание извлечения.

Предварительная концентрация забалансовой цинковой руды Озерного месторождения способствует повышению содержания цинка в питании флотации с 1,77 % до 2,22 %, и увеличению извлечения цинка в одноименный концентрат с 84,5 % до 87,5 %.

При оценке сквозного извлечения цинка в цинковый концентрат стоит учитывать возможные потери цинка с хвостами РРС, однако необходимо заметить эффект экономии электроэнергии при дальнейшей рудоподготовке, транспортировке предварительно обогащенной руды. Также введение предварительной концентрации в процесс обогащения скажется на сокращении фронта флотации и снизит расходы на хранение мокрых отходов.

Список литературы

1. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научная монография /Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 303 с.

2. Цыпин Е. Ф., Попова Е. В., Ефремова Т. А. Влияние рентгенометрической сепарации на технологические показатели глубокого обогащения забалансовой цинковой руды // Известия вузов. Горный журнал. 2019. – С. 71-79.

УДК 622.765.4

СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ ФЕРРОСИЛИЦИЯ В ПРОЦЕССЕ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Двойченкова Г. П.^{1,2}, Морозов В. В.³, Тимофеев А. С.¹, Подкаменный Ю. А.^{1,2}

¹ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

²МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

³ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

В схемах первичной переработки алмазосодержащих кимберлитов на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» и горнопромышленных предприятиях алмазодобывающих стран (Ботсвана, Канада, ЮАР, Ангола) для выделения алмазов в грубый концентрат применяют процесс тяжелосредной сепарации (ТСС), эффективность которого зависит от стабильности свойств ферросилиция, физико-химических свойств ферросилициевой суспензии и используемой технологической водной системы.

Современные секции тяжелосреднего обогащения на алмазодобывающих предприятиях комплектуются модульными установками, для которых ферросилиций закупается за рубежом по достаточно высокой цене. В связи с этим потери вследствие окисления и разрушения применяемого дорогостоящего утяжелителя, возникающие в технологическом процессе обогащения, приводят к удорожанию себестоимости извлекаемых алмазов.

По данным ряда исследований технологические потери ферросилиция составляют от 100 до 750 г/т, в том числе с продуктами обогащения 30-600 г/т, с хвостами регенерации 40-80 г/т; механические – 30-40 г/т. При этом установлено, что основными факторами, обуславливающими потери ферросилиция, являются:

- качество оборотной воды (примеси, температура, кислотно-основные свойства (рН), окислительно-восстановительный потенциал водной фазы (ОВП), ионный состав воды и концентрация растворенного в ней кислорода;

- вещественный состав перерабатываемого алмазосодержащего сырья;

- механические воздействия на утяжелитель при контакте частиц ферросилиция с насосным оборудованием при перемешивании;

- контакт ферросилиция с воздухом в процессах грохочения продуктов ТСС и перемешивания суспензии на время остановки оборудования ТСС;

- потери в цикле отмывки ферросилициевой суспензии от продуктов тяжелосреднего гидроциклона;

- потери с немагнитной фракцией магнитного сепаратора в цикле регенерации ферросилициевой суспензии.

Методом рентгеноспектрального микроанализа (РСМА) с использованием сканирующего электронного микроскопа TESCAN MIRA 3 LMU в лаборатории НИГП АК «АЛРОСА» с целью выявления причин окисления гранулированного ферросилиция в технологическом процессе изучена поверхность исходных и окисленных зерен проб, отобранных из процесса тяжелосредней сепарации ОФ № 3 Мирнинского ГОКа.

По данным элементного состава исследуемых образцов установлено, что поверхность зерен исходного ферросилиция до поступления в процесс ТСС характеризуется в основном содержанием оксида железа и кремния. Результаты спектральных исследований показали, что исходный ферросилиций (рисунок 1) имеет однородную текстуру от центра к его периферии, что указывает на отсутствие структур распада твердых растворов.

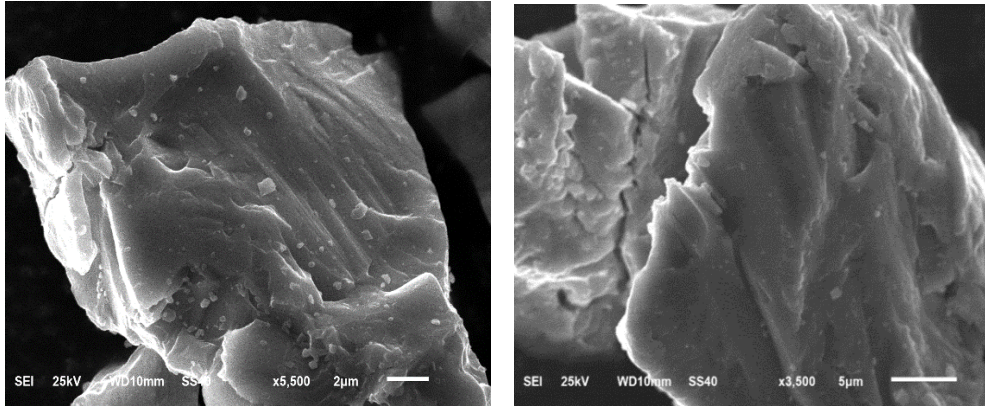


Рисунок 1 – Электронные изображения частиц исходного ферросилиция

Оксисленный ферросилиций из хвостов магнитной сепарации (рисунок 2) в приповерхностной части имеет повышенное содержание кислорода и пониженное – кремния. Данный факт указывает на первоочередное разрушение защитной пленки кремния, с обнажением пористой структуры железа, что ускоряет последующие процессы коррозии. Глубина наблюдаемых явлений в исследуемых условиях составляла до 1 мкм.

На основе анализа полученных данных о скорости окисления исследуемых проб ферросилиция в оборотных водах обогатительных фабрик АК «АЛРОСА», отличающихся составом и величиной минерализации, были определены типы ионов, концентрация которых оказывает наиболее существенное влияние на интенсивность процессов окисления ферросилиция. Критерием оценки выбран парный коэффициент корреляции.

Таким образом, анализом совокупности полученных данных установлено, что скорость окисления ферросилиция в наибольшей степени зависит от концентрации хлорид-ионов в исследуемых водных системах, увеличение концентрации которых в оборотных водах приводит к ухудшению сохранности и технологических свойств ферросилициевой суспензии в процессах тяжелосредной сепарации.

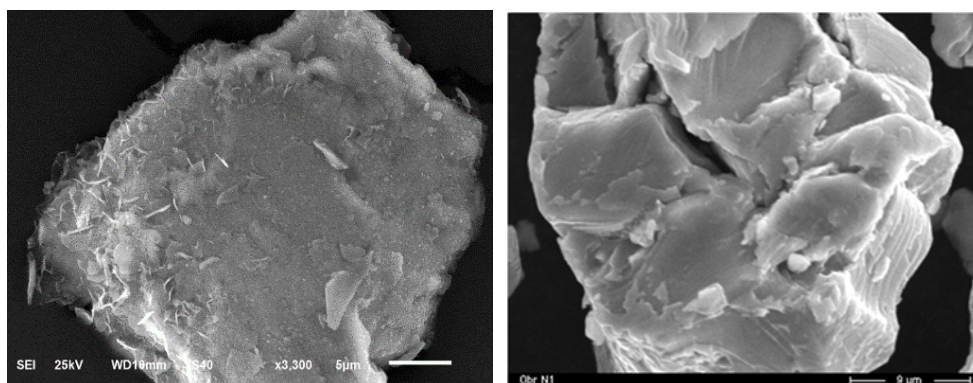


Рисунок 2 – Электронные изображения частиц окисленного ферросилиция

В соответствии с изложенным перспективным путем решения поставленной задачи является разработка методов снижения интенсивности процессов окисления ферросилициевых суспензий с целью уменьшения потерь ферросилиция в технологии ТСС.

Результатами экспериментальных исследований установлена эффективность модифицирования свойств водной системы процесса тяжелосредной сепарации путем применения среды с восстановительными свойствами и относительно небольшой ионной силой, что обуславливает смещение окислительных процессов на поверхности гранул ферросилиция в сторону образования пленок магнетита. Сравнительный анализ лабораторных и стендовых исследований позволил рекомендовать к использованию в процессе ТСС алмазосодержащего сырья водной среды с восстановительными свойствами полученной электролизом оборотной воды в аппарате диафрагменного типа (католита).

Однако, данный способ стабилизации технологических свойств ферросилиция не нашел широкого применения в практике тяжелосредного обогащения алмазосодержащих руд по экономическим аспектам, обусловленным большим объемом высокоминерализованной оборотной воды, циркулирующей в процессе тяжелосредной сепарации.

В качестве альтернативного предложен и апробирован второй метод снижения потерь ферросилиция в процессе тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала, основанный на исключении контакта гранул ферросилиция с кислородом воздуха, используемым в цикле приготовления, хранения и перемешивания ферросилициевой суспензии.

Полученными результатами установлено, что использование газообразного азота в качестве перемешивающего агента ферросилициевой суспензии обуславливает следующие положительные эффекты:

- постоянная подача инертного газа азота при перемешивании ферросилициевой суспензии в течение 7 суток приводит к снижению концентрации растворенного в воде кислорода с 5,4 до 0,9 мг/л;
- снижение скорости окисления ферросилиция подтверждается увеличением выхода магнитной фракции при регенерации на магнитном сепараторе от 64,2 Ам²/кг (в условиях перемешивания с воздухом) до 80,5 Ам²/кг (в условиях перемешивания с использованием газообразного азота);
- снижение содержания шламовых не магнитных частиц с 4,0 % (в условиях перемешивания с воздухом) до 1,26 % (в условиях перемешивания с использованием газообразного азота).

Таким образом, результатами выполненного комплекса исследований были установлены преимущества применения инертного газа азота для использования вместо воздуха в цикле приготовления, перемешивания и хранения ферросилициевой суспензии, обусловленные снижением скорости коррозии при максимальном сохранении магнитных свойств ферросилициевых гранул (рисунок 3).

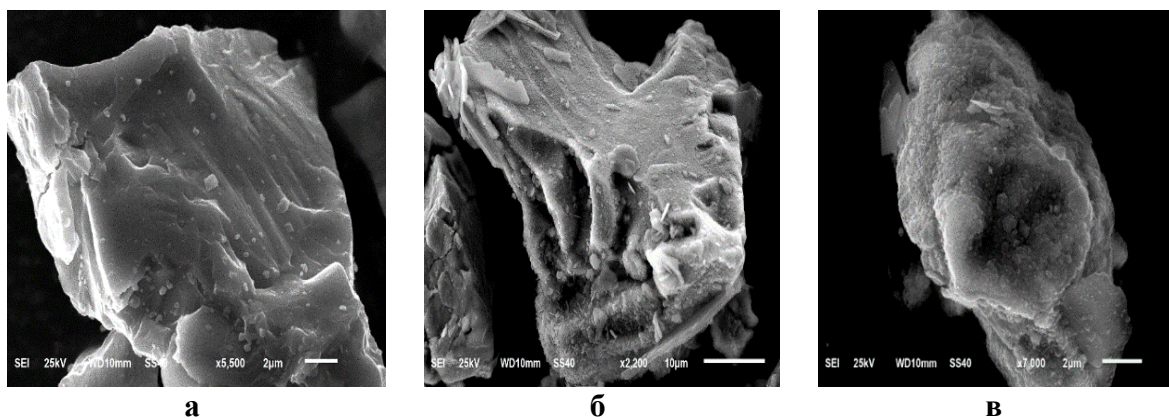


Рисунок 3 – Изображения зерен ферросилиция в исследуемых условиях:
 а – исходный образец, б, в – зерна, извлеченные из ферросилициевых суспензий, полученных при перемешивании воздухом (б) и азотом (в) в течение 7 суток

Однако, разработанный способ может быть использован только локально – в пердеде приготовления и хранения ферросилициевой суспензии, и не исключает процессов окисления и разрушения ферросилиция в технологическом процессе.

Вышеизложенные факты делают актуальной задачу повышения технологических свойств ферросилиция за счет разработки нового инновационного направления стабилизации и упрочнения антикоррозионных свойств поверхности ферросилициевых гранул методом их азотирования, что позволит создать новый вид ферросилиция, обладающего устойчивыми свойствами к окислению и более стабильными качественными характеристиками

Выполнен комплекс экспериментальных работ с целью определения возможности применения технологии азотирования и выбора оптимального состава ферросилиция. Эксперименты проведены с соблюдением соотношения (5-25 %) массовых долей кремния в ферросилиции.

Схема исследования сплавов ферросилиция с различным содержанием основных компонентов включала выплавку проб, их размерную обработку, насыщение азотом (азотирование) и серию физических и физико-химических исследований. (Эксперименты выполнены с участием Ковальчука О. Е.)

Для исследований были использованы 14 образцов с различным содержанием кремния. в качестве коррозионной среды была использована технологическая вода обогатительных фабрик № 3 МГОКа. Измерения проводились двумя электрохимическими методами: анодных кривых в бескислородной среде и Тафелевских прямых в обычных условиях при равновесной концентрации кислорода с использованием потенциостата-гальваностат Р40-Х с трехэлектродной ячейкой.

При анализе результатов установлено, что скорость коррозии азотированного ферросилиция с содержанием кремния 6, 9, 12, 15 % в оборотной

воде снижается в 10, 9, 8, 11 раза, соответственно, т.е. азотированный ферросилиций показал большую устойчивость к окислению (рисунок 4).

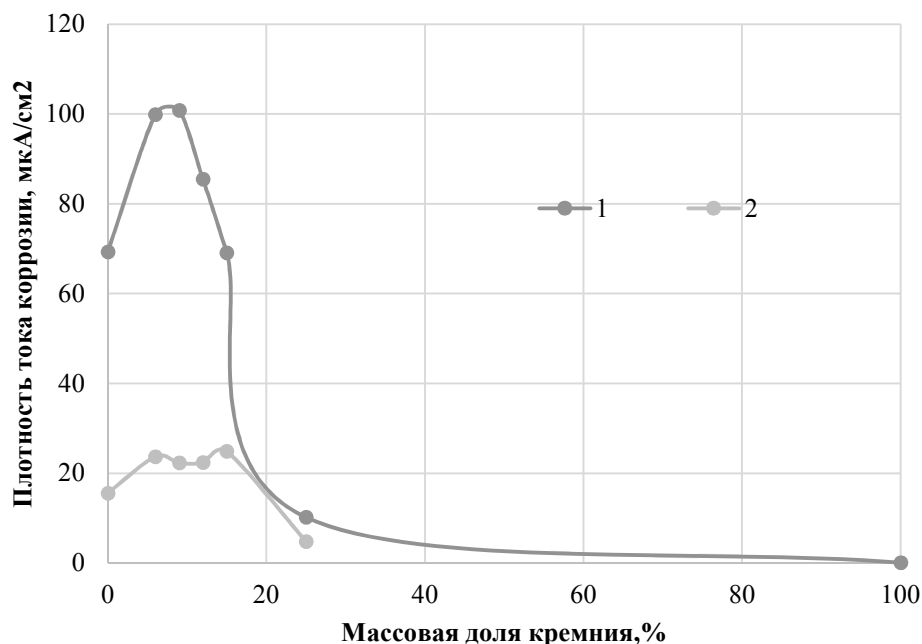


Рисунок 4 – Зависимости плотности тока коррозии от массовой доли кремния в гранулах ферросилиция:
1 – без обработки; 2 – после азотирования

Таким образом, в результате проведенных исследований показано, что ферросилиций различного состава улучшает механические и коррозионные свойства в результате азотирования, что позволяет рекомендовать данный метод как основной к дальнейшим исследованиям и промышленному освоению.

УДК 622.7

МОДЕЛИ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Ефремова Т. А.¹, Цыпин Е. Ф.², Овчинникова Т. Ю.², Елизаров Д. Б.³

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия;

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия;

³ФГБОУ ВО «Уральский государственный экономический университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Рентгенофлуоресцентная сепарация относится к методам, использующим поверхностные признаки разделения. Это требует соблюдения определенных технологических приемов подготовки сырья к разделению, в частности разделения исходного материала на сортируемые классы. Различные

распределения кускового содержания минеральных фаз, характер минерализации разделяемых кусков, применяемая геометрия измерения рентгеновских характеристик кусков при сепарации, соотношения параметров гранулометрических характеристик материала и элементов измерительной системы влияют на эффективность сепарации при назначении границ сортируемых классов [1, 2]. Различные виды минерального сырья отличаются кусковым распределением содержаний компонентов при одинаковых границах сортируемых классов и поэтому могут иметь разные показатели разделения. Однако это обстоятельство не учитывается при разработке схем рудосортировочного комплекса.

Многообразие возможных сочетаний, которые потенциально могут встречаться при обогащении различных видов сырья, из-за отсутствия представительной коллекции проб различных видов минерального сырья не позволяет на основе натуральных экспериментальных исследований установить связи между характеристиками сепарируемого сырья и различными границами классов. Такую возможность дает метод имитационного моделирования с заданием самых разнообразных ситуаций и характеристик сырья.

Результатом имитационного моделирования может быть получение общих взаимосвязей характеристик сырья и требуемых границ сортируемых классов. В случае отнесения реального сырья к какому-либо типу из числа рассмотренных при моделировании могут быть осуществлены прогнозы технологических показателей разделения при различных границах сортируемых классов, выбрано требуемое число сортируемых классов и их границы. Такая информация должна использоваться при проектировании схем рудосортировочных комплексов.

Для получения общих представлений о связях характеристик сырья и требуемых границ крупности сортируемых классов были использованы различные имитационные модели со следующими допущениями:

1) Равномерное распределение минеральных фаз по объему и поверхности куска; статический режим.

2) Неравномерное распределение минеральных фаз по объему и поверхности куска; динамический режим; зерно ценного минерала представляет собой прямоугольный параллелепипед, одна грань которого квадратная и равна грани куска (имитация жилы) – одна из граней куска представлена ценным минералом.

3) Неравномерное распределение минеральных фаз по объему и поверхности куска; статический режим; несколько моделей расположения зерен ценного компонента в куске: а) восемь кубических зерен ценного компонента в углах куска; б) одно кубическое зерно ценного компонента в угле куска; в) зерно куска представляет собой прямоугольный параллелепипед – одна из граней куска представлена ценным минералом; г) зерно куска представляет собой прямоугольный параллелепипед с жилой – ценный минерал находится в центре куска.

В моделях приняты допущения о кубической форме всех кусков, постоянстве плотности минеральных фаз и различных распределениях минеральных фаз по объему и поверхности отдельных кусков: равномерное распределение минеральных фаз и неравномерное распределение. Параметр разделения частиц прямо пропорционально связан с массовой долей компонента в частицах.

Имитируется прохождение единичного куска через измерительную систему сепаратора (либо режим стабильного накопления информации), при допущении прохождения куска на постоянном расстоянии от рентгеновского блока (от коллиматора, детектора), характеристики куска и ориентация кусков в зоне измерения формируются с использованием генераторов случайных чисел для заданных покусковых распределений содержаний минеральных фаз, задается гранулометрическая характеристика сортируемого массива частиц, рассчитываются характеристики частицы (масса, объем, содержание компонента), сравнивается полученное расчетное значение параметра разделения куска с заданным граничным значением, принимается решение об отнесении куска в тот или иной продукт, при этом используется допущение об идеальном выделении куска в нужный продукт. Далее осуществляется расчет технологических показателей разделения по массам кусков и массам минеральных фаз, перешедших в конечные продукты. Расчёты выполняются для различных граничных значений параметра разделения. Далее устанавливаются интересующие связи технологических показателей с граничными значениями.

В моделях учтены зависимости характеристик рентгеновского излучения (число импульсов в спектральных характеристических областях элементов как от кусков, так и от фона) от соотношения размеров куска и коллиматора для каждого из компонентов, полученные на основе теоретического анализа и экспериментальных данных. Вид зависимости для статического режима, например, определяется по формуле:

$$N = N_i \cdot \frac{S_k}{L \cdot B} + N_{i\phi} \cdot \frac{L \cdot B - S_k}{L \cdot B}. \quad (1)$$

где N – накопленное число импульсов;

S_k – площади куска, попавшего в зону облучения коллиматора;

L и B – длина и ширина коллиматора;

N_i – число импульсов излучения в спектральной характеристической области i -го элемента от куска;

$N_{i\phi}$ – число импульсов излучения i -го элемента от фона.

По результатам моделирования сделаны следующие выводы:

1) Увеличение ширины сортируемого класса крупности приводит к уменьшению выхода хвостов при фиксированной заданной массовой доле элемента в хвостах, а также к увеличению потерь компонента с хвостами при фиксированном выходе хвостов. При этом, если нижняя граница разделяемого класса крупности намного меньше длины коллиматора, бедные

хвосты получить нельзя, по сравнению с нижней границей разделяемого класса крупности соразмерной с длиной коллиматора;

2) Нижняя граница разделяемого класса крупности должна составлять не менее половины длины коллиматора. Такая граница позволит уменьшить влияние размера куска на точность измерения содержаний элементов в куске;

3) Значение верхней границы разделяемого класса крупности будет зависеть от типа минерализации. При равномерном распределении верхняя граница разделяемого класса крупности будет обусловлена типоразмером сепаратора, его характеристиками. При неравномерной минерализации в зависимости от размера зерна и характера его распределения по поверхности куска предпочтительным вариантом является равенство максимально размера куска и длины коллиматора, поскольку при данном значении будет фиксироваться вся плоскость зерна;

4) Выявлены неблагоприятные варианты характера минерализации сортируемых кусков – случай с двухсторонней минерализацией – когда в зону измерения попадает только либо минерализованная ценными компонентами поверхность куска, либо поверхность куска представленная пустой породой, для которого характерно возникновение краевого эффекта в характеристиках связи $\gamma_x = f(v/\alpha)$ при изменении граничного значения признака разделения, приводящего к резкому снижению технологических показателей разделения.

Таким образом, по с помощью имитационного моделирования получены общие представления о связях характеристик сырья и требуемых границ сортируемых классов.

Список литературы

1. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 303 с.

2. Цыпин Е.Ф., Ефремова Т. А., Елизаров Д. Б., Овчинникова Т. Ю. Связь показателей рентгенорадиометрической сепарации с крупностью сортируемых классов // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2018. № 6. С. 77-84.

3. Ефремова Т. А., Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю. Обоснование параметров рентгенофлуоресцентной сепарации // В сборнике: Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы XX Международной научно-технической конференции. Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть». 2015. С. 182-186.

ОПТИМИЗАЦИЯ СОСТАВА КОМПАУНДНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ

Лезова С. П., Морозов В. В.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

При флотации алмазов в качестве собирателей используются различные нефтепродукты, включая мазут флотский и активированные нефтеэмульсии [1, 2]. При изучении флотационной активности композиционных собирателей актуальной задачей является выбор оптимального компонентного состава собирателя, обеспечивающего его максимальную собирательную способность.

Компаундные собиратели можно представить в виде композиции трех компонентов: 1 – лёгких дистиллятов, 2 – нефтяных масел, 3 – смол и асфальтенов.

Дистиллят легкий представляет собой прямогонную фракцию, состоящую в основном из смеси предельных углеводородов С₃–С₈. Нефтяные масла – жидкие смеси высококипящих (высокомолекулярных) углеводородов (температура кипения 300-600 °С), главным образом алкилнафтяных и алкилароматических.

Смолисто-асфальтеновые соединения содержат полициклоароматические углеводороды, наиболее склонные к межмолекулярным и коагуляционным контактам. Наличие этих компонентов обуславливает в наибольшей степени собирательные свойства нефтепродуктов. Смолисто-асфальтеновые соединения образуют с нефтепродуктами первых двух групп гомогенные и гетерогенные системы. Наилучшие результаты при флотации достигаются при растворении смолисто-асфальтеновых соединений в низкомолекулярных фракциях, предпочтительнее в легких дистиллятах.

Сопоставление компонентного состава органической фазы водонефтяных эмульсий и мазута флотского Ф-5 показало, что исследованные продукты существенно отличаются (таблица 1). Так водонефтяная эмульсия рудника «Удачный» ВНЭ-У содержит наибольшую долю смол и асфальтенов (45,8 %), что характеризует ее как «тяжелую», вязкую нефть. Водонефтяная эмульсия рудника «Интернациональный» ВНЭ-10 содержит существенно меньше смол и асфальтенов (26,8 %) что характеризует ее как среднюю нефть. Мазут флотский Ф-5, поставляемый на обогатительные фабрики АК «АЛРОСА», представляет собой разбавленную дизельным топливом (на 35-40 %) мазутную фракцию М40. Массовая доля смол и асфальтенов в мазуте флотском Ф-5 невелика и составляет 17-21 %.

Таблица 1 – Групповой компонентный состав органической фазы водонефтяной эмульсии рудника «Интернациональный» и «Удачный», мазута флотского Ф-5

Наименование нефтепродукта	Содержание, %			
	Легкие дистилляты	Нефтяные масла	Смолы и асфальтены	Итого
Водонефтяная эмульсия рудника «Интернациональный» ВНЭ-10	35,5	36,3	26,8	100,0
Водонефтяная эмульсия рудника «Удачный» ВНЭ-У	10,6	43,6	45,8	100,0
Дизельное топливо ДТ	83,4	16,5	0,1	100,0
Мазут М40	12,3	53,4	34,3	100,0
Компаундные собиратели				
Мазут флотский Ф5	40,7	38,6	20,6	100,0
ВНЭ-10 (50%) и Ф5 (50%)	38,1	37,5	23,7	100,0
ВНЭ-У (10%) и Ф5 (90%)	37,7	39,1	23,1	100,0
ВНЭ-10 (85%) и ДТ (15%)	42,7	33,3	22,8	100,0
ВНЭ-У (50%) и ДТ (50%)	47,0	30,1	23,0	100,0

Для изучения активности компаундных собирателей были подготовлены композиции путем смешивания мазута флотского и активированной водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У и рудника «Интернациональный» ВНЭ-10 с дизельным топливом в различных соотношениях и были выполнены флотационные опыты с использованием их в качестве реагента-собирателя [3]. Результаты экспериментов, приведенные на рисунке 1, показывают, что наилучшие результаты достигаются при определенных соотношениях исходных компонентов.

Анализ полученных результатов показывают, что наибольшее извлечение алмазов в концентрат пенной сепарации наблюдается при определенном соотношении низкомолекулярных (легких дистиллятов нефти) (39-43 %), среднемолекулярных (нефтяных масел) (37-40 %) и высокомолекулярных (смол и асфальтенов) (19-24 %) нефтепродуктов (рисунок 2).

Оптимальный состав компаундного собирателя достигается при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У (7,5-12,5 %) и мазута флотского Ф5 (87,5-92,5 %) а также при смешивании водонефтяной эмульсии и рудника «Интернациональный» ВНЭ-10 (40-54 %) и мазута флотского Ф5 (46-60 %). При расходе собирателя 760-950 г/т удается повысить извлечение алмазов на 3,4-3,9 %.

Близкое соотношение фракций может быть достигнуто при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-У (35 %) и дизельного топлива ДТ (65 %) и при смешивании водонефтяной эмульсии рудника «Удачный» ВНЭ-10 (85 %) и дизельного топлива ДТ (15 %). Такие композиции позволяют в большей мере использовать недорогое сырье, являющееся попутным продуктом алмазодобычи [3].

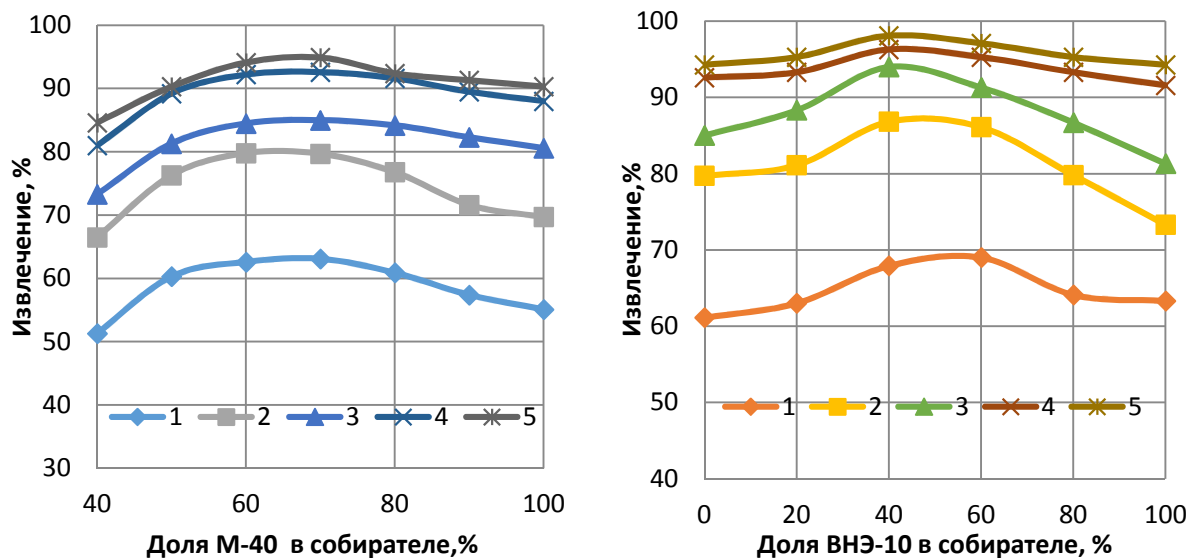


Рисунок 1 – Зависимости извлечения алмазов при пенной сепарации от соотношения компонентов в компаундном собирателе: расходы собирателя: 1 – 125 г/т; 2 – 325 г/т; 3 – 650 г/т; 4 – 875 г/т; 5 – 1050 г/т

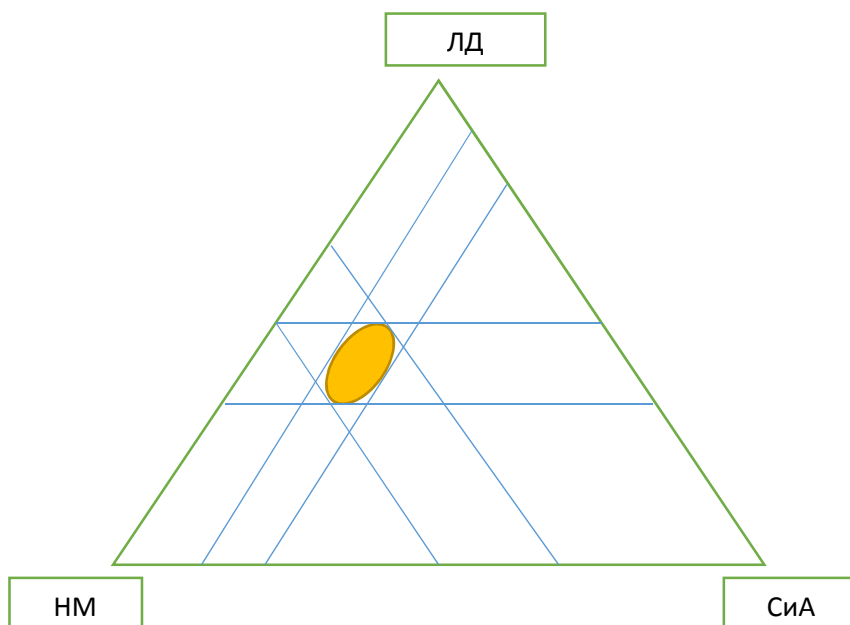


Рисунок 2 – Область оптимального компаундного состава собирателя: ЛД – легкие дистилляты; НМ – нефтяные масла; СИА – смолы и асфальтены; ОП – область оптимальных соотношений

Для проверки возможности использования таких собирателей были поставлены опыты по мономинеральной флотации алмазов. Для сравнения были поставлены опыты с использованием отдельных компонентов собирателей. Полученные результаты показали, что составы с увеличенной долей водонефтяных эмульсий показали хорошие результаты. Так, извлечение алмазов в концентрат при использовании ВНЭ-10 (85 %) и ДТ (15 %) на 2,8-

3 % выше, чем при использовании активированной ВНЭ-10 и находится на уровне смеси ВНЭ-10 и Ф-5 (таблица 2).

Таблица 2 – Результаты флотации алмазов при использовании водонефтяных эмульсий и компаундных собирателей

Собиратель	Извлечение алмазов, % при расходе собирателя, г/т			
	600	700	800	900
Водонефтяная эмульсия рудника «Интернациональный» ВНЭ-10	77,3	79,5	81,5	83,0
Водонефтяная эмульсия рудника «Удачный» ВНЭ-У	70,6	74,2	76,1	76,2
Компаундные собиратели				
Мазут флотский Ф-5	80,7	82,5	83,6	84,5
ВНЭ-10 (50%) и Ф-5 (50%)	82,3	83,4	85,5	86,0
ВНЭ-У (10%) и Ф-5 (90%)	78,5	81,5	83,3	84,3
ВНЭ-10 (85%) и ДТ (15%)	81,5	83,5	85,4	85,8
ВНЭ-У (50%) и ДТ (50%)	79,7	82,5	83,8	84,8

Извлечение алмазов в концентрат при использовании ВНЭ-У (50 %) и ДТ (50 %) на 6,8-8,1 % выше, чем при использовании активированной ВНЭ-У и на 0,5-1,2 % выше, чем при использовании смеси ВНЭ-У и Ф-5 (таблица 2).

Полученные результаты показали, что близкий к оптимальному состав компаундного собирателя достигается при смешивании водонефтяной эмульсии с дизельным топливом ДТ-Л и при использовании собирателей такого состава достигнут уровень флотируемости алмазов, соответствующий достигаемому при смешивании водонефтяной эмульсии с мазутом флотским Ф-5. Такие результаты позволили рекомендовать разработанные составы для апробации в промышленных условиях.

Список литературы

1. Чантурия В. А., Двойченкова Г. П., Островская Г. Х., Махрачев А. Ф., Ковальчук О. Е. Модифицирование свойств и экспериментальная апробация водонефтяных эмульсий в качестве реагентов-собирателей для процесса пенной сепарации алмазосодержащего сырья // Руда и металлы, 2013, № 5. – С. 58-64.
2. Махрачев А. Ф., Двойченкова Г. П., Лезова С. П. Исследование и оптимизация состава компаундных собирателей для пенной сепарации алмазов // горный информационно-аналитический бюллетень. – 2018. – № 10. – С. 178-185.
3. Махрачев А. Ф., Двойченкова Г. П., Лезова С. П. Исследование и применение компаундных собирателей для пенной сепарации алмазосодержащих кимберлитов // Труды межд. конф. «Науч. основы и практика переработки руд и техногенного сырья. – Москва, 2018. – С. 37-40.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ КОВДОРСКОГО ГОКА

Бармин И. С., Морозов В. В.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Техногенное месторождение лежалых хвостов Ковдорского ГОКа было сформировано в долине ручья Можель в результате складирования отходов обогащения бадделеит-апатит-магнетитовых руд Ковдорского месторождения. В 2007-2011 гг. были проведены исследования на обогатимость, проектные работы и введен в эксплуатацию комплекс по обогащению лежалых хвостов техногенного месторождения [1]. Однако, по мере отработки месторождения в последующие годы обогатимость извлекаемых лежалых хвостов существенно ухудшалась [2].

Изучение минерального состава технологических проб показало значительную массовую долю сростков апатита с породными минералами в классах +0,16 мм (от 6 до 21 %) и поверхностно-измененных зерен апатита (от 5 до 18 %). Микрорентгеноспектральным анализом показано, что поверхностные пленки покрывают до половины поверхности зерен фосфатных минералов, содержат окислы и гидроокислы железа +3, образовавшиеся в процессе гипергенных изменений. На апатите и форстерите фиксируются адгезионно закрепившиеся тонкие фракции (шламы) как апатита, так и породных минералов.

Анализ потерь при обогащении лежалых хвостов показывает, что основные потери P_2O_5 связаны с тонкими классами фосфатных минералов, извлечение которых на 25-40 % меньше, чем из классов средней крупности. Повышение показателей обогащения апатитсодержащих техногенных продуктов требует оптимизации режимов подготовки и флотации в первую очередь тонких классов апатита.

Результаты проведенных исследований показали, что наиболее эффективное сгущение достигается при использовании флокулянта Праестол-2540. При расходе 12 г/т достигается выделение сгущенного продукта с плотностью более 56 %. Однако при использовании этого флокулянта происходит неселективное сгущение с захватом в осадок тонких классов породных минералов, что не способствует последующему процессу флотации. Как видно из рисунка 1 сфлокулированный осадок флотируется неудовлетворительно: извлечение P_2O_5 не превышает 55 %, а при содержании пятиоксида фосфора в концентрате на уровне 25-27 %.

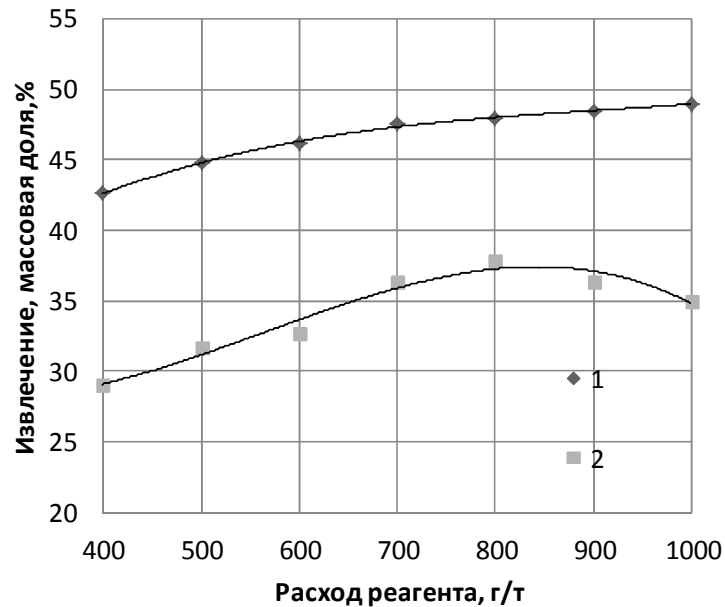


Рисунок 1 – Влияние расхода собирателя «MD 20542» извлечение (1) и на массовую долю (2) P_2O_5 во флотационном концентрате

Для повышения показателей флотации необходимо разрушить неселективные флокулы фосфатных и породообразующих минералов [3]. Для решения поставленной задачи была изучена возможность применения операции предварительного кондиционирования шламового продукта с реагентами диспергаторами, используемыми в технологическом процессе [4]. Для выбора оптимального режима были поставлены эксперименты по определению влияния расхода сульфид-спиртовой барды (ССБ) и кальцинированной соды (КС) в операции диспергирования сгущенных шламов на показатели операции флотации.

Проведенными исследованиями было показано, что эффект дефлокуляции сгущенных шламов достигается при расходах ССБ и КС 300-500 г/т. Для достижения максимального селективного дефлокулирующего эффекта также было исследовано влияние на устойчивость дисперсной фазы подачи «Неонола АФ 9-8» в операцию диспергирования сгущенных шламов вместе с ССБ и КС.

Анализ результатов экспериментов, проводившихся при переменных расходах реагентов, показал, что добавление Неонола АФ 9-8 при расходе от 60 до 80 мг/л при концентрации сульфит-спиртовой барды 500 мг/л ведет к максимальному выходу шламовых фракций. При этом происходит диспергирование преимущественно шламовых классов породообразующих минералов.

Разработанный режим подготовки шламов к флотации предполагает их сгущение с использованием флокулянта «Праестол-2540», обработку сгущенного шламового продукта смесью реагентов – диспергаторов (ССБ,

КС и Неонола АФ 9-8) его дополнительное сгущение с последующим объединением полученного осадка с песковой частью хвостов, их кондиционирование с собирателем и подачу на флотацию.

Дальнейшие технологические исследования проводились в лабораторных условиях в режиме непрерывного цикла доизмельчение – классификация – сгущение – дефлокуляция – кондиционирование – флотация. Результаты замкнутых опытов показали, что добавки реагента смеси реагентов – диспергаторов (кальцинированная сода, ССБ, Неонол АФ-9-8) позволяет повысить извлечение P_2O_5 в концентрат и улучшить качество апатитового концентрата как при обогащении тонкозернистых, так и и сильноошламованных хвостов.

Проведенные лабораторные технологические исследования позволили рекомендовать предварительное кондиционирование сгущенного продукта перед операцией флотации смеси ССБ, КС и Неонола АФ 9-8 для сильноошламованных хвостов.

Испытания режима обогащения лежалых хвостов проводились на укрупненной флотационной установке ОАО «Ковдорский ГОК». Для сильноошламованных песков была использована схема с последовательными операциями классификации и сгущения-обесшламливания с использованием добавок флокулянтов в процесс сгущения. Согласно выбранной схеме слив измельчения поступал на операцию классификации в гидроциклон, где отделялась песковая фракция. Слив гидроциклона направлялся в радиальный сгуститель, где с использованием флокулянта получали сгущенный продукт высокой плотности. Из сгущенного продукта после добавок реагентов диспергаторов отделялся обедненный P_2O_5 слив, в котором концентрировались шламы породных минералов. Плотный продукт направлялся на объединенную флотацию. Данная схема характеризуется снижением потерь пятиоксида фосфора на 1,5 % и одновременным повышением качества флотационного концентрата на 0,33 %.

Для решения задачи повышения эффективности флотации апатита была проведена апробация нового амфотерного собирателя «MD 20542» фирмы «Akzo Nobel». Результаты опытов показали, что увеличение расхода «MD 20542» до уровня 600-700 г/т позволило увеличить извлечение P_2O_5 и качество получаемого апатитового концентрата. При дальнейшем увеличении расхода «MD 20542» (до 1000 г/т) извлечение P_2O_5 в концентрат увеличивается незначительно и при этом снижается качество концентрата (рисунок 1).

Учитывая недостаточное высокое извлечение при использовании собирателя «MD 20542» в дальнейших замкнутых опытах по флотации применяли собирательную смесь, состоящую из ЖКТМ и MD 20542. Результаты опытов показали, что применение комбинированного собирателя позволило увеличить и выход, и качество концентрата. Так при использовании собирательной смеси, состоящей из 20 % ЖКТМ и 80 % «MD 20542», был получен

концентрат с содержанием P_2O_5 37,1% при извлечении (от исходных хвостов) 46,3 %. При увеличении доли «MD 20542» в собирательной смеси до 90 % повышается качество апатитового концентрата (до 37,4 % P_2O_5), однако происходит существенное снижение извлечения P_2O_5 (до 38,3 %). Полученные результаты позволили рекомендовать соотношение 15-20 % ЖКТМ и 80-85 % «MD 20542» при суммарном расходе 800-850 г/т.

Достижение задачи повышения извлечения P_2O_5 в концентрат возможно путем выделения в отдельный цикл флотации промпродуктов.

Испытанная схема флотации включала основной цикл флотации, состоящий из основной, контрольной и двух перечистных операций и промпродуктовый цикл. Промпродукты – пенный продукт контрольной флотации, камерные продукты 1 и 2 перечисток – направлялись на сгущение. Сгущенный продукт флотировался по схеме, состоящей из основной и двух перечистных операций (рисунок 2).



Рисунок 2 – Схема обогащения тонких хвостов с промпродуктовой флотацией

Результаты укрупненных испытаний процесса флотации с промпродуктовым циклом, приведенные в таблице 1, показали, что разработанная схема и технология обогащения тонких лежалых хвостов хвостохранилища, содержащих до 90 % классов менее 0,071 мм, с использованием в качестве собирателя апатита амфотерного реагента MD 20542 (Akzo Nobel) и выделением в отдельный цикл флотации промпродуктов позволяет получить

кондиционный апатитовый концентрат. Основные показатели переработки, приведенные в таблице 1, показывают, что разработанная схема и реагентный режим обогащения хвостов подпрудковой зоны (из наиболее трудно-обогатимой части техногенного месторождения) позволяют достичь приемлемых результатов: извлечение P_2O_5 составило 45 % (от исходного питания) а массовая доля P_2O_5 в апатитовом концентрате составила 37,1 %.

Таблица 1 – Параметры и показатели обогащения ошламованных лежалых хвостов

Характеристики сырья – лежалых хвостов	
Выход кл. $-0,071$ мм в исходных хвостах, %	76,2-88,7
Масс.доля P_2O_5 в исходных хвостах, %	9,0-9,8
Расход реагентов, г/т питания флотации:	
Собиратель ЖКТМ	100
Собиратель «MD 20542»	730
Неонол	150
Кальцинированная сода	1000
Жидкое стекло	80
Показатели флотации	
Содержание P_2O_5 в концентрате, %	37,1
Извлечение P_2O_5 от исходных хвостов, %	45,0

Список литературы

1. Белобородов В. И., Захарова И. Б., Андронов Г. П. Перспективы развития фосфорсодержащей минерально-сырьевой базы ОАО «Ковдорский ГОК» // Горный журнал. – 2010. – № 9. – С. 73-77.
2. Бармин И. С., Белобородов В. И., Поливанская В. В. Повышение эффективности обогащения тонкозернистых складированных хвостов Ковдорского ГОКа // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2015. – № 10. – С. 146-155.
3. Брыляков Ю. Е., Шишкин С. П., Кострова М. А. Влияние диспергирующих свойств реагентов на флотацию апатита в условиях оборотного водоснабжения / V Конгресс обогатителей стран СНГ: Сб. матер. – М.:МИСиС. – Т.3, 2005. – с. 34-38.
4. Barmin I. S., Tugolukov A. V., Morozov V. V., Polivanskaya V. V. Analysis of the causes of apatite losses in the flotation of ores and technogenic products // Proceedings of IMPC 2018, Moscow, Russia. – 2018. – Pp. 2486-2496.

О РОЛИ ЖЕЛЕЗА В МЕХАНИЗМЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД ОБРАЗУЮЩИХ С МИНЕРАЛАМИ КОНТАКТНЫЕ ГАЛЬВАНОПАРЫ ТИПА ПИРИТ-МЕТАЛЛИЧЕСКОЕ ЖЕЛЕЗО*

Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Абрютин Д. В., Каюмов А. А., Корж В. Р.
ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

*Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 20-05-00157

Роль железа и его соединений в электрохимических процессах при подготовке сульфидных руд к флотации изучено недостаточно полно. По А. Таггарту тонкодисперсное металлическое железо играет важную роль в химических реакциях во флотации. М. Рей, В. Форманок в своей работе отмечают об ускорении окисления сульфидов в присутствии железа и его солей; отмечено также, что в процессе измельчения сульфидных руд в шаровых мельницах натирается более 2 кг/т металлического железа, которое окисляется в слабокислых и слабощелочных средах с высокой скоростью.

Основная цель заключается в установлении роли железа при окислении в механизме взаимодействия с продуктами окисления сульфидов и влияние на результаты флотации.

Модификаторы флотации обеспечивают заметное снижение содержания железа. Исследованы модификаторы (сернистый натрий, сульфосоли) при $\text{pH} < 10$. Умеренные расходы модификаторов защищают поверхность натирающего железа. Порошковое металлическое железо и двухвалентное железо являются хорошими восстановителями, могут способствовать улучшению селективности флотации. В связи с этим выбор точек подачи модификаторов в схеме флотации приобретает немаловажное значение.

Проведены исследования по изучению поглощения кислорода сульфидами в процессе их измельчения, которые определяют изменения поверхностных свойств минералов с образованием на поверхности пассивированных пленок типа гидроксида железа. Методами спектроскопии показано, что на поверхности сульфидов (пирита) образуются поверхностные соединения в виде гидроксидов. С целью изучения роли железа во взаимодействии с сульфидными минералами проведены экспериментальные измерения электродных потенциалов пирита и стального электродов, которые позволяют изучить закономерности электрохимического состояния поверхности минералов. Электродный потенциал пирита изучен при $\text{pH} 7, 9, 11$, как в отсутствие, так и при наложении поляризационного тока. Показано, что изменения электродных потенциалов подчиняется уравнению Нерста. При наложении тока поляризации

происходит сдвиг потенциала в отрицательную сторону. При увеличении концентрации модификатора и величины рН происходит больший сдвиг электродного потенциала. Для всех опытов точки перегиба соответствуют одной и той же плотности тока, но при этом величина потенциалов отличаются на десятки и сотни милливольт в зависимости от величины рН. Результаты измерений электродных потенциалов стального электрода показали наличие таких же закономерностей как для пиритного электрода. Модификаторы смещают электродные потенциалы в отрицательную сторону. При увеличении концентрации смещение потенциалов увеличивается. Модификаторы (бисульфит натрия) выравнивает потенциал обоих электродов, потенциалы становятся близкими как при поляризации, так и без поляризации. Потенциал пирита без поляризации и в дистиллированной воде отличается на 300 мВ, а с поляризацией на 900 мВ, в этих же условиях потенциал стального электрода без поляризации становится равным в дистиллированной воде, с поляризацией отличаются на 900 мВ. Выравнивание потенциалов пиритного и стального электродов уменьшает процесс окисления.

Авторами смонтирована установка для снятия кривых катодных поляризаций контактирующих электродов пиритного и стального. Отличительная особенность установки заключается в том, что рабочие пиритный и стальной электроды при необходимости могут соприкасаться, образуя замкнутую цепь. Результаты измерений в среде модификаторов различных концентраций и переменных рН проводили самостоятельно и в контакте со стальным электродом, как с поляризацией, так и его отсутствии. Потенциал пиритного электрода во всех случаях при контакте со стальным электродом изменяется на десятки и сотни милливольт, приближаясь к потенциалу стального электрода. При умеренных рН 7-9 в присутствии модификаторов с повышением их концентрации сдвиг потенциала сульфидного электрода при контакте со стальным наибольшим. В этом случае потенциал стального и пиритного электродов сближаются и отличаются на десятки милливольт. При высоких значениях рН 11 уменьшение потенциалов происходит с меньшей степенью, а в случае присутствия модификаторов разница величин потенциалов при концентрации 10^{-2} г-экв/л наибольшая и составляет 600 мВ. Перезарядка пиритного электрода в момент контакта со стальным (даже без поляризации последнего током) уменьшает разницу потенциалов, ослабляя процесс их окисления.

На рисунке 1 приведена зависимость потенциала пиритного электрода от концентрации модификатора.

Из рисунка видно изменение потенциалов пиритного электрода без контакта и в контакте со стальным электродом с поляризацией и без поляризации. Перезарядка пиритного электрода в момент его контакта со стальным электродом даже без поляризации последнего приобретенного им заряда, близкого по величине потенциала стального электрода, и уменьшение между ними разницы потенциалов ослабляют процессы окисления микрогальванопары

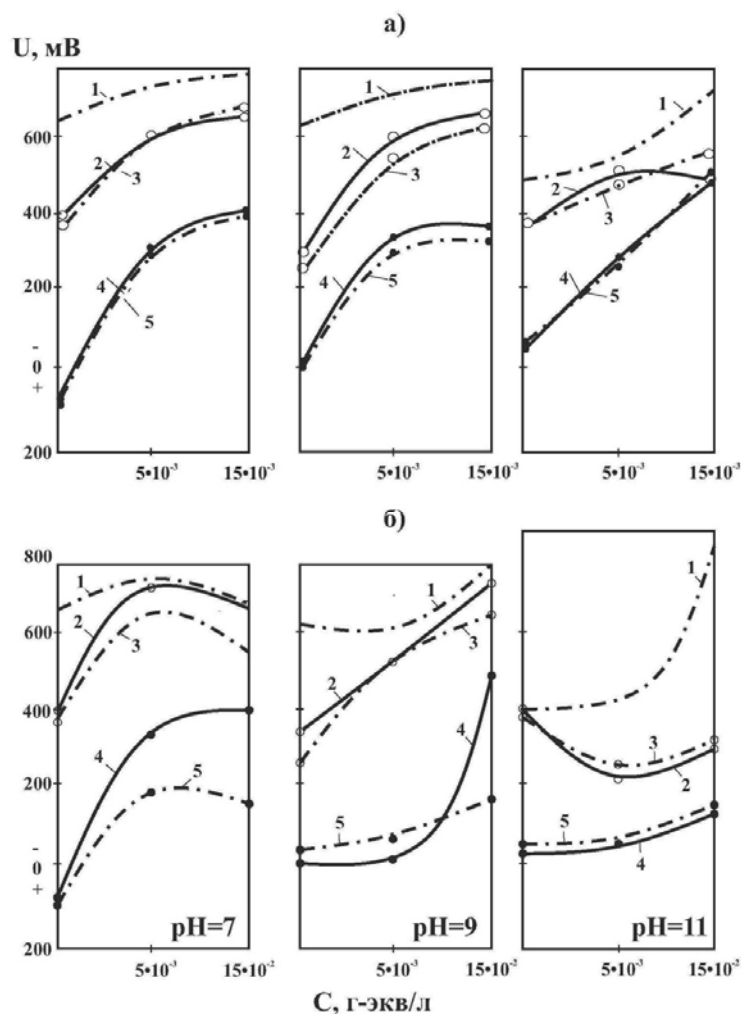


Рисунок 1 – Изменение потенциала пиритного электрода в среде сернистого натрия (а) и сульфита (б):

- 1 – потенциал стального электрода без контакта;
- 2 – с поляризацией и с контактом со стальным электродом;
- 3 – без поляризации и с контактом со стальным электродом;
- 4 – с поляризацией и без контакта; 5 – без поляризации и без контакта

Поскольку разница потенциалов при умеренных рН с ростом концентрации модификаторов наименьшая, а в высокощелочных средах наибольшая, то можно предопределить условия подавления пирита и его влияния на процесс селективной флотации (благоприятные условия депрессии или флотируемости пирита).

Выполнены флотационные исследования, показана взаимосвязь извлечения пирита от значений потенциалов электрода контактной микрогальванопары. При возрастании электродного потенциала пиритного электрода в отрицательную область происходит снижение извлечения пирита, что можно объяснить образованием на поверхности пирита пассивирующих плёнок, препятствующих сорбции собирателя.

ИЗУЧЕНИЕ КРИТИЧЕСКОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИЦЕЛЛООБРАЗОВАНИЯ СОБИРАТЕЛЕЙ С РАЗНОЙ МОЛЕКУЛЯРНОЙ СТРУКТУРОЙ МЕТОДОМ УЛЬТРАФИОЛЕТОВОЙ СПЕКТРОСКОПИИ

Корж В. Р., Аксенова Д. Д., Игнаткина В. А.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Ухудшение вещественного состава руд, содержащих кальциевые минералы, в ряде случаев связано с увеличением доли кальцита и скарнированных пород, приводит к необходимости разработки новых селективных реагентных режимов, повышающих контрастность технологических свойств разделяемых кальциевых минералов.

Высокая доля кальцита в шеелитовых рудах и его флотоактивность при использовании в качестве собирателя олеата натрия показывает недостаточную селективность флотационного разделения, что приводит к разубоживанию концентратов. Олеат натрия и неионогенные поверхностно-активные реагенты, применяемые в исследованиях, склонны к мицеллообразованию [1, 2, 3, 4]. Процессы солубилизации, протекающие между соединениями разной степени ионогенности играют значительную роль в процессах флотации.

Цель данных исследований – установление концентраций соединений, при которых начинается мицеллообразование.

Методом ультрафиолетовой спектроскопии (спектрофотометр UV-VIS-NIR Cary 6000i, Agilent, США) изучены ионогенный (олеат натрия) и неионогенные соединения - изоспирты фракций C₁₂-C₁₆ (эксол-Б), оксиэтилированные соединения (неонол АФ 9-6, неонол АФ 9-12, фосфол 12 СТ) собиратели в диапазоне концентраций (5-120 мг/л) для определения критической концентрации мицеллообразования (ККМ). Оптическая плотность олеата натрия, эксол-Б и неонолов и фосфола фиксировалась при длине волны 315 и 224 нм соответственно.

В исследованиях ККМ определялась на кривых зависимости оптической плотности от концентрации собирателя. В диапазоне изучаемых концентраций собирателей на кривых установлены характерные для ККМ преломления.

Результаты исследований в растворах моносоединений показывают образование мицелл в объеме раствора.

На рисунке 1 показана зависимость оптической плотности от концентраций олеата натрия и эксол-Б.

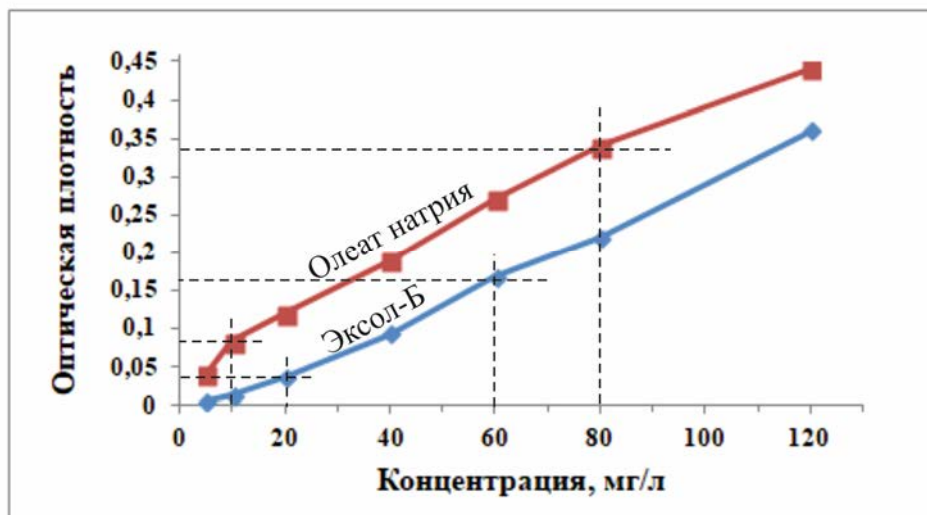


Рисунок 1 – Зависимость оптической плотности от концентраций олеата натрия и эксол-Б

Показано, что при использовании олеата натрия при комнатной температуре наблюдаются 2 перегиба при концентрации 10 мг/л и 80 мг/л, которые свидетельствуют о разных этапах образования мицелл в растворе. Дальнейшее повышение концентрации олеата ведет к увеличению интенсивности процессов мицеллообразования, что сопровождается снижением оптической плотности растворов. Для спиртов характерно образование ассоциатов, связанных водородными связями. Снижение растворимости изоспирта эксол-Б наблюдается при концентрации 20 мг/л, а образование капель изоспиртов отмечено при 60 мг/л.

Зависимость оптической плотности от концентрации собирателей (оксиэтилированных соединений) представлены на рисунке 2.

Как видно из зависимостей наиболее высокая оптическая плотность приходится на неолон АФ 9-6, начало процессов мицеллообразования наблюдается при концентрациях 30 и 40 мг/л, а для неолон АФ 9-12 при концентрациях 40 и 80 мг/л. Оптическая плотность оксиэтилированного эфира фосфорной кислоты – фосфол 12 СТ, ниже по сравнению с оксиэтилированными спиртами – неолонами. ККМ фосфола соответствуют 20 и 70 мг/л, что ниже, чем для 2-х других образцов неолона.

Согласно данным П.А. Ребиндера и В.А. Глембоцкого, чем длиннее углеводородная цепь ПАВ, тем ниже концентрация, при которой образуются мицеллы [5, 6], что согласуется с результатами проведенных исследований для оксиэтилированных соединений, для жирных изоспиртов характерно образование ассоциатов, связанных водородными связями, что отражается на результатах измерения.

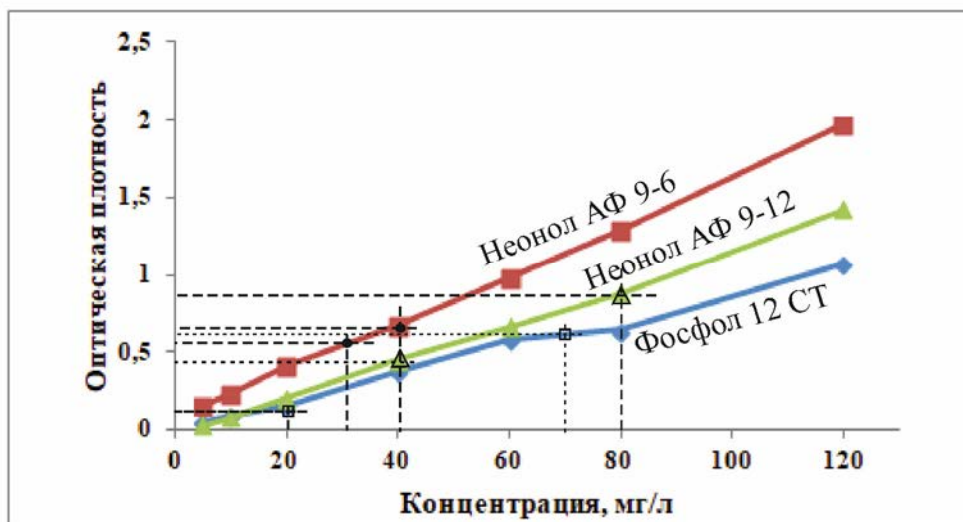


Рисунок 2 – Зависимость оптической плотности от концентраций неонол АФ 9-6, неонол АФ 9-12 и фосфол 12 СТ

Определение растворимости, мицеллообразования изучаемых соединений разной степени неионогенности позволит в дальнейшем уточнить механизм действия сочетания собирателей в процессе флотации, включая адсорбцию на поверхности целевого компонента. Таким образом, полученные результаты исследований указывают на необходимость проведения дополнительных исследований.

Список литературы

1. Эйгелес М. А. Основы флотации несulfидных минералов. М.: Недра, 1964. – 436 с.
2. Игнаткина В. А. Экспериментальные исследования изменений контрастности флотационных свойств кальциевых минералов. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2017. № 5. С. 113-122.
3. H. Sis, S. Chander. Improving froth characteristics and flotation recovery of phosphate ores with nonionic surfactants // Minerals Engineering. 2003. pp. 587-595.
4. Yuesheng Gao, Zhiyong Gao, Wei Sun, Yuehua Hu. Selective flotation of scheelite from calcite: A novel reagent scheme // International Journal of Mineral Processing. 2016. Vol. 154. P. 10-15.
5. Ребиндер П. А. Физикохимия флотационных процессов. М., ГНТИ, 1933. с. 4-22.
6. Глембоцкий В. А., Шубов Л. Я., Глазунов Л. А. и др. Физико-химия флотационных процессов. М.: Недра, 1972. – 392 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФЛОКУЛЯЦИИ И ДЕФЛОКУЛЯЦИИ ТОНКИХ КЛАССОВ АПАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД

Поливанская В. В.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Применение сильных и эффективных флокулянтов в процессе сгущения шламовых классов возможно только при решении задачи уменьшения их негативного воздействия на последующий процесс флотации [1]. При обогащении апатит-штаффелитовых руд (АШР) необходимо снизить интенсивность процесса вторичной флокуляции за счет обеспечения наилучших условий для селективной флокуляции апатитовых шламов перед их флотацией [2]. Основанием для такого подхода явился установленный эффект диспергирующего действия флотационных реагентов на шламовые классы [3, 4].

На первом этапе исследований были поставлены опыты по оценке влияния отдельных флотореагентов на процесс вторичной флокуляции шламов. При исследовании процесса вторичной флокуляции в сгущенный и репульпированный осадок подавался один реагент или смесь реагентов.

Опыты были поставлены на флокулянтах «Праестол-2430» (рисунок 1) и «Праестол-2540» (рисунок 2). В качестве реагентов исследовалось действие жидкого стекла (ЖС), каустической соды (КС), Неонола, олеата натрия.

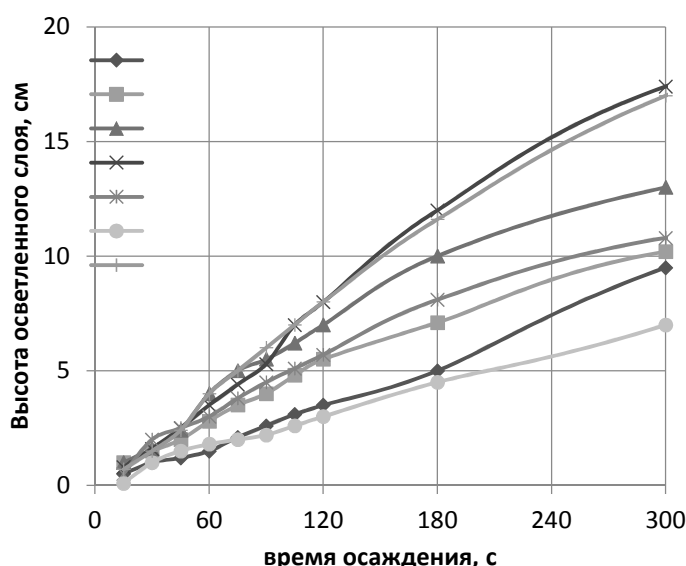


Рисунок 1 – Седиментационные кривые в режиме вторичной флокуляции для сгущенных с использованием флокулянта «Праестол-2530» шламов при подаче:

- 1 – каустической соды; 2 – жидкого стекла; 3 – Неонола; 4 – олеата натрия;
5 – с подачей Неонола, каустической соды, олеата натрия и ЖС; 6 – контрольный опыт без флокулянта; 7 – контрольный опыт с флокулянтом

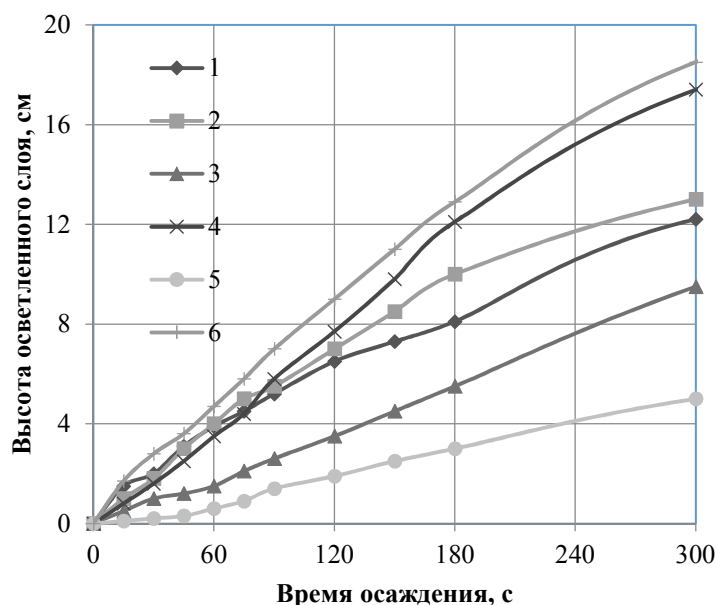


Рисунок 2 – Седиментационные кривые в режиме вторичной флокуляции для сгущенных с использованием флокулянта «Праестол-2540» шламов при подаче: 1 – каустической соды (гидроксида натрия); 2 – жидкого стекла; 3 – каустической соды и жидкого стекла; 4 – олеата натрия; 5 – Неонола и олеата натрия; 6 – контрольный опыт без флокулянта и реагентов; 7 – контрольный опыт с флокулянт без реагентов

Результаты экспериментов показали, что из используемых реагентов выраженным диспергирующим свойством обладают жидкое стекло и каустическая сода (рисунок 1, 2). Смесь жидкого стекла с каустической содой также имеет ярко выраженный диспергирующий характер (рисунок 2). Олеиновая кислота обладают структурирующим эффектом.

При подаче комплекса флотационных реагентов (жидкое стекло, каустическая сода, Неонол, олеиновая кислота) диспергирующий эффект практически отсутствует (рисунок 1, кривая 5).

Необходимо отметить общую закономерность, характерную для процессов вторичной флокуляции тонкозернистых классов апатитсодержащих руд и техногенных продуктов, заключающуюся в том, что при подаче комплекса флотационных реагентов диспергирующий эффект слабо выражен.

При исследовании зависимости диспергирующего эффекта каустической соды, жидкого стекла и их смеси был отмечен эффект скачкообразной эффективности дефлокуляции от расхода реагентов. Как видно из рис. 3, при повышении расхода диспергаторов свыше 200 г/т наступает резкое снижение показателя флокуляции. Максимум диспергирующей способности достигается при расходе более 400 г/т. Из данных рис. 3 видно, что диспергирующий эффект смеси каустической соды и жидкого стекла выше на 20-25 % чем для отдельно взятых реагентов при том же суммарном расходе.

Ставя задачей максимальное разрушение неселективных флокул, образовавшихся в операции сгущения, целесообразно проводить реагентную обработку при максимальной концентрации диспергаторов. Однако, при суммарных расходах жидкого стекла и каустической соды более 300 г/т

наблюдается подавление флотуемости фосфатных минералов или существенное увеличение расхода собирателя.

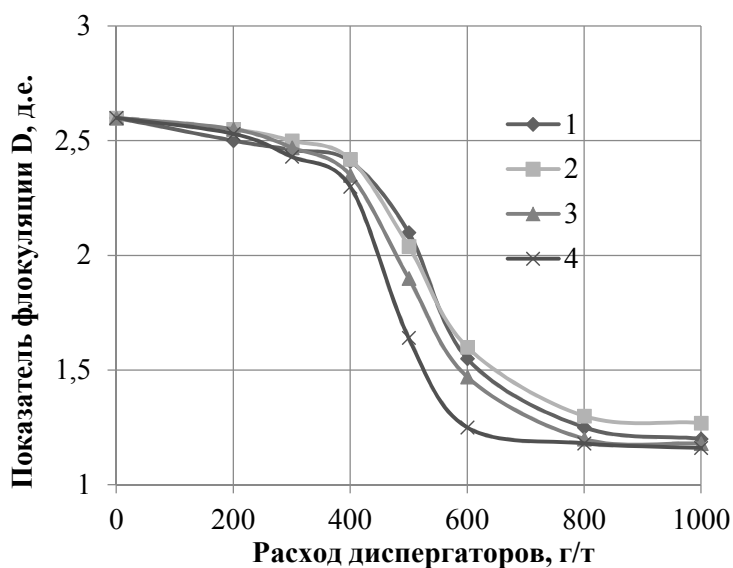


Рисунок 3 – Зависимости показателя флокуляции D от расхода диспергаторов:
1 – жидкое стекло; 2 – кальцинированная сода; 3 – каустическая сода;
4 – жидкое стекло + каустическая сода (1:1)

Решение может быть найдено путем стадийной подготовки питания к флотации фосфатных минералов с разделением стабилизирующих и флокулирующих реагентов. Наилучший режим может быть достигнут при раздельной подготовке к флотации сгущенных шламов и песковых классов измельченных АШР.

Сгущенные шламы предлагается обрабатывать реагентами – диспергаторами с максимальным расходом (600-800 г/т). Затем происходит объединение пескового и шламового продуктов, куда подаются остальные реагенты – собиратель и регулятор. Концентрация каустической соды и жидкого стекла при объединении продуктов снижается в 2,5-3 раза в силу разбавления жидкой фазы. Поддерживаемая концентрация каустической соды и жидкого стекла составляет 400-450 г/т что соответствует режимной карте процесса флотации.

Таким образом, результаты проведенных исследований дали основание испытать новый режим, предполагающий кондиционирование шламов с реагентами в два приема: первичное кондиционирование в специальном аппарате с реагентами диспергаторами (жидким стеклом, кальцинированной или каустической содой) и последующее кондиционирование объединенного пескового и шламового продуктов с флотореагентами (ЖКТМ, Неонол) перед подачей пульпы во флотацию или непосредственно во флотационной машине.

Предложенный режим кондиционирования питания флотации был исследован в лабораторных условиях с контролем кинетики флотации отдельных классов крупности. Расход флокулянта составил 20 г/т. В качестве реагентов диспергаторов использовали каустическую соду и жидкое стекло (200 + 200 г/т). Результаты экспериментов показывают, что применение операции кондиционирования с реагентами-диспергаторами существенно увеличивает константу скорости флотации фосфатных минералов (с 0,034 до 0,64) и предельное извлечение пятиоксида фосфора (52,4 до 76,5 %) из класса –10 мкм.

Замкнутыми опытами показано, что применение предложенной в настоящей работе технологии флотации АШР позволяет повысить извлечение P_2O_5 на 1,5 % и содержание P_2O_5 на 0,35 %. Полученные результаты позволяют рекомендовать разработанную технологию для использования в схемах обогащения апатит-штаффелитовых руд.

Список литературы

1. Небера В. Г. Флокуляция минеральных суспензий // М., 1983. – 288 с.
2. Белобородов В. И., Андронов Г. П., Захарова И. Б. и др. Флотация апатит-штаффелитовой руды с использованием технологии селективной флокуляции шламов // Обогащение руд. № 6, 2004. – с. 6-9.
3. Туголуков А. В., Бармин И. С., Новожилова В. В. и др. Исследование и оптимизация технологии флотационного обогащения руд Ковдорского апатит-штаффелитового месторождения // Горный журнал, №10, 2012. – с. 71-76.
4. Поливанская В. В., Морозов В. В. Оптимизация режима флотации ошламованных апатит-штаффелитовых руд // Инновационные технологии обогащения минерального сырья. Материалы науч.-тех.конференции VI Уральского горно-промышленного форума, Екатеринбург, 2-4 декабря 2015 г. – с. 191-195.

УДК 661.482

КИНЕТИКА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ РАСТВОРА ФТОРИСТОГО АЛЮМИНИЯ С ГИДРОКСИДОМ АЛЮМИНИЯ

Брагазина О. А.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

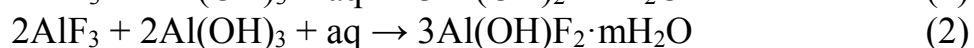
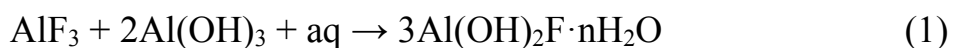
В настоящее время на действующих алюминиевых заводах криолито-глиноземный расплав для электролитического получения алюминия формируется путем механического смешения необходимых для этого компонентов – глинозема, криолита и фтористого алюминия, производство которых в чистом виде осуществляется отдельно на глиноземных и криолитовых заводах.

Проведенными ранее исследованиями и опытными испытаниями установлено, что необходимые в процессе электролиза количества фтористых солей могут быть получены непосредственно в технологии производства глинозема путем фторирования растворами фтористого алюминия гидроксида алюминия с последующим обезвоживанием фторированного продукта [1].

Получаемый фторсодержащий глинозем, по сравнению с обычным, отличается улучшенными технологическими свойствами, а его использование в процессе электролиза позволяет снизить себестоимость первичного алюминия [1].

В процессе фторирования гидроксида алюминия раствором фтористого алюминия образуются гидроксофториды алюминия, состав которых по данным рентгеноструктурного анализа (ASTM) в справочной литературе описывается общей формулой $16\text{Al}(\text{OH},\text{F})_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$.

Согласно результатам исследований [2,3] продукт данного взаимодействия может представлять собой смесь двух индивидуальных соединений – гидроксофторида алюминия и дигидроксофторида алюминия, образование которых протекает по схемам:



Существенное значение для объяснения процессов образования и состава гидроксофторидов алюминия имеют данные по кинетике взаимодействия в системе $\text{AlF}_3 - \text{Al}_2\text{O}_3 - \text{H}_2\text{O}$, которые в литературе отсутствуют.

Целью данной работы являлось изучение кинетики взаимодействия гидроксида алюминия с раствором фтористого алюминия при мольном соотношении $\text{AlF}_3/\text{Al}_2\text{O}_3$, равным 1:2. Поскольку точная химическая формула образующегося в этом случае гидроксофторида алюминия не установлена, при изучении кинетики ориентировались на получение соединения состава $\text{Al}(\text{OH})_2\text{F} \cdot m\text{H}_2\text{O}$ по реакции (1).

Исходными веществами для исследования являлись гидроксид алюминия $\text{Al}(\text{OH})_3$ (марки “ч” ТУ 6-09-3714-74) крупностью менее 10 мкм и раствор фтористого алюминия, приготовленный из кремнефтористоводородной кислоты H_2SiF_6 (марки “ч.д.а” МРТУ 6-09-4821-67) и гидроксида алюминия (ТУ 6-09-3714-74).

Методика исследований была следующей. В термостатированный реактор, в качестве которого служила стеклянная трехгорлая колба емкостью 500 мл, снабженная мешалкой, карманом для термометра и воронкой для загрузки веществ, помещали раствор фтористого алюминия. Раствор нагревали до заданной температуры, после чего к нему при непрерывном перемешивании прибавляли гидроксид алюминия в стехиометрическом количестве в соответствии с реакцией (1). Перемешивание пульпы осуществлялось лопастной мешалкой с постоянной скоростью вращения. Температура процесса в зависимости от условий эксперимента изменялась от 50° до 90°С и

поддерживалась с помощью контактного термометра. Предварительно проведенными исследованиями установлено, что равновесие данной реакции в избранном интервале температур достигается в течение 1 часа, поэтому продолжительность одного опыта составляла 1 час.

Периодически из раствора отбирали пробы для анализа на AlF_3 , проводимого по методике ГОСТ 19181-73. По исходному и остаточному содержанию AlF_3 в растворе рассчитывали степень его взаимодействия (α) с гидроксидом алюминия:

$$\alpha = \frac{C_0 - C_t}{C_0} \cdot 100 (\%),$$

где C_0 – исходная концентрация раствора AlF_3 (г/л);

C_t – концентрация раствора в момент времени t (г/л).

В первой серии опытов переменным фактором процесса была температура, значения которой принимались равными 50, 70, 80, 90°C, а остальные параметры поддерживались постоянными: исходная концентрация раствора – 70 г/л, время – 1 час, скорость вращения мешалки – 2000 об/мин. Установленная зависимость степени взаимодействия $Al(OH)_3$ с AlF_3 от времени ($\alpha = f(\tau)$) при различных температурах представлена на рисунке 1.

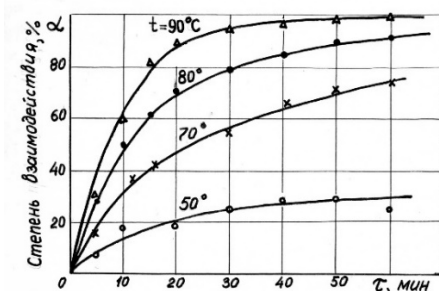


Рисунок 1 – Зависимость степени взаимодействия гидроксида алюминия с раствором фтористого алюминия от времени при различных температурах

С помощью полученных экспериментальных кривых по тангенсу угла наклона касательных определена скорость взаимодействия ($\frac{d\alpha}{d\tau}$) для различных значений α . На графике рисунка 2 представлена зависимость логарифма скорости от обратного значения абсолютной температуры.

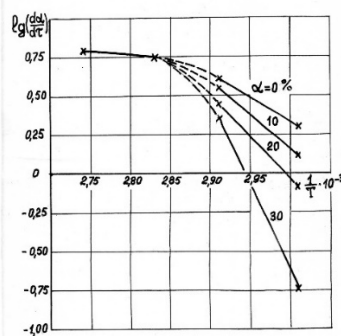


Рисунок 2 – Зависимость логарифма скорости от обратного значения абсолютной температуры

По полученным кривым в соответствии с уравнением (3) рассчитаны значения энергии активации (E), приведенные в таблице 1.

$$\lg\left(\frac{d\alpha}{d\tau}\right) = -\frac{E}{2,3R} \left(\frac{1}{T}\right) \quad (3)$$

Таблица 1 – Изменение энергии активации в зависимости от температуры

α , (%)	E , ккал/моль	
	(50-70) °C	(80-90) °C
0	14,67	2,569
10	21,096	2,569
20	26,642	2,569
30	45,673	2,569

Из представленных данных видно, что для реакций, протекающих в интервале температур (50-70) °C энергия активации в начальный момент времени ($\alpha = 0$ %) равна 14,67 ккал/моль, а с дальнейшим ходом реакции ($\alpha = 30$ %) она возрастает до значения 45,673 ккал/моль. Для области повышенных температур (80-90) °C при всех значениях α энергия активации равна 2,57 ккал/моль.

Приведенные данные позволяют считать, что в области низких температур лимитирующей стадией процесса является химическое взаимодействие, а в области высоких температур – диффузия.

Для определения значений константы равновесия (K_p) в соответствии с уравнением (4) построена зависимость (рисунок 3) логарифма скорости от логарифма концентрации раствора по AlF_3 (г/л) и вычислены по точке пересечения прямых с осью ординат значения K_p , приведенные в таблице 2.

$$-\frac{dC}{d\tau} = K_p C \quad (4)$$

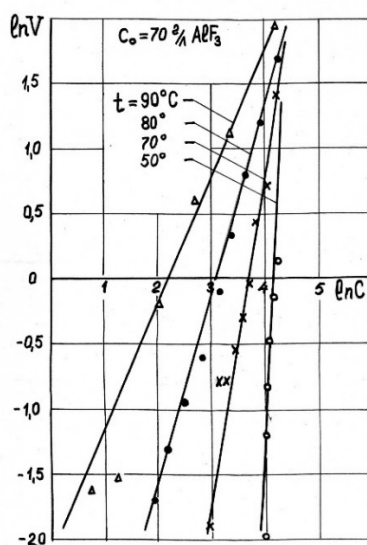


Рисунок 3 – Зависимость между логарифмом скорости и логарифмом концентрации

Таблица 2 – Значения константы равновесия в зависимости при различных температурах

$t, ^\circ\text{C}$	K_p
90	0,01124
80	0,001224
70	0,000005484
50	$0,9517 \cdot 10^{-30}$

Зависимость в координатах $(\ln K_p - \frac{1}{T})$ носит прямолинейный характер (рисунок 4) и может быть описана уравнением Аррениуса (5).

$$\ln K_p = \frac{A}{T} + B, \quad (5)$$

где A и B – постоянные, численные значения которых могут быть вычислены графически.

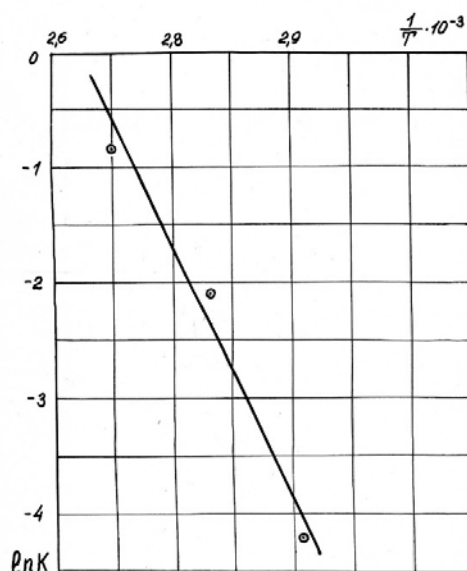


Рисунок 4 – Зависимость между логарифмом константы скорости и обратным значением абсолютной температуры

Исходя из уравнения (6) и полученных величин констант равновесия, рассчитана энергия активации системы для различных температур, значения которой приведены в таблице 3.

$$\ln K_p = -\frac{E}{RT} \quad (6)$$

Таблица 3 – Значения E для различных температур

$t, ^\circ\text{C}$	$E, \text{ ккал/моль}$
90	2,018
80	3,084
70	6,675
50	44,1399

Как видно из таблицы, значения E удовлетворительно совпадают с ранее полученными и позволяют уточнить вывод о характере взаимодействия. При температурах 80, 90 °С взаимодействие гидроксида алюминия с раствором фтористого алюминия протекает в диффузионном режиме и характеризуется низкими значениями энергии активации (~ 2-3 ккал/моль), при 50 °С процесс лимитируется собственной химической реакцией, т.е. протекает в кинетическом режиме ($E \sim 44$ ккал/моль), а при 70 °С энергия активации равна 6,6 ккал/моль, что соответствует промежуточному режиму.

Для определения кажущегося порядка реакции по фтористому алюминию исследована зависимость степени взаимодействия от времени при различных исходных концентрациях раствора и при следующих постоянных значениях: температура – 80 °С, скорость перемешивания – 2000 об/мин, время – 1 час. Концентрация раствора изменялась в пределах от 47 до 105 г/л AlF_3 .

Зависимость степени взаимодействия от продолжительности реакции при различных значениях исходной концентрации раствора представлена на рисунке 5.

По полученным экспериментальным кривым рассчитана скорость $\left(\frac{d\alpha}{d\tau}\right)$ как тангенс угла наклона касательных и построена зависимость логарифма скорости от логарифма концентрации (рисунок 6).

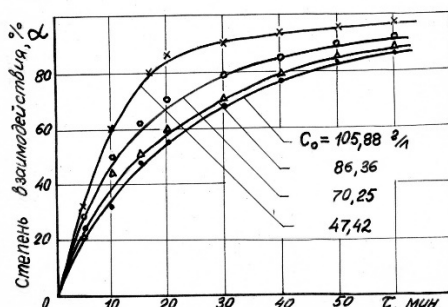


Рисунок 5 – Кинетика взаимодействия раствора AlF_3 с $\text{Al}(\text{OH})_3$ при 80 °С

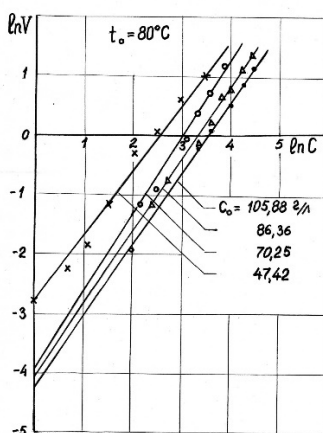


Рисунок 6 – Зависимость логарифма скорости взаимодействия от логарифма концентрации раствора AlF_3

Согласно уравнению (7) по тангенсу угла наклона прямых определен кажущийся порядок реакции по реагенту, значения которого представлены в таблице 4. Среднее значение “*n*” реакции равно 1,22.

$$\lg\left(\frac{d\alpha}{d\tau}\right) = n \cdot \lg C_0 \quad (7)$$

Таблица 4 – Значения кажущегося порядка реакции (*n*) взаимодействия Al(OH)₃ с раствором AlF₃

<i>C</i> ₀ , г/л	<i>n</i>
105,88	1,24
86,356	1,20
70,25	1,33
47,42	1,11

ВЫВОДЫ

1. Изучена кинетика взаимодействия гидроксида алюминия с раствором фтористого алюминия в зависимости от температуры и концентрации раствора.

2. Установлено, что лимитирующей стадией процесса при 50 °С является химическое взаимодействие (*E* = – 44,1399 ккал/моль), при (80-90) °С – диффузия (*E* = – 2,018-3,084 ккал/моль), при 70 °С – имеет место промежуточный режим (*E* = – 6,675 ккал/моль).

3. Определен кажущийся порядок реакции (*n*) по фтористому реагенту, равный 1,22.

Список литературы

1. Москвитин В. И., Ушаков Д. И. Фазовый состав и структура фторидно-оксидных соединений алюминия. – Изв. ВУЗов, Цветная металлургия, 1977, № 5, с. 87-91.
2. Патент ПНР № 108618, опубли. 31.12.80.
3. Брагазина О. А., Егоров Б. Л., Игнатъев О. С. Состав и особенности образования гидроксофторида алюминия. – БУ ВИНТИ: Деп., 1985, № 6 (164), с. 163.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДВИЖЕНИЯ ПОТОКОВ ПЕНЫ В СУЖАЮЩЕМСЯ ЖЁЛОБЕ

Валиева О. С.¹, Морозов Ю. П.², Колтунов А. В.²

¹МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

Для совершенствования разомкнутых схем флотации большое значение имеет использование процесса обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах. Сужение пенного слоя является эффективным способом интенсификации процесса вторичной концентрации минералов в пене и позволяет выделять по высоте разнокачественные продукты вплоть

до получения в верхнем продукте сужающегося желоба кондиционного концентрата и более эффективно формировать разомкнутые схемы флотации.

В настоящей работе выполнена оценка распределения скоростей в пенном слое по высоте и характер движения отдельных объемов пены в зависимости от их пространственного расположения.

Распределение скоростей слоев движущихся пен экспериментально исследовано на пенном продукте основной медной флотации руды Волковского месторождения в желобах, установленных под углом 45° . Производительность желоба по пульпе составляла $4 \text{ м}^3/\text{ч}$, массовая доля твердого в пульпе на входе в желоб составляла $18,8 \%$.

Исследования выполнены на установке, принцип действия которой основан на компенсации гидродинамического давления потока, с помощью передвигающегося на штанге груза [1]. Кинематическая схема установки приведена на рисунке 1.

Скорость потока определяли по формуле [2]:

$$g_n = \sqrt{\left| \frac{2GL}{\Psi F \Delta H} \right|}, \quad (1)$$

где G – сила тяжести противовеса, Н;

L – расстояние от противовеса до оси рычажной системы, м;

Ψ – коэффициент сопротивления среды;

F – площадь пластины, м^2 ;

Δ – плотность среды, $\text{кг}/\text{м}^3$;

H – расстояние от центра давления потока до оси рычажной системы, м.

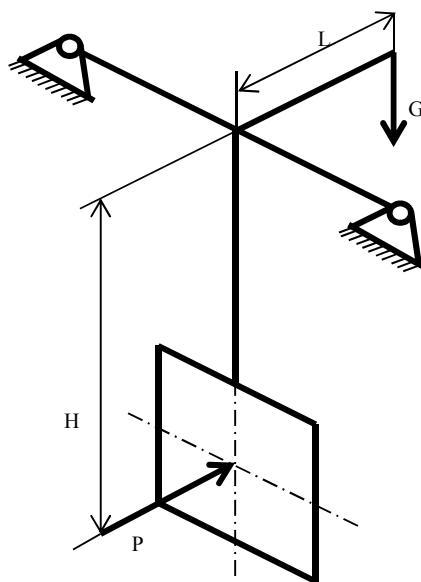


Рисунок 1 – Кинематическая схема установки для определения скорости движения потоков

Результаты замеров скоростей движения пенного продукта приведены на рисунке 2.

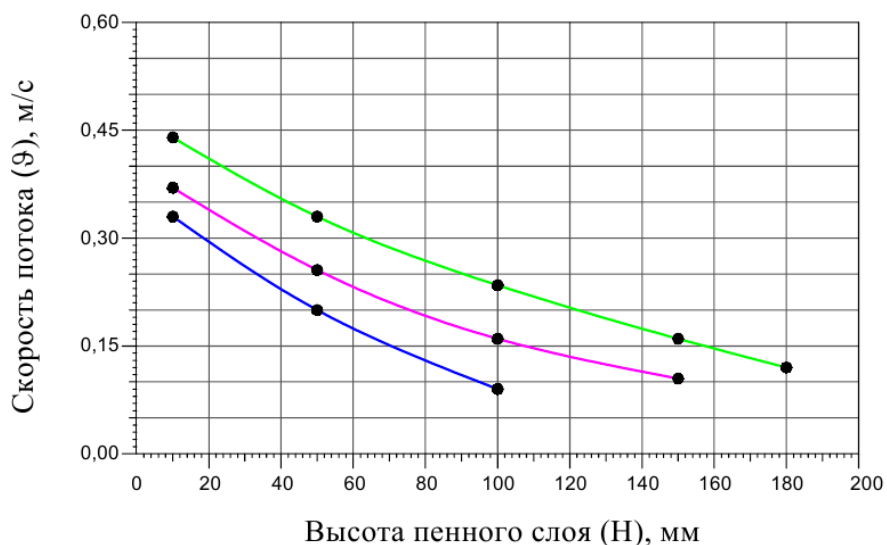


Рисунок 2 – Распределение скоростей движения слоёв пены по высоте потока в сужающемся желобе:

- – расстояние от входа в желоб 50 мм;
- – расстояние от входа в желоб 150 мм;
- – расстояние от входа в желоб 300 мм.

Установлено, что в желобах с сужающимися бортами скорость нижних слоев пены больше скорости верхних слоев. По длине сужающегося желоба градиент скоростей по высоте пены увеличивается при увеличении высоты пенного слоя. Наличие большого градиента скоростей по высоте потока пены в сужающемся желобе обеспечивает взаимное перемещение (скольжение) слоев пены и возникновение существенных деформаций пузырьков в пене и крутящих моментов на пузырьках. Эти факторы должны способствовать более эффективному удалению из пены нефлотированных частиц, находящихся в прослойках между пузырьками.

Экспериментальные исследования влияния сужения пенного слоя на характер движения отдельных объёмов пены в зависимости от их пространственного расположения выполнены на двухфазной пене с использованием имитации элементарного объема пены шариками пенопласта.

С помощью устройства, приведенного на рисунке 3, шарики пенопласта 3 помещали внутрь полого цилиндра 2 и выдавливали их из цилиндра с помощью поршня 1, предварительно поместив устройство в заданную точку потока.

Для улавливания шариков на выходе сужающегося желоба устанавливали сетку – ловушку, выполненную из пяти одинаковых по высоте ячеек (рис. 4).

Исследования выполнены на сужающемся желобе длиной 200 мм, с шириной на входе 150 мм, а на выходе – 10 мм. Шарики пенопласта подавали в пенный слой на входе в желоб на дно желоба, в середину потока и в

верхний слой. Схема точек подачи шариков показана на рисунке 4. Количество подаваемых шариков пенопласта в каждую точку составляло 200 штук. На выходе из желоба фиксировалось появление шариков пенопласта на той или иной высоте потока пены в ячейках сетки – ловушки. Результаты экспериментов подвергнуты математической обработке с определением вероятности попадания шариков на различные уровни пенного слоя. После математической обработки результаты показаны на рисунках 5, 6, 7 в виде распределения вероятностей попадания шариков по высоте пенного слоя на выходе желоба.

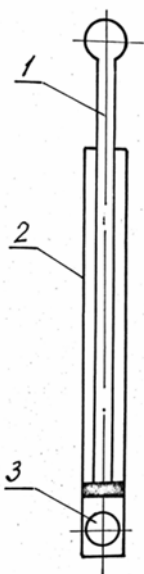


Рисунок 3 – Установка для подачи шариков: 1 – поршень; 2 – полый цилиндр; 3 – шарик

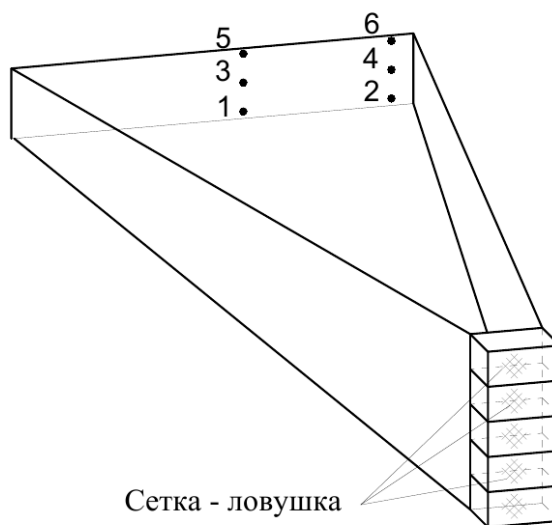


Рисунок 4 – Схема точек подачи шариков пенопласта в пенный продукт:

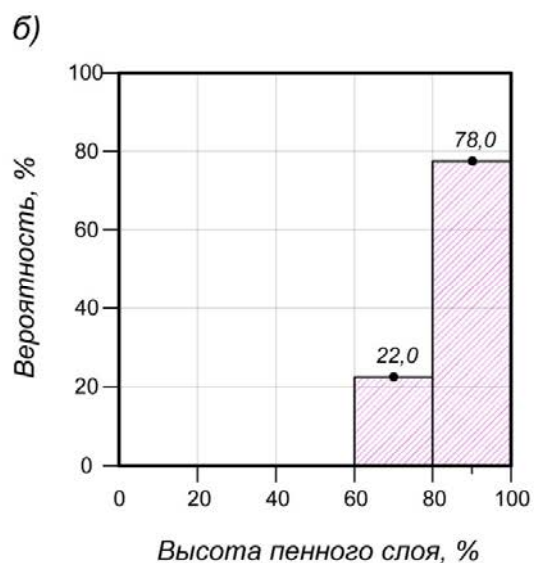
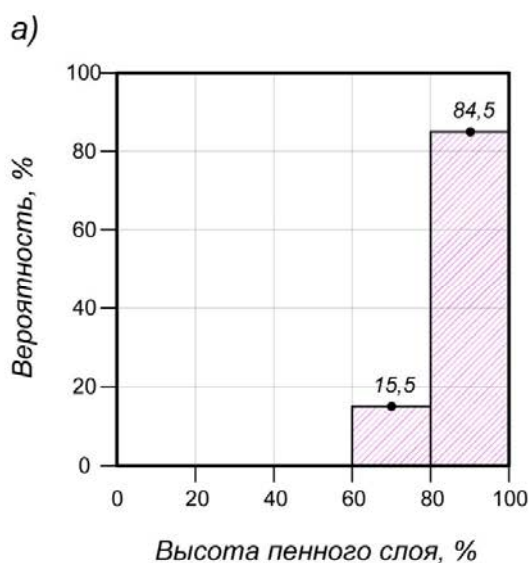


Рисунок 5 – Распределение вероятностей попадания шариков пенопласта по высоте пенного слоя на выходе из желоба при подаче шариков в верхний слой пены:
а – по центру жёлоба, точка 5; б – с боку жёлоба, точка 6

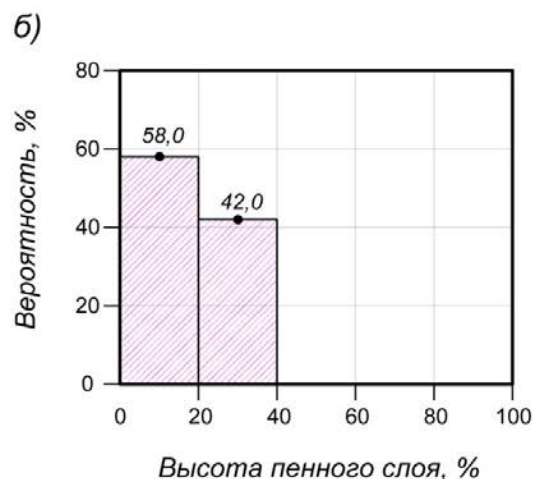
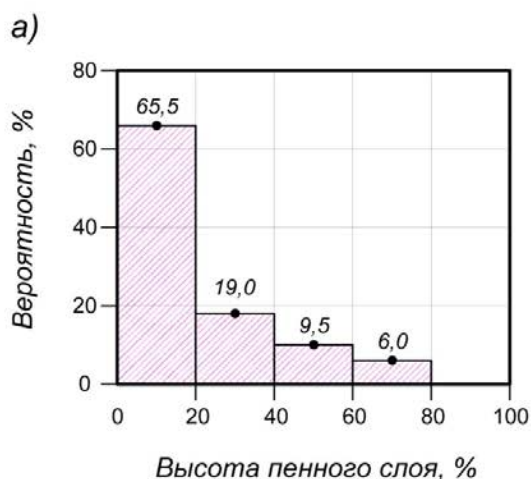


Рисунок 6 – Распределение вероятностей попадания шариков пенопласта по высоте пенного слоя на выходе из желоба при подаче шариков на дно жёлоба:
 а – по центру жёлоба, точка 1; б – с боку жёлоба, точка 2

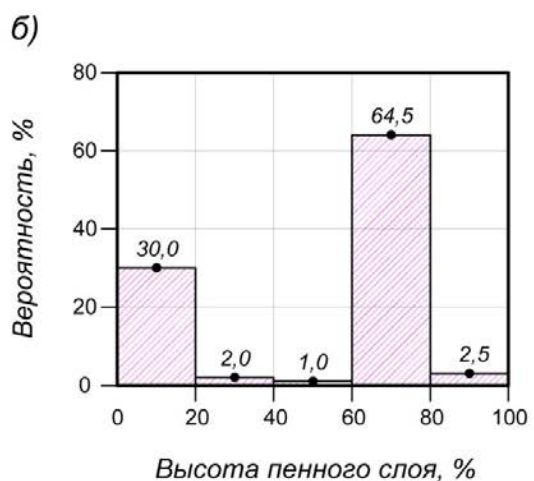
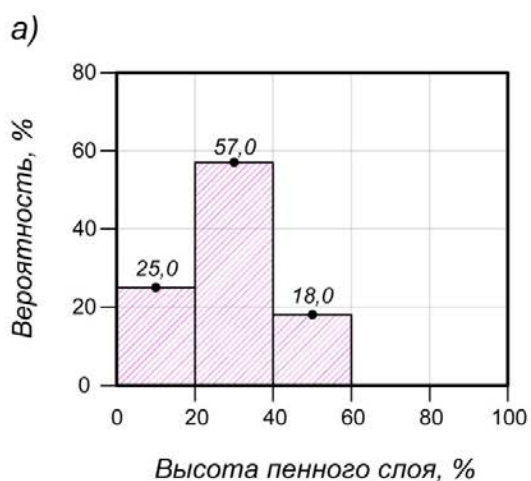


Рисунок 7 – Распределение вероятностей попадания шариков пенопласта по высоте пенного слоя на выходе из желоба при подаче шариков в середину пенного слоя:
 а – по центру жёлоба, точка 3; б – с боку жёлоба, точка 4

Верхние слои пены при сужении (рис. 5 а, б) на выходе из сужающегося жёлоба практически остаются в верхних слоях. Нижние слои пены также незначительно мигрируют в верхние слои (рис. 6 а, б). Средние по высоте слои пены в сужающемся желобе в его центральной части смещаются вниз, а слои в боковой части смещаются вверх.

Установлено, что слои пены по высоте при сужении перемешиваются незначительно, что свидетельствует о возможности использования сужения потока пены для интенсификации процессов вторичной концентрации минералов в пене.

При изучении закономерностей обогащения пенных продуктов флотации в сужающихся желобах нами использованы методы математического

моделирования: метод ступенчатой последовательности и метод декомпозиции пенного слоя на элементарные объемы, взаимодействующие между собой [3, 3].

При делении пенного слоя исходили из условия сохранения элементарными объемами всех свойств пены пространственно – временного состояния, в котором они находятся. Для обеспечения данного условия размеры элементарных объемов должны быть больше всех составляющих его элементов. В первом приближении можно допустить, что размеры элементарных объемов в 2 – 3 раза больше размеров пузырьков в пене.

При моделировании геометрические размеры элементарных объемов заданы изменяющимися во времени в соответствии с законом неразрывности среды. По высоте слой пены подразделялся на 5 элементарных слоев. Взаимодействие между элементарными слоями определено процессами массопереноса составляющих пену элементов, которые представлены монофазами: воздух, вода, флотируемый компонент и нефлотируемый компонент.

Массоперенос монофаз в пенном слое исследован экспериментально. Исследования проведены с помощью специально разработанных устройств, позволяющих отбирать пробы выделяемого из пены и остающегося в определенном объеме пены материала за определенные промежутки времени [3]. В процессе экспериментирования при флотации медной руды Волковского месторождения переменными факторами являлись кратность и устойчивость пены, массовая доля ценного компонента.

Для упрощения задачи моделирования сделаны допущения, что массоперенос газовой фазы отсутствует, а массоперенос жидкой и твердой фаз происходит только из верхних слоев в нижние слои [3].

Если пренебречь массой газовой фазы, то масса элементарного объема

$$M = m_1 + m_2 + m_3, \quad (2)$$

где m_1 , m_2 , m_3 – масса, соответственно, воды, флотируемого компонента и нефлотируемого компонента.

Массовая доля твердой фазы в элементарном объеме, выраженная в процентах,

$$\beta_m = 100(m_2 + m_3) \cdot M^{-1}, \quad (3)$$

а массовая доля флотируемого компонента

$$\beta = 100(m_2) \cdot (m_2 + m_3)^{-1}. \quad (4)$$

Исходный продукт представлен элементарными слоями с массой M_i , представленной монофазами m_i . Для удобства расчетов массы элементарных слоев соотнесены с массой исходного пенного продукта, которая принята за 100 %, и заданы в виде относительных величин.

В процессе моделирования, начиная от исходного состояния, осуществлялись приращения во времени, равные 0,1 с. Из банка данных по кинетике истечения жидкой фазы и выноса твердой фазы из пены определяли количество выходящих из каждого элементарного слоя монофаз за период 0,1 с. После каждого приращения времени рассчитывалось количество монофаз в элементарных слоях по формуле:

$$m_i = m_{i-1} + \Delta m_{i_{\text{вход}}} - \Delta m_{i_{\text{выход}}}, \quad (5)$$

где m_i и m_{i-1} – масса i -ой монофазы в элементарном слое до и после приращения времени, %;

$\Delta m_{i_{\text{вход}}}$ – приращение в элементарном слое за счет поступления из выше расположенного элементарного слоя, %;

$\Delta m_{i_{\text{выход}}}$ – убыль массы i -ой монофазы за счет выхода в нижний элементарный слой, %.

По экспериментальным данным заданы закономерности изменения скоростей движения слоев пены. Исходная скорость движения всех слоев задана равной нулю, а движение до установившегося равноускоренным. При количественном определении массопереноса учитывалось изменение площади истечения воды из элементарного слоя.

Задано одинаковое равномерное распределение монофаз по элементарным слоям в исходном состоянии пены, характеризующееся следующими показателями: массовая доля флотуруемого компонента составляет 45 %; массовая доля нефлотуруемых компонентов составляет 55 %; массовая доля твердой фазы равна 0,4; кратность пены равна 6,0.

Моделирование выполнено для двух сужающихся желобов длиной 0,54 и 0,81 м с шириной на входе 600 мм, на выходе 100 мм.

По результатам моделирования определены зависимости средневзвешенной массовой доли флотуруемого минерала от выхода верхнего продукта, приведенные на рисунке 8.

Результаты моделирования показали, что при обогащении пенного продукта в сужающемся желобе средневзвешенная массовая доля меди в верхнем продукте ($\beta_{\text{верх.пр.}}$) с увеличением его выхода (γ) снижается. Зависимость при большей длине сужающегося желоба располагается выше. Установлено, что в нижнем слое сужающегося желоба формируется подпенный слой с низкой массовой долей ценного компонента в нем.

Математическое моделирование процесса обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах позволяет при заданной массовой доле ценного компонента прогнозировать выход верхнего продукта и извлечение в него ценного компонента и формировать оптимальную разомкнутую схему флотации.

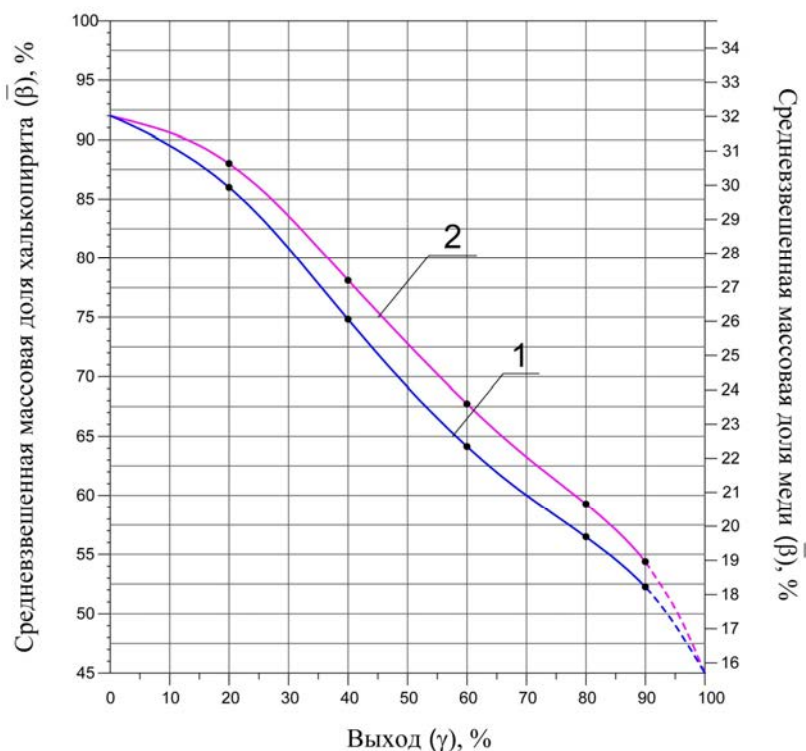


Рисунок 8 – Зависимость средневзвешенной массовой доли ($\bar{\beta}$) ценного компонента в верхнем продукте от выхода верхнего продукта при длине сужающегося желоба: 1 – 0,54 м; 2 – 0,81 м:

— — — — — пенный слой
 - - - - - подпенный слой

Список литературы

1. Колтунов А. В., Морозов Ю. П. О скорости движения пенных продуктов в сужающихся желобах // Горный журнал. Известия вузов, 1986, № 8. – С. 112-114.
2. Вторичная концентрация минералов при флотации / В. И. Классен [и др.]; под общ. ред. Н. К. Вериги. – М.: ЦИИИцветмета, 1961. – С. 75.
3. Морозов Ю. П., Козин В. З., Колтунов А. В. Моделирование процесса вторичной концентрации минералов. // Известия вузов. Горный журнал, 1986, № 12. – С. 96-99.
4. Цыпин Е. Ф., Морозов Ю. П., Козин В. З. Моделирование обогатительных процессов и схем // Учебник. – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та., 1996. – 368 с.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЦЕССА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ НА ОСНОВЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕННОГО ПРОДУКТА В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ

Интогарова Т. И.

МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

Процесс флотоклассификации заключается в объединении в одном аппарате двух процессов: флотации и гидравлической классификации.

Зоны флотации и гидравлической классификации являются главными

зонами флотоклассификации и находятся в определенном взаимодействии и взаимосвязи. Для оценки взаимного влияния этих процессов рассмотрим структурные схемы пенной флотации и гидравлической классификации. Структурная схема процесса флотации [1] заключается в следующем (рис. 1), при смешивании твердой и жидкой фазы образуется пульпа, при подаче воздуха в пульпу формируется флотационная система, в которой самопроизвольно протекают процессы образования и всплывания флотокомплексов, формирования трехфазной пены. Выделение продуктов флотации заключается в удалении трехфазной пены с поверхности пульпы и выпуске камерного продукта из флотационной машины.

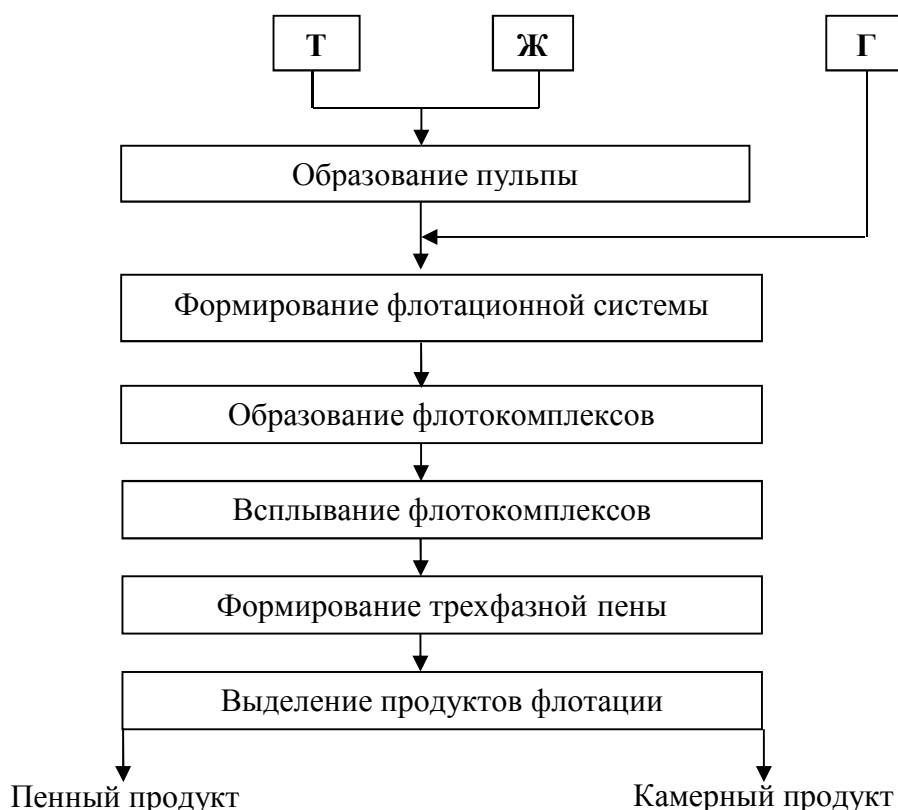


Рисунок 1 – Структурная схема пенной флотации:
Т – твердая фаза, Ж – жидкая фаза, Г – газовая фаза

Структурная схема гидравлической классификации (рис. 2) состоит: из процесса образования пульпы, который происходит в результате смешивания твердой и жидкой фазы; процесса выделения продуктов гидравлической классификации (слива и песков).

Взаимное расположение зон флотации и гидравлической классификации определяет различные варианты флотоклассификации.

Из всего многообразия процессов флотоклассификации рассмотрен вариант флотоклассификации с обогащением пенного продукта в сужающихся желобах, структурная схема которой представлена на рисунке 3 [2].

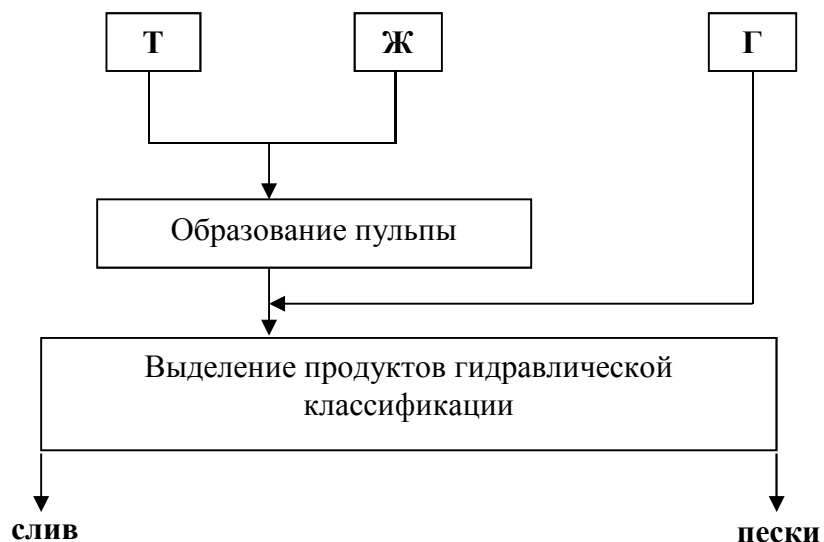


Рисунок 2 – Структурная схема гидравлической классификации



Рисунок 3 – Структурная схема флотоклассификации с разделением пенного продукта в сужающихся желобах

Флотоклассификация в данном варианте включает процессы подачи пульпы и воздуха во флотацию, выделение пенного и камерного продуктов. Камерный продукт подвергается гидравлической классификации с выделе-

нием слива и песков, а пенный продукт подвергается обогащению в сужающихся желобах с получением верхнего и нижнего продуктов желобов.

На процессы флотации и гидравлической классификации во флото-классификации будут оказывать влияние всплывание пузырьков и флото-комплексов, аэрированность пульпы.

Влияние аэрированности пульпы на процесс гидравлической классификации является одним из основных вопросов при обогащении во флото-классификаторах. Это влияние заключается в изменении скорости восходящего потока и физическом взаимодействии частиц и пузырьков [2, 3]. Чем больше насыщенность пульпы пузырьками воздуха, тем выше должна быть скорость восходящего потока в зоне гидравлической классификации. Увеличение скорости потока происходит пропорционально уменьшению площади поперечного сечения за счет пузырьков воздуха.

При наличии пузырьков воздуха в восходящем потоке пульпы скорость восходящего потока находится по формуле:

$$g_n = \frac{Q_n}{F - F_e}, \quad (1)$$

где g_n – скорость восходящего потока, м/с;

Q_n – производительность потока, м³/с;

F – площадь поперечного сечения потока, м²;

F_e – площадь поперечного сечения потока, занятая пузырьками воздуха, м².

Аэрированность пульпы A определяется отношением площадей поперечного сечения F_e и F ,

$$A = \frac{F_e}{F} \quad (2)$$

тогда

$$F - F_e = F(1 - A);$$

для частиц крупностью, равной крупности разделения

$$g_n = Q_n [F(1 - A)]^{-1}, \quad (3)$$

Уравнение 3 определяет влияние аэрированности пульпы на скорость восходящего потока. Скорость восходящего потока g_n с увеличением аэрированности пульпы A увеличивается, следовательно восходящий поток будет выносить более крупные частицы и крупность разделения d_r увеличится.

Для частиц крупностью, равной крупности разделения d_r , конечная скорость падения g_0 будет равна g_n .

По уравнению Стокса

$$g_0 = 545 d^2 (\delta - \Delta), \quad (4)$$

где d – крупность частицы, мм;

δ – плотность частицы, кг/м³;

Δ – плотность среды, равная 1000 кг/м³.

Из уравнения 3 и 4 с учетом вышеприведенного, связь между крупностью разделения, аэрированностью пульпы и площадью поперечного сечения восходящего потока при заданной производительности по потоку определим по формуле 5.

$$d_r^2 = Q_n [545F(1 - A)(\rho - \Delta)]^{-1}. \quad (5)$$

Определим связь между крупностью разделения, аэрированностью пульпы и площадью поперечного сечения восходящего потока при заданной производительности 1 м³/с и площади поперечного сечения 1 м² для минералов кварца, халькопирита и золота. Результаты расчетов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты расчета крупности разделения частиц кварца, халькопирита и золота при различной аэрированности пульпы

А, доли ед.	Крупность частиц d _r		
	Кварц, ρ = 2650 кг/м ³	Халькопирит, ρ = 5000 кг/м ³	Золото, ρ = 18000 кг/м ³
0,0	1,05	0,68	0,33
0,1	1,11	0,71	0,35
0,2	1,18	0,76	0,37
0,3	1,26	0,81	0,39
0,4	1,36	0,88	0,42
0,5	1,49	0,96	0,47
0,6	1,67	1,07	0,52
0,7	1,93	1,24	0,6
0,8	2,36	1,51	0,74
0,9	3,34	2,14	1,04

Повышение аэрированности пульпы в восходящем потоке гидравлической классификации приводит к увеличению значения крупности разделения (рис. 4).

Наличие всплывающих пузырьков и флотокомплексов будет отражаться на скорости восходящих потоков, крупности разделения и эффективности классификации.

Влияние гидравлической классификации на процессы флотации выражается: во взаимодействии опускающихся вниз частиц песковой фракции с всплывающими флотокомплексами; в возможном выносе флотокомплексов со сливом гидравлической классификации.

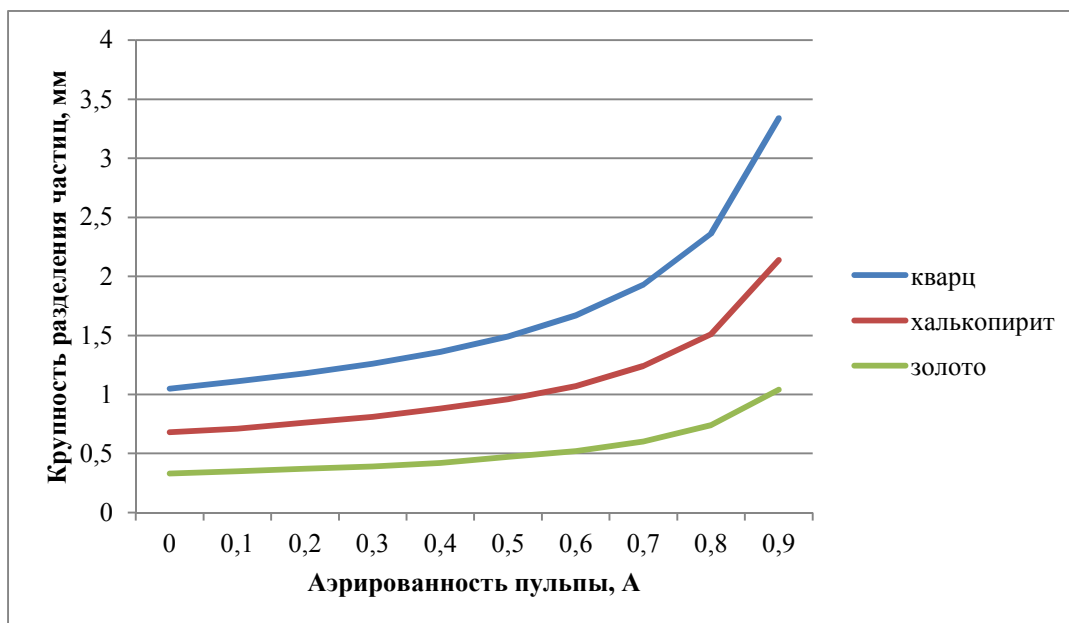


Рисунок 4 – Влияние аэрированности пульпы на крупность разделения частиц

Обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах интенсифицирует процессы вторичной концентрации минералов в пене при ее сужении [4].

Список литературы

1. Морозов Ю. П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд: дис. д-ра техн. наук: 25.00.13 – Екатеринбург, 2001. – 397 с.
2. Морозов Ю. П. Теоретический анализ флотоклассификации // Изв. Вузов. Горный журнал. – № 4-5 – 2001. – С.49-54.
3. Морозов Ю.П., Базуева Н.В. Влияние пузырьков воздуха на вынос частиц в слив флотоклассификатора // Известия вузов. Горный журнал. – № 5. – 1988. – С. 115-119.
4. Фалей Е. А. Флотоклассификация с разделением пенного продукта в сужающемся желобе / Фалей Е. А., Колтунов А. В., Интогарова Т. И., Валиева О. С. // Мат-лы междунар. науч.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог – Исеть», 2016. – С. 242-245.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗНАЧЕНИЯ ПРИЗНАКА РАЗДЕЛЕНИЯ ГЛИНОЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ФОТОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ*

Бурдонов А. Е.¹, Барахтенко В. В.¹, Зелинская Е. В.¹, Гавриленко А. А.², Новиков Ю. В.¹

¹ФГБОУ ВО «Иркутский национальный исследовательский технический университет» г. Иркутск, Россия

²ПАО «РУСАЛ Братский алюминиевый завод», г. Братск, Россия

*Работа выполнена при поддержке гранта Президента Российской Федерации № МК-1739.2020.5

ВВЕДЕНИЕ

В процессе производства алюминия сырца на электролизерах с самообжигающимися анодами при технологических операциях, поточно-регламентированных обработках и корректировке химического состава электролита, операциях, производимых дизельной и напольно-рельсовой техникой, происходит просыпание глинозема и фтористых солей сквозь вентиляционные решетки. В результате этого технологическим сырьем засыпается часть ошиновки и отметки ± 0 [1-4]. Также, при аварийных прорывах расплава из электролизера на отметку ± 0 попадает алюминий и электролит, которые впоследствии застывают, окалина железа от металлоконструкций и кремний, который образуется от разрушения бетонного покрытия. В результате образуется значительное количество глиноземсодержащих отходов, непригодных к вторичному использованию в процессе электролиза по причине существенного загрязнения солями железа и кремния.

В связи с чем встает задача снижение массовой доли примеси железа и кремния до требуемых показателей для эффективного использования в процессе электролиза. В рамках выполнения проекта были изучены химические, физико-механические и минералогические характеристики глиноземсодержащего смета [5-7].

При изучении сырья на бинокулярном микроскопе продуктах выявлено две фазы: темная, черно-серая и светлая, серовато-белая. Светлая фаза представлена преимущественно сферами, которые отличаются только по крупности. Из продуктов выделено две моно-фракции, которые значительно отличаются по химическому составу. В связи с чем была выдвинута гипотеза о возможности использования фотометрической сепарации для решения поставленной задачи.

С целью оценки использования данного метода произведены исследования по изучению контрастности свойств сырья.

ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКАЯ ЧАСТЬ

При настройке ФМС исследовалась возможность использования косвенных признаков – цветовых характеристик разностей, присутствующих на поверхностях кусков пробы. При визуальной разборке было установлено, что в пробе присутствуют 3 цветовых класса (цветовых разности): серая цветовая разность; белая цветовая разность; темноцветная разность.

От каждой цветовой разности были отобраны характерные образцы, которые были сфотографированы оптической системой сепаратора. Для определения координат в системе RGB с каждой цветовой разности были сняты показания в системе RGB для 50 точек. На рисунке 1 представлены плоскости цветовой модели RGB для всех трех цветовых разностей. На рисунке 2 представлены дифференциальные распределения показаний для каждой из цветовых разностей.

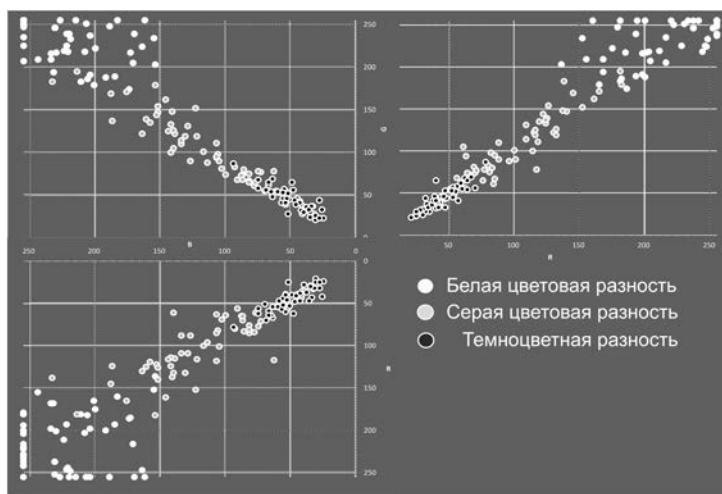
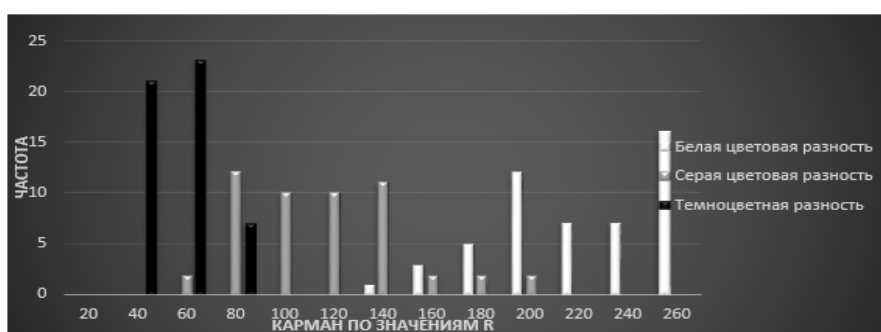


Рисунок 1 – Плоскости цветовой модели RGB с нанесенными координатами для цветовых разностей, присутствующих в пробе

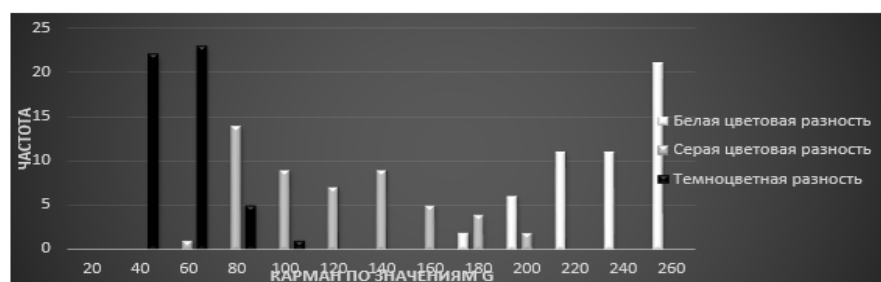
Как следует из рисунков, темноцветной разности соответствуют гистограммы (каналы) $20 \leq R < 70$; $20 \leq G < 70$; $20 \leq B < 70$, серой разности соответствуют каналы $70 \leq R < 160$; $70 \leq G < 180$; $70 \leq B < 180$, белой цветовой разности соответствуют каналы $160 \leq R \leq 255$, $200 \leq G \leq 255$, $180 \leq B < 255$. Цветовой класс по каналам $R < 20$, $G < 20$ и $B < 20$ соответствуют фоновой подложке. Полученные значения заносились в программу настройки сепаратора.

Все фотографии были обработаны на установке GemStar 600 в программе Bulk Material Inspector 2.2.1, с получением двух файлов – атрибутивного изображения куска и изображения, содержащего информацию о площадных характеристиках (площади куска и процентном отношении цветового класса к общей площади поверхности куска, соответствующего ранее выбранным гистограммам). Исходными данными для работы программы являлись фотографии кусков и гистограммы, соответствующие выбранным цветовым разностям. По ним компьютерная программа диагностировала на

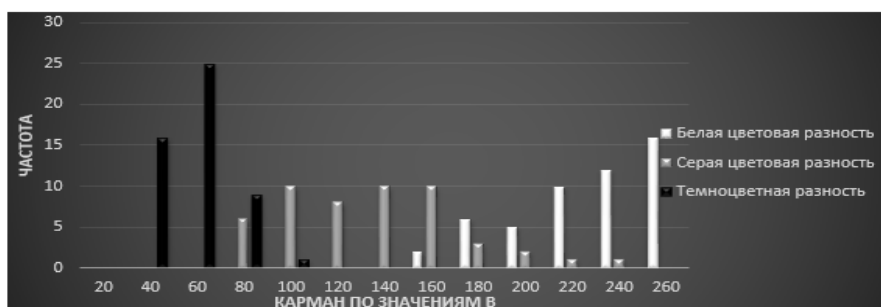
поверхности куса разности различных цветовых классов. В результате получали атрибутивное изображение куса, на котором белым, зеленым и синим цветом отмечены области, соответствующие гистограмме светлоцветных, серых и темноцветных разностей (рисунок 3). Красным цветом обозначались цветовые разности, гистограммы которых не были заданы в программе. Далее компьютерная программа рассчитывала, какую долю площади всего образца занимает каждый цветовой класс, с представлением результата в виде показанного на рисунке изображения. Ввиду отсутствия данных по содержанию основных компонентов в продуктах, представляющих собой различные цветовые разности, было принято решение попытаться выделить максимальное количество продуктов, различных по своим цветовым характеристикам от каждого класса крупности в отдельности.



А



Б



В

Рисунок 2 – Дифференциальное распределение точек выделенных цветовых разностей по каналам красного (А), зеленого (Б), синего (В) цветов

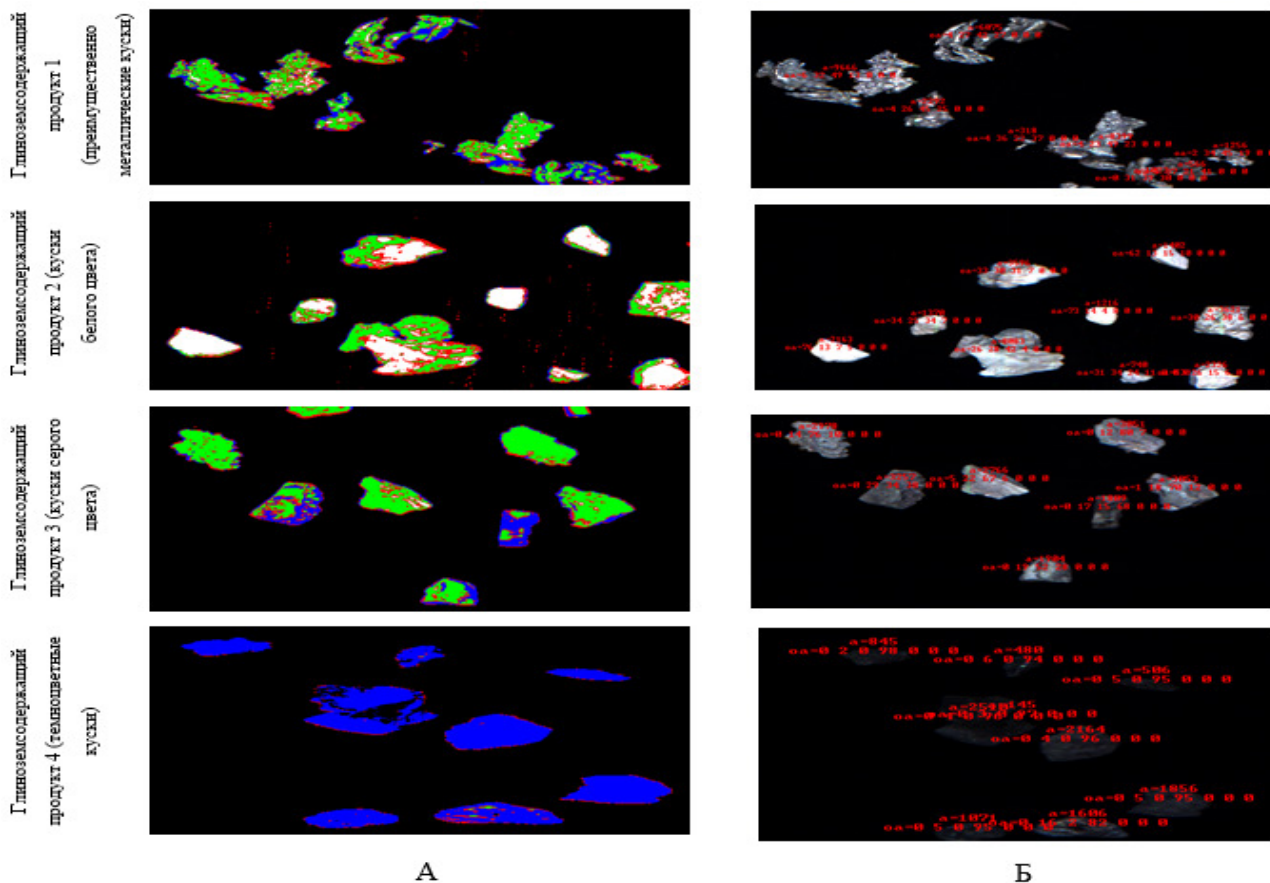


Рисунок 3 – Определение значения признака разделения:

а) атрибутивные цвета; б) расчет признака разделения (первое значение oa – площадь белых цветовых разностей, второе – площадь разностей, гистограммы которых не задавались; третье – площадь серой цветовой разности, четвертое – темноцветные разности; класс крупности $-20+5$ мм)

ВЫВОДЫ

При настройке ФМС исследовалась возможность использования косвенных признаков – цветовых характеристик разностей, присутствующих на поверхностях кусков пробы. При визуальной разборке было установлено, что в пробе присутствуют 3 цветовых класса (цветовых разности): серая цветовая разность, белая цветовая разность, темноцветная разность.

На основании полученных данных можно утверждать о целесообразности применения метода фотометрической сепарации для очистки глиноземсодержащего сырья.

Список литературы

1. Николаев А. Ю., Ясинский А. С., Суздальцев А. В., Поляков П. В., Зайков Ю. П. Электролиз алюминия в расплавах и суспензиях KF-ALF3-AL2O3 // *Расплавы*. 2017. № 3. С. 205-213.
2. Головных Н. В. Моделирование процессов электролизного производства алюминия и обеспечение его экологической безопасности // *Экология промышленного производства*. 2009. № 3. С. 2-8.
3. Виноградов А. М., Васюнина И. П., Михалев Ю. Г., Поляков П. В. Исследование влияния состава электролита на расход обожженных анодов при электролитическом

получении алюминия // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2008. № 5. С. 22-28.

4. Васюнина Н. В., Дубова И. В., Белоусов С. В., Шарыпов Н. А. Рециклинг сметок электролизного производства алюминия // Обогащение руд. 2019. № 2. С. 39-44.

5. Бурдонов А. Е., Зелинская Е. В., Гавриленко Л. В., Белоусов С. В., Гавриленко А.А. Изучение состава некондиционного глиноземсодержащего материала для использования в технологии первичного алюминия // В сборнике: Цветные металлы и минералы - 2018 Сборник докладов Десятого международного конгресса. 2018. С. 500-509.

6. Бурдонов А. Е., Зелинская Е. В., Гавриленко Л. В., Гавриленко А. А. Изучение вещественного состава глиноземсодержащего материала алюминиевых электролизеров для использования в технологии первичного алюминия // Цветные металлы. 2018. № 3. С. 32-38.

7. Бурдонов А. Е., Барахтенко В. В., Прохоров К. В., Гавриленко А. А. Результаты исследований рабочих индексов дезинтеграции глиноземсодержащих отходов // Обогащение руд. 2018. № 4 (376). С. 11-16.

УДК 555.497.622.765.06

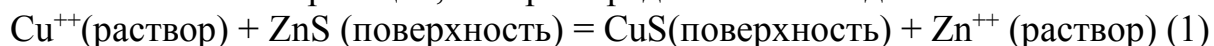
ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ МИНЕРАЛОВ СУРЬМЫ С КАТИОНАМИ СВИНЦА, СУЛЬФИДРИЛЬНЫМИ РЕАГЕНТАМИ НА ОСНОВЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ

Соложенкин П. М.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

Катионы металлов широко используют для активации сульфидных минералов при их флотации. Катионы меди применяют для активации поверхности сфалерита, арсенопирита, пирита при флотации золота, катионы железа для активации кварца [1-2]. Катионы свинца для флотации антимонита и при выщелачивания золота цианистым натрием и т.д. [3-4].

Установлена реакция, которая предложена Годэном:



Позднее установлена несколько другая реакция [4]:



при образовании сульфида меди в степени окисления Cu (1).

Механизм активации свинцом антимонита изучен недостаточно.

В зависимости от pH свинец может быть представлен в виде: Pb^{2+} , PbOH^+ , $\text{Pb}(\text{OH})_2$, $\text{Pb}(\text{OH})_3^-$, $\text{Pb}(\text{OH})_4^{2-}$, $\text{Pb}_3(\text{OH})_4^{2+}$. Эти соединения могут взаимодействовать с Sb_2S_3 .

Реакцию катионов свинца с поверхностью антимонита можно характеризовать следующим уравнением:



$$\lg K = -9,06; F = 12,36 \quad (1)$$

$$\lg[\text{Pb}^{2+}] = 3,02 + 0,66 \lg[\text{SbO}^+] - 0,666\text{pH} \quad (2)$$



Заряды на атомах свинца значительно выше, чем на атомах меди. Возможно, этим и объяснить более распространенное использования свинца в качестве активаторов минералов сурьмы, чем меди. Общая энергия для активированного медью антимонита больше (-0,4979 кал/моль), чем для активированного свинцом антимонита (-1,2037 кал/моль). Предпочтительно антимонит будет взаимодействовать с катионами свинца.

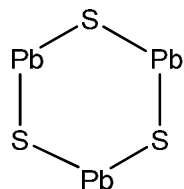
Исследовали влияния катионов металлов на флотацию антимонита. Смесь катионов металлов более активна в качестве активаторов Sb_2S_3 , при последовательной подаче катионов металла. Наиболее эффективна смесь $Cd + Ag$, а также $Cu(II) + Zn(II)$.

Произведение растворимости Cu^{2+} , с ксантогенатом гораздо ниже, чем Pb^{2+} , что, казалось бы, должно способствовать их активному взаимодействию по сравнению со свинцом. В то же время соли свинца являются лучшими активаторами антимонита при его флотации ксантогенатом.

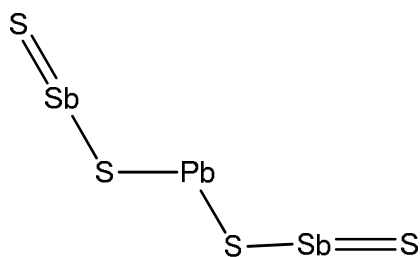
Замещение сурьмы антимонита катионами свинца.

В процессе активации антимонита катионами свинца в виде $Pb(NO_3)_2$ или $Pb(CH_3CH_2CO)_2$ происходит замещение катионов сурьмы минерала свинцом. При этом замещение возможно двух атомов сурьмы тремя катионами свинца, т.е. $2Sb = 3Pb^{+2}$. А в случае катионов меди (I) возможно вытеснение тремя катионами меди одного атома сурьмы, т.е. $Sb = 3Cu^+$.

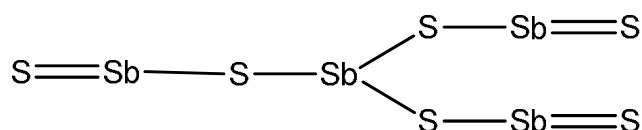
Модель для антимонита Sb_2S_3 типа $S=Sb-S-Sb=S$ и в случае замещения $2Sb = 3Pb$ будет в виде циклической Pb_3S_3 :



Модель антимонита $S=Sb-S-Sb=S$, а для активированного антимонита $PbSb_2S_4$, так как в $S=Sb-Pb-Sb=S$ вытеснятся прежде атомы сурьмы.



Для радикала Sb_4S_6 (после Sb_2S_3) модель можно представить в виде:



Для Sb_4S_6 при замещении $2Sb=3Pb$ получим модель типа $Pb_3S_6Sb_2$ с молекулярным весом 1057,57, а при замещении $4Sb = 6Pb$ получим Pb_6S_6 с молекулярным весом 1439,69:

Катионы меди (свинца) замещают атом сурьмы и атом серы в антимоните Sb_2S_3 с образованием халькостибита $CuSbS_2$ или бурнонита $CuPbSbS_3$.

Катионы свинца (меди) замещают два атома сурьмы и два атома серы из радикалов Sb_4S_6 антимонита с образованием цинкениита $PbSb_2S_4$ или $CuSb_2S_4$. При активации радикалов Sb_4S_6 антимонита катионами свинца и меди возможны замещения с образованием соединений типа $Pb_2Sb_2S_5$ и $Cu_2Sb_2S_5$, или типа $Pb_3Sb_2S_6$ и $Cu_3Sb_2S_6$. Катионы свинца и меди могут вытеснить атом серы из антимонита с образованием $PbSb_2S_2$ или $CuSb_2S_2$, хотя в природе таких минералов пока не обнаружено.

Изучение процесс активации сульфида сурьмы катионами металлов методом ядерного квадрупольного резонанса (ЯКР).

Данные ЯКР позволяют косвенно судить о характере сорбции (объемной или поверхностной) и диффузии катионов. Поскольку объемная сорбция приводит к более высокой концентрации примесей в окрестностях квадрупольного атома, она должна резко сказаться на параметре спин-спиновой релаксации T_2 . Наибольшее влияние на величину T_2 оказывают катионы Cu^{2+} и Ag^+ , наименьшее – Pb^{2+} и ксантогенат.

На основе исследований автор считает, что миграция исследованных катионов меди в глубь решетки является одной из причин, объясняющих слабую их активационную способность к антимониту по сравнению со свинцом. Добиться повышения показателей флотации можно уменьшением степени миграции катионов вглубь решетки путем последовательной обработки антимонита солями тяжелых металлов. Применяя смесь катионов $Zn^{2+} + Cu^{2+}$ при флотации сурьмяных руд, можно значительно улучшить охрану окружающей среды. Оптимальное отношение использования Zn^{2+} и Cu^{2+} равно 1:1.

Эффективность использования смеси катионов была подтверждена при флотации сурьмяной руды. При применении $Pb(NO_3)_2$ получены сурьмяные концентраты с содержанием Sb 55,68-58,59 % при извлечении сурьмы 66,8-66,3 % и содержании Sb в хвостах 0,87-0,99 %. При использовании смеси $CuSO_4$ и $ZnSO_4$ получен концентрат с содержанием Sb 53,32 % при извлечении сурьмы 64,9 % и содержании сурьмы в хвостах 0,99 %.

На рис. 1 представлены некоторые соединения свинца, Cu с собирателями, которые образуются на поверхности минералов для $Cu-S-Cu$ и $Pb=S$.

Были построены комплексы сурьмы с сульфгидрильными и смешанными собирателями типа $Sb(ButylKx)_3$, $Sb(ButylKx)(DMDTC)_2$. Смешанные комплексы сурьмы при последовательном замещении одной молекулы собирателя другой.

ВЫВОДЫ

Созданы активированные свинцом и медью модели антимонита.

Изучен механизм активации антимонита катионами свинца, меди. Установлен факт поверхностной сорбции свинца при активации Sb_2S_3 , что создает благоприятные условия для взаимодействия с ксантогенатом и гидрофобизации поверхности. Катионы меди в отличие от катионов свинца мигрируют в решетку минерала, что создает неблагоприятные условия для взаимодействия с собирателем.

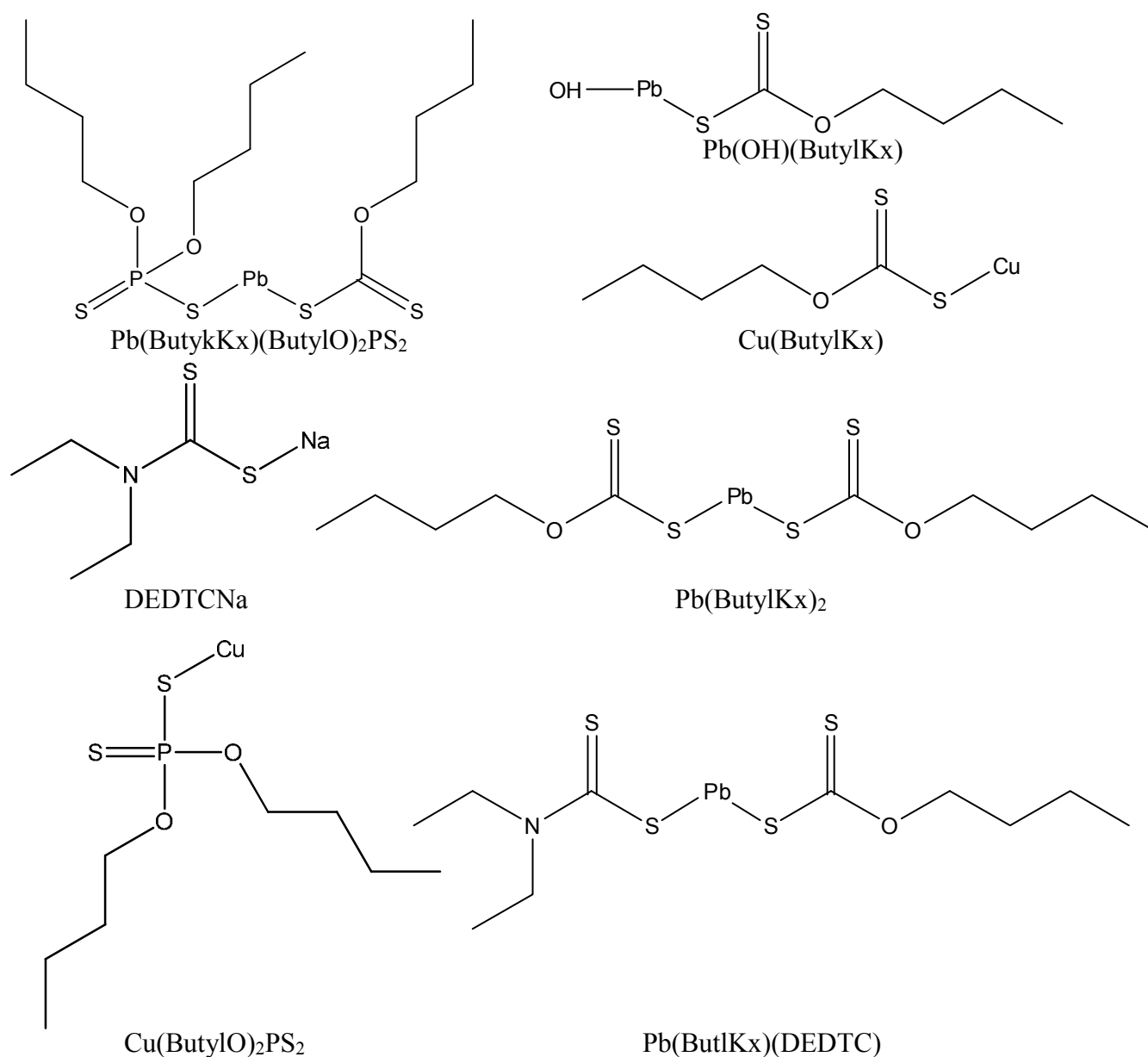


Рисунок 1 – Модели соединения свинца и меди с сульфгидрильными собирателями

Применяя смесь катионов $\text{Zn}^{2+} + \text{Cu}^{2+}$ при флотации сурьмяных руд, можно значительно улучшить охрану окружающей среды. Оптимальное использование Zn^{2+} и Cu^{2+} равно 1:1.

Проведено изучение возможности замены свинца смесью цинка и меди.

При применении в качестве активатора свинца или смеси катионов $Zn^{2+} + Cu^{2+}$ получены практически одинаковые результаты. Применяя смесь катионов $Zn^{2+} + Cu^{2+}$ при флотации сурьмяных руд, можно значительно улучшить охрану окружающей среды.

Список литературы

1. Соложенкин П. М., Зинченко З. А. Обогащение сурьмяных руд. М. Наука. 1985. – 181 с.
2. Совмен В. К., Гусков В. Н., Белый Ф. В., Кузина З. П., Дроздов С. В. др. Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях Крайнего Севера. Новосибирск: Наука. 2007. – 144 с.
3. Rao S. Ramachandra. Surface Chemistry of Froth Flotation. V.2: Reagents and Mechanisms. Kluwer Academic / Plenum Publishers. 1982. 744 P.
4. Sergey A. Vorobyev et, al. Colloidal and Immobilized Nanoparticles of Lead xanthates. ACS Omega 2019, 4, 11472-11480.

УДК 622.73

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ВКРАПЛЕННЫХ МЕДНО-НИКЕЛЕВЫХ РУД НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ СОЧЕТАНИЙ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ И ИМПУЛЬСНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Хабарова И.А., Гетман В.В., Бунин И.Ж.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

Вкрапленные медно-никелевые руды месторождений России являются высокоценным сырьем, запасы которого многократно превосходят запасы богатых и медистых руд. В перспективе этот тип руды может стать основным источником производства цветных и, особенно – драгоценных металлов. Для повышения извлечения МПГ из вкрапленных руд целесообразно как применение собирателей, улучшающих флотиремость собственно минеральных форм драгоценных металлов, так и режимов флотации, которые способствовали бы наиболее полному извлечению всей совокупности сульфидов, не вызывая нарушений в дальнейшем процессе селекции. Перспективным подходом к эффективному модифицированию состава, структуры и свойств поверхности геоматериалов, повышению контрастности структурно-химических и технологических (флотационных) свойств природных минералов (сульфидов) является использование в процессах обогащения полезных ископаемых интенсифицирующих методов физико-химических и энергетических воздействий (механохимические, электрохимические, ультразвуковые, радиационные, импульсные энергетические, плазменные и другие методы) [1].

В работе представлены результаты экспериментальных исследований по определению оптимального сочетания таких интенсифицирующих факторов, как импульсные энергетические воздействия (высоковольтные наносекундные импульсы, МЭМИ [2]) и флотационные реагенты, обеспечивающих повышение извлечения металлов из вкрапленных медно-никелевых руд. В качестве собирателей испытывали сочетание неионогенных собирателей класса тионокарбаматов, которые известны как эффективные собиратели медных минералов, селективные по отношению к сульфидам железа, в частности, пирита и пирротина. Однако, установлено [3, 4], что при использовании сочетания тионокарбамата с ксантогенатом в определенном порядке и пропорции, на 5-15 % возрастает выход, как минерала меди – халькопирита, так и сульфидов железа – пирита, пирротина. Разработанный реагентный режим флотации испытан на пробе вкрапленной медно-никелевой руды, подвергнутой предварительной обработке высоковольтными наносекундными импульсами.

Материалы и методики исследований. Исследования проводили на мономинеральной фракции пирротина, выделенного из медно-никелевой пирротинсодержащей руды (Fe 49,75 %; Cu 2,98 %; Ni 4,4 %), и пробе вкрапленной медно-никелевой руды (Fe 11,5 %; Cu 0,88 %; Ni 0,46 %). Из материала шихты вкрапленных и медистых руд, предварительно обогащенного в тяжелых средах, изготавливали аншлифы для минералогического анализа с использованием приборно-аналитического комплекса «Olympus–Analysis».

Электромагнитную импульсную обработку минеральных проб проводили на лабораторной установке (ИПКОН РАН; НПП ФОН, Рязань). Длительность (видео-)импульсов не превышала 10 нс; напряженность электрического поля $\sim 10^7$ В/м; частота повторения импульсов – 100 Гц; время обработки минеральных проб изменялось в интервале $t_{\text{treat.}} = 10-100$ с для различных образцов ($N_{\text{imp.}} = 10^3$ до 10^4 импульсов).

Изучение процессов адсорбции собирателей на поверхности пирротина и десорбции их с минеральной поверхности при промывке водой изучали методом УФ-спектрофотометрии.

При флотации минералов и вкрапленной руды (в исходном состоянии и после предварительной электромагнитной импульсной обработки) в качестве собирателей использовали сочетание Z-200 (изопропилэтилтионокарбамат) с БКс; для сравнения проводили флотацию с реагентом ДП-4 (малорастворимый сульфонат кальция). Флотацию проводили методом фракционного съема пенного продукта через определенный промежуток времени.

Результаты и их обсуждение. Повысить извлечение всех сульфидов в коллективный концентрат позволяет применение сочетания тионокарбамата и бутилового ксантогената. Неионогенные собиратели класса тионокарбаматов (или тиокарбаматов), проявляя высокие собирательные

способности по отношению к медным минералам, слабо флотируют сульфиды железа, в частности пирит и пирротин. Ранее [3, 4] было установлено, что при флотации мономинеральных разностей пирита, халькопирита и пирротина при использовании сочетания ИТК (изопропилметилтионокарбамата) с бутиловым ксантогенатом (БКс) проявляется эффект существенного повышения извлечения сульфидов по сравнению с флотацией одним ксантогенатом.

Исследования, выполненные с использованием мономинеральных разностей пирротина и халькопирита, показали, что при контакте минерала сначала с неионогенным собирателем (ИТК), а затем с ионогенным собирателем (БКс), извлечение пирротина повышается на 25-35 %, а халькопирита на 8 % по сравнению с результатами, полученными при флотации одним ксантогенатом. При одновременной подаче ИТК с БКс и при подаче ИТК после БКс эффект повышения извлечения от использования тионокарбамата исчезает. Аналогичный эффект наблюдался при флотации чистого пирротина (рисунок 1). В этих опытах минерал сначала контактировали в течение 1 мин с ИТК при концентрации 2 мг/л, а затем подавали БКс. С увеличением концентрации БКс извлечение пирротина возрастало, причем при всех концентрациях БКс в опытах, где использовали сочетание его с ИТК, выход пирротина был на 25-35 % выше, чем в опытах без ИТК. Изучение процессов адсорбции собирателей на поверхности пирротина и десорбции их с минералов при промывке водой показали, что ИТК, закрепившийся на пирротине в отсутствие ксантогената, практически полностью (на 85 %) отмывается водой. Так же легко отмывается тионокарбамат, адсорбированный на пирротине после ксантогената. При перемешивании пирротина с раствором, содержащим одновременно оба собирателя, прочность закрепления ИТК существенно повышается. В этом случае в результате трехкратной промывки десорбируется лишь 34,6 % от первоначально закрепившегося количества ИТК. И совсем не десорбируется тионокарбамат с минерала, обработанного сначала ИТК, а затем ксантогенатом. Очевидно, повышение прочности закрепления тионокарбамата в этих условиях и является причиной возрастания флотируемости сульфидных минералов при сочетании ИТК с ксантогенатом. Результаты, полученные при флотации минералов, были использованы при проведении экспериментов по флотации вкрапленной медно-никелевой руды, подвергнутой предварительной электроимпульсной обработке.

В результате электромагнитной импульсной обработки ($t_{\text{treat.}} = 30$ с, $N_{\text{imp.}} = 3 \cdot 10^3$) и последующих операций додраблывания–измельчения концентрата из шихты вкрапленных и медистых руд, гранулометрическая характеристика частиц сростков претерпела следующее изменение (рисунок 2). Произошло разрушение более крупных сростков на отдельные фрагменты. Наиболее заметно уменьшение числа сростков класса крупности $-0,05+0,07$ мм (на 9 %), а также увеличение на 12 % числа более мелких

сростков размером $-0,01+0,03$ мм. В целом можно отметить, что в образце в результате воздействия МЭМИ и измельчения происходило селективное раскрытие минеральных сростков, уменьшение числа сростков с незначительным содержанием (до 10 %) и число сростков с преобладающим содержанием (70-90 %) сульфидов.

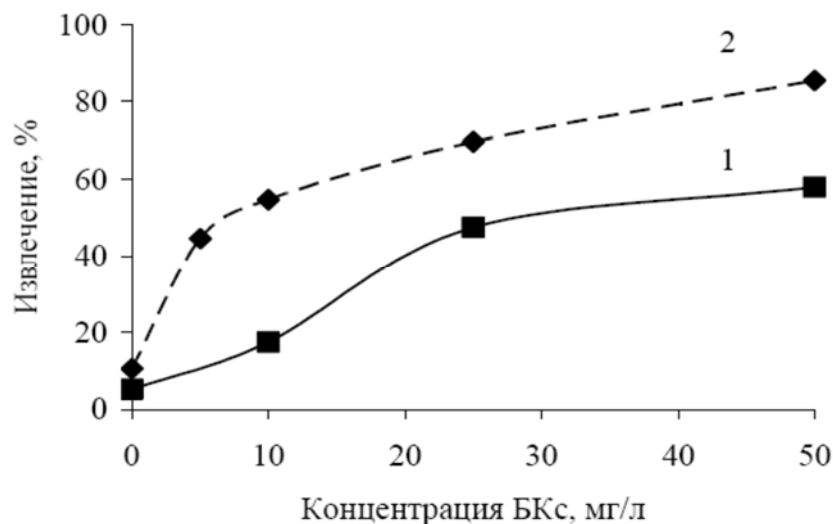


Рисунок 1 – Флотуемость пирротина бутиловым ксантогенатом (1) и сочетанием ИТК с ксантогенатом (2)

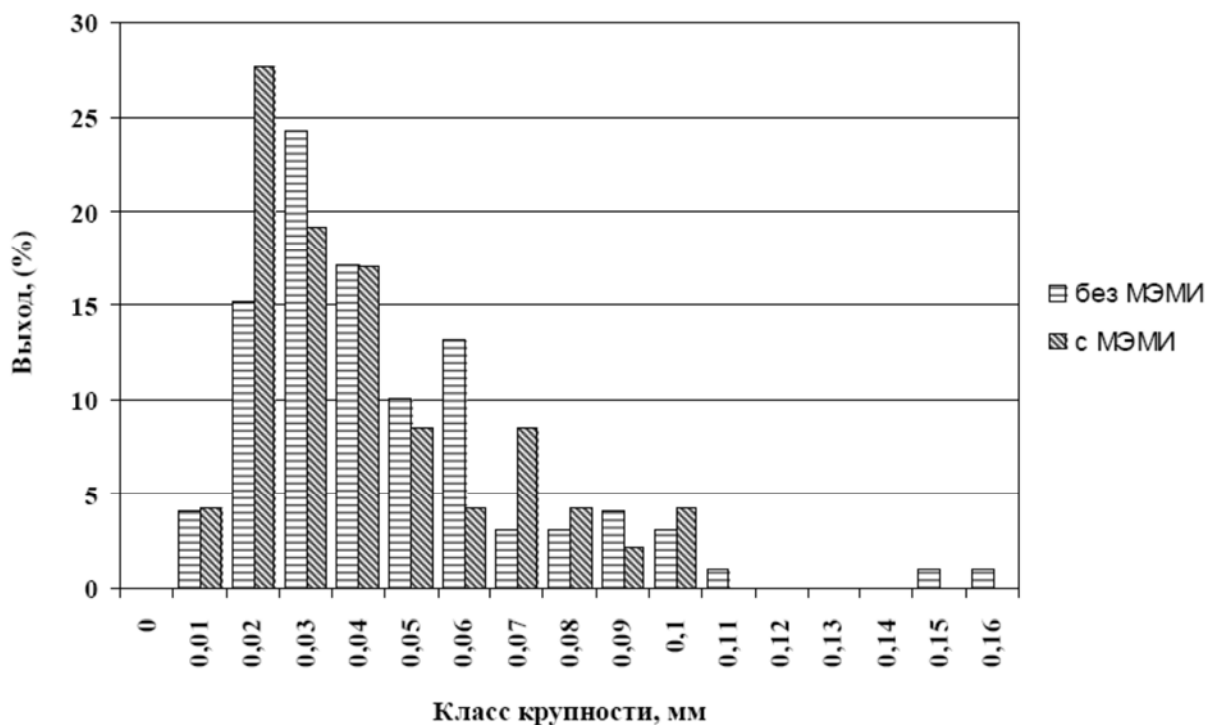


Рисунок 2 – Влияние воздействия МЭМИ ($t_{\text{treat.}} = 30$ с, $N_{\text{imp.}} = 3 \cdot 10^3$) и последующего измельчения на гранулометрический состав зерен-сростков в концентрате, выделенного из шихты вкрапленных и медистых руд

При флотации с реагентами ДП-4 и БКс вкрапленной медно-никелевой руды, подвергнутой кратковременному импульсному воздействию ($t_{\text{treat.}} = 30 \text{ с}$, $N_{\text{imp.}} = 3 \cdot 10^3$), извлечение никеля снижалось на 3,6 %, а при сочетании реагентов Z-200 с БКс – увеличивалось на 4,1 %. Двукратное увеличение продолжительности электроимпульсной обработки ($t_{\text{treat.}} = 60 \text{ с}$, $N_{\text{imp.}} = 6 \cdot 10^3$) вызывало при флотации руды с ДП-4 и БКс увеличение извлечения меди в концентрат на 4,2 %. При использовании сочетания Z-200 с БК происходило увеличение извлечения меди на 2,6 % и никеля – на 1,7 % по сравнению с опытом без предварительной импульсной обработки.

Таким образом, нетепловое воздействие мощных электромагнитных импульсов (МЭМИ [2]) на геоматериалы вызывает селективное раскрытие минеральных сростков и контрастное изменение структурно-химических и технологических свойств минералов [1, 5]. Применение сочетания тионокарбамата с бутиловым ксантогенатом при флотации вкрапленной медно-никелевой руды после предварительной электроимпульсной обработки позволило повысить извлечение меди и никеля в коллективный концентрат на 2-3 % при сохранении качества концентрата по сравнению с результатами, полученными по стандартному режиму (с ДП-4).

Список литературы

1. Бунин И. Ж., Рязанцева М. В., Самусев А. Л., Хабарова И. А. Теория и практика применения комбинированных физико-химических и энергетических воздействий на геоматериалы и водные суспензии // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 77-83.
2. Бунин И. Ж., Бунина Н. С., Вдовин В. А., Воронов П. С., Гуляев Ю. В., Корженевский А. В., Лунин В. Д., Чантурия В. А., Черепенин В. А. Экспериментальное исследование нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на упорное золотосодержащее сырье // Изв. РАН. Сер. Физическая. – 2001. – Т. 65. – № 12. – С. 1788-1792.
3. Chanturiya V. A., Nedosekina T. V., Matveyeva T. N., Ivanova T. A. New reagents and reagent modes for flotation of Cu-Ni-Pt ores of Russia // /Proceeding of the XXIII IMPC – Istanbul, Turkey, 2006. – Vol. 1. – P.683-688.
4. Недосекина Т. В., Степанова В. В. Изучение флотационного действия сочетания реагентов-собирателей // Обогащение руд: II Всероссийская школа-семинар молодых ученых, посвященная 75-летию со дня рождения чл.-кор. РАН С.Б. Леонова. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2006. – С.40-44.
5. Чантурия В. А., Иванова Т. А., Хабарова И. А. и др. Влияние озона при воздействии наносекундными электромагнитными импульсами на физико-химические и флотационные свойства поверхности пирротина // ФТПРПИ. – 2007. – № 1. – С. 91-99.

ИЗУЧЕНИЕ КОМПЛЕКСООБРАЗОВАНИЯ И АДСОРБЦИИ S-ЦИАНЭТИЛ N,N-ДИЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА НА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛАХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

Разработка современных технологий, обеспечивающих прирост производства благородных металлов, будет способствовать вовлечению в эксплуатацию новых видов минерального сырья и более полному извлечению ценных компонентов из комплексных золотосодержащих руд.

Создание эффективных реагентов и флотационных режимов для обогащения тонких классов золота является инновационным решением повышения извлечения благородных металлов при флотационном методе обогащения.

Актуальность создания новых эффективных реагентов состоит в возможности более полного извлечения золота и цветных металлов в концентраты при сокращении их потерь с отвальными продуктами обогащения [1-3].

Проведенные в ИПКОН РАН исследования новых видов реагентов показали, что реагенты класса дитиокарбаматов являются эффективными собирателями для извлечения золота из руд. Реагенты этого класса более селективные по отношению к золотосодержащим минералам по сравнению с ксантогенатом [4-7]. Из литературных источников известно, что дитиокарбаматы взаимодействуют с ионами золота, образуя соединения, в которых золото находится в состоянии окисления I, II и III [8].

В настоящее время на большинстве обогатительных фабрик, перерабатывающих золотосодержащие руды, используется малоселективный собиратель – ксантогенат.

Реагенты класса дитиокарбаматов, обладая селективными собирательными свойствами, являются перспективными реагентами для извлечения золота. При использовании цианэтилированного диэтилдитиокарбамата в качестве дополнительного к ксантогенату собирателя во флотации медно-порфировых руд наблюдалось повышение извлечения меди и золота, а во флотации свинцово-цинковых руд – увеличение извлечения свинца и серебра [9-11].

Расширение ассортимента доступных реагентов избирательного действия является актуальной задачей в области флотационного обогащения комплексных золотосодержащих руд.

В настоящей работе изучены комплексообразующие и адсорбционные свойства S-цианэтил N,N-диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) с целью определения возможности его последующего использования для извлечения золота из комплексных руд.

Выбор оптимальных условий формирования гидрофобного слоя собирателя на поверхности золотосодержащих минералов является определяющим

фактором повышения извлечения благородных металлов из труднообогатимых руд, в связи с этим необходимо исследование процесса комплексообразования реагентов с Au и характера их адсорбции на поверхности сульфидов в условиях флотации.

Цель данной работы – изучение процессов комплексообразования S-цианэтил N,N-диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) с ионами золота и анализ его адсорбции на поверхности халькопирита, арсенопирита и пирита с применением методов УФ-спектроскопии (Shimadzu UV-1800) и лазерной микроскопии (KEYENCE VK-9700) в условиях флотации золотосодержащих руд.

Формула реагента ЦЭДЭТК представлена на рисунке 1.

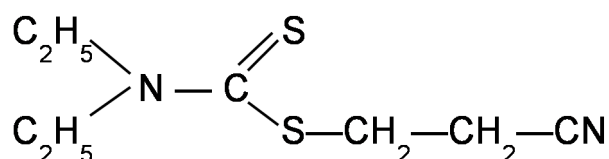


Рисунок 1 – Структурная формула ЦЭДЭТК

Изучение комплексообразования S-цианэтил N,N-диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) с Au в водных растворах при комнатной температуре выполнено методом УФ-спектрофотометрии. На спектрофотометре Shimadzu UV-1800 были сняты УФ-спектры индивидуальных веществ и реакционных смесей (рисунок 2). В качестве источника растворенного золота использован раствор $\text{H}[\text{AuCl}_4]$, характеристические максимумы поглощения наблюдаются при 219 и 285 нм (рисунок 2, спектр 1).

УФ-спектр исходного водного раствора ЦЭДЭТК (рисунок 2, спектр 2) имеет характерные максимумы поглощения при 223, 252, 274 нм. При смешивании раствора ЦЭДЭТК с $\text{H}[\text{AuCl}_4]$ в объемном соотношении 1:1 в УФ-спектрах реакционной смеси обнаруживается исчезновение пика ЦЭДЭТК при 274 нм и появление новых максимумов при 254, 318 нм. Изменения в спектрах указывают на образование комплексного соединения ЦЭДЭТК с Au (рисунок 2, спектр 3) [12].

Таким образом, спектрофотометрическим методом показана способность S-цианэтил N,N-диэтилдитиокарбамата (ЦЭДЭТК) к образованию комплексных соединений с золотом в условиях, близких флотационным.

Анализ адсорбции ЦЭДЭТК на халькопирите, арсенопирите и пирите методом сканирующей лазерной микроскопии выполнен на полированных аншлифах минералов 10×10 мм. Аншлиф минерала обрабатывали раствором реагента, после чего просматривали на микроскопе.

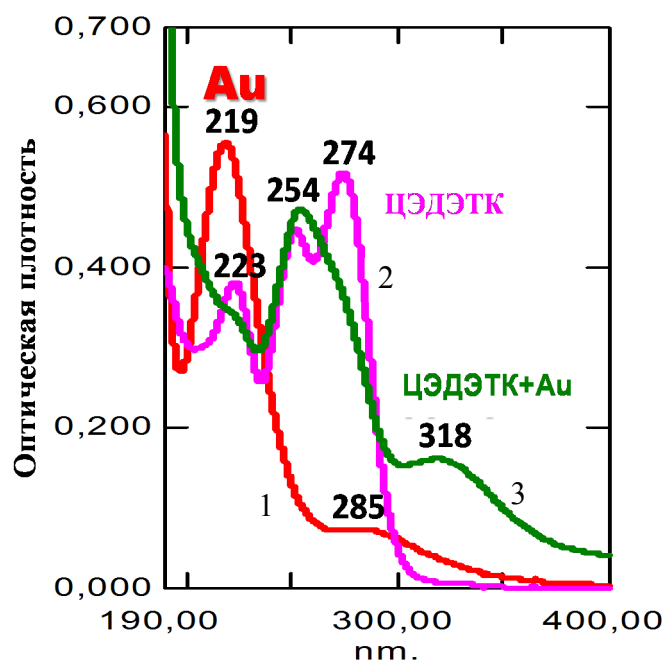


Рисунок 2 – УФ-спектры растворов золота (1), ЦЭДЭТК (2), и реакционной смеси ЦЭДЭТК с золотом (3)

Оценка состояния поверхности сульфидных минералов до и после контакта с растворами реагента проводилась на конфокальном лазерном микроскопе. Детальное исследование и изменение рельефа поверхности выполнено на высокоразрешающем сканирующем лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700. Данный микроскоп позволяет получать цветные изображения, проводить бесконтактные измерения высокой четкости. Режим изучения тонких пленок позволяет одновременно изучать их поверхность (фазы реагента) и подстилающую подложку (сульфидного минерала). Определение топологии образцов происходит путем получения трехмерных координат точек на изучаемой поверхности методом сканирования образца фиолетовым лазером. Применение лазерного луча позволяет получать наиболее четкие снимки рельефа поверхности изучаемого объекта, а также выполнять численные измерения неровностей рельефа. Точность измерения по вертикали составляет до 1 нм [2, 3].

Изображение аншлифа халькопирита после воздействия реагента ЦЭДЭТК, полученное на лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700, представлено на рисунке 3.

Исследованиями, выполненными методом лазерной микроскопии (KEYENCE VK-9700) было установлено, что обработка аншлифа халькопирита реагентом ЦЭДЭТК приводит к появлению на поверхности минерала очень мелких новообразований, которые видны при большом увеличении, кроме того наблюдается новая фаза в виде дискретных плоских капель округлой формы размером 31×28 и 28×23 мкм, высотой 1 мкм (рисунок 3).

На аншлифах пирита и арсенопирита после воздействия реагента ЦЭДЭТК обнаружено небольшое количество очень мелких новообразований.

ВЫВОДЫ

Методом УФ-спектрофотометрии показано образования комплексных соединений S-цианэтил N, N-диэтилдитиокарбамата с золотом в растворе.

Методом сканирующей лазерной микроскопии установлена способность S-цианэтил N, N-диэтилдитиокарбамата к формированию адсорбционного слоя на поверхности золотосодержащих сульфидов, что позволяет предложить его в качестве собирателя для извлечения золота из руд.

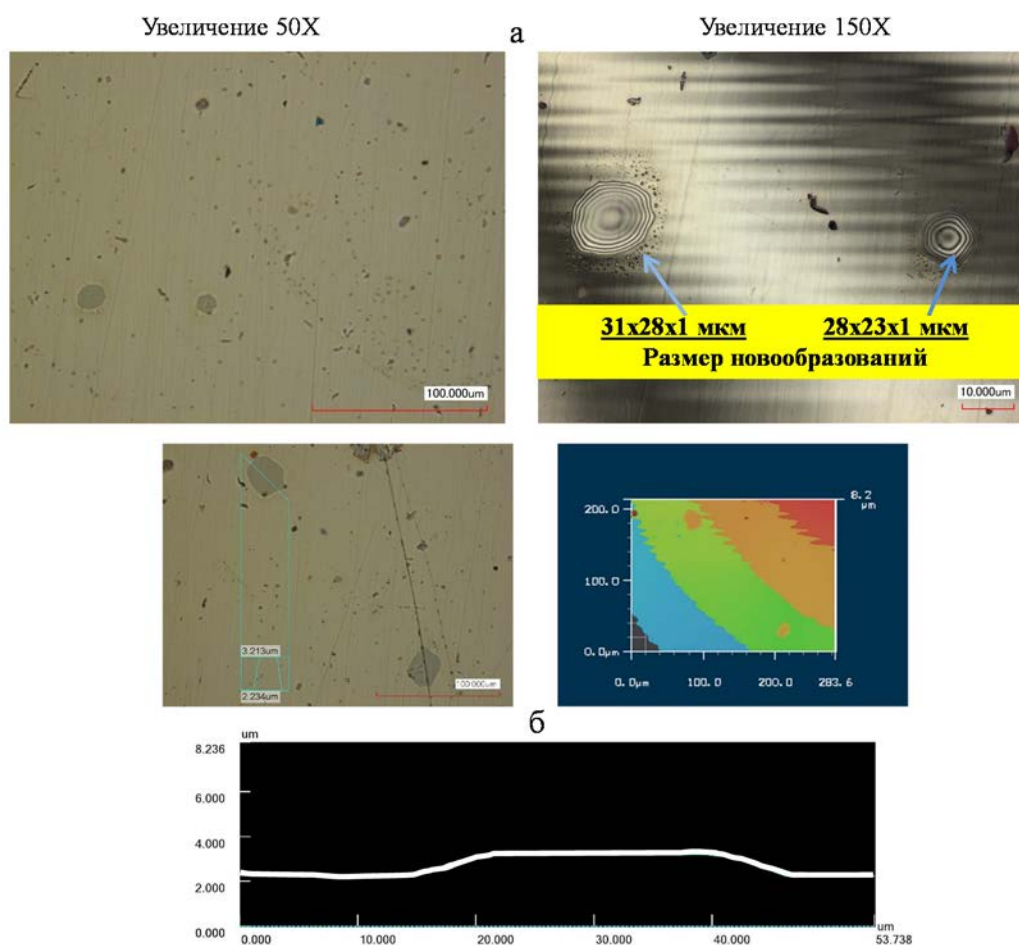


Рисунок 3 – Изображение аншлифа халькопирита (а) после воздействия ЦЭДЭТК и бесконтактное измерение размеров новообразований на поверхности (б) (лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700)

Список литературы

1. Матвеева Т. Н., Иванова Т. А., Гетман В. В., Громова Н. К. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов из упорных руд // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 89-93.
2. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите

методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. – 2018. – № 7. – С. 27-32.

3. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А., Ланцова Л. Б. Модифицирование поверхности сульфидных минералов и касситерита устойчивыми комплексами металл-дибутилдитиокарбамат // Обогащение руд. – 2017. – № 5 (371). – С. 15-20.

4. Matveeva T. N., Chanturiya V. A., Ivanova T. A., Gromova N. K. New reagent modes for flotation recovery of gold from refractory ores using herbal extracts // Proc. of XXVIII International Mineral Processing Congress (IMPC 2016). – 2016. – pp. 1-11.

5. Matveeva T. N., Gromova N. K., Lantsova L. B. Adsorption of tannin-bearing organic reagents on stibnite, arsenopyrite and chalcopyrite in complex gold ore flotation // Journal of Mining Science. – 2016. – Vol.52. – № 3. – pp. 551-558.

6. Matveeva T., Gromova N. Adsorption Characteristics of Combined Sulfhydryl Collector on Chalcopyrite and Arsenopyrite in Flotation of Complex Gold Ores // Inżynieria Mineralna – Journal of the Polish Mineral Engineering Society. – 2019. – № 1(43). – pp. 153-157.

7. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Иванова Т. А., Чантурия В. А. Физико-химическое воздействие модифицированного диэтилдитиокарбамата на поверхность золотосодержащих сульфидов при флотации руд благородных металлов // ФТПРПИ. – 2013. – № 5. – С. 147-156.

8. Бырьюко В. М. Дитиокарбаматы. – М.: Наука, 1984.

9. Глинкин В. А., Иванова Т. А., Шихкеримов П. Г. Синтез и исследование флотационного действия реагента ДЭЦЭ // Цветная металлургия. – 1989. – № 1. – С. 14-15.

10. Глинкин В. А. Исследование и разработка процесса селективной флотации полиметаллических серебросодержащих руд с применением диметилдитиокарбамата натрия: автореферат дис. ... кандидата технических наук: 25.00.13 / Гос. науч.-исслед. ин-т цв. металлов "Гинцветмет". – Москва, 2004. – 26 с.

11. Иванов А. Извлечение золота при обогащении медно-молибденовых руд // Золотодобывающая промышленность. – 2017. – № 5.

12. Бек М., Надьпал И. Исследование комплексообразования новейшими методами. – М.: Мир, 1989.

УДК 622.705

ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИИ В УЗБЕКИСТАНЕ

**Мирзанова З. А.¹, Хасанов А. У.¹, Рахимжонов З. Б.¹, Атахонов А. О.¹,
Ахматов А. А.²**

¹АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Узбекистан

²ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат», г. Навои, Узбекистан

Известно, что металл сыграл революционную роль в ускорении производства, развитии государственности и урбанизации древних обществ. Средняя Азия была одним из крупных центров Востока по извлечению металлов и производству изделий и монет.

Медь и золото были одним из первых металлов, которые человечество начало добывать и употреблять в своих нуждах.

На территории нынешнего Ташкентского вилоята и Ферганской долины добыча меди и сопутствующих ей металлов – золота и серебра – производилась с древних времен.

Некоторые авторы отмечают, что металлургия Чаткало-Кураминского района, фиксируемая археологически со II тысячелетия до н.э., развивалась на местной рудной базе.

Вероятно, с I тысячелетия до н.э. уже достаточно интенсивно начинают функционировать медные рудники Кармазара, снабжавшие сырьем район Кайраккумов (Таджикистан) и долину Ахангарана (Ташкентского вилоята). В этом плане весьма интересны находки на южных склонах Кураминского хребта в Кайраккумах, где в ходе археологических раскопок выявлены специальные рудоплавильные поселения эпохи поздней бронзы и раннего железа, работавшие на Кармазарской руде (ныне рудник «Кальмакыр»). Отсюда богатые руды и иногда слитки металла поступают в соседние районы, и, в частности, в долину Ахангарана, государства Илака, где находились плавильные городища Тункент и Туккент.

Археологические раскопки, характеризующие материальную культуру в Шаш-Илаке (проводились в 1930-40 гг., затем 1960-80 гг.), показали, что обнаруженные находки и остатки кузнечного, ювелирного и металлообрабатывающего производств отвечают довольно высокому техническому уровню.

В средневековом Шаш-Илаке такими центрами были Тункент и Туккент (нынешний Алмалык). В другие центры продукция могла расходиться в виде полуфабриката-крицы, потому что от неё начиналось получение разных сортов железа. Неслучайно такие крицы археологи встречали в ремесленных мастерских средневекового Ардланкета и более древнего Кендыктепе (в древности Чарвака и Туябугуза – Ташкентского вилоята). Такие же крицы вместе с печью найдены в Харашке. Крицу сильно разогревали в печи и отбивали на наковальне деревянными или железными молотами таким образом, что из неё окончательно отделялись шлаки, и получали чистое железо. Этот процесс требовал значительно меньше топлива и оставлял небольшие шлаковые отходы. Путём различной степени закалки получалось мягкое или твёрдое железо.

Во время археологических раскопок, проведенных в тридцатые годы прошлого столетия под руководством В.М. Массона, обнаружены некоторые мастерские, которые были связаны с ювелирным производством. Изучение обнаруженных изделий показало, что со II до XII века происходило развитие металлургии в государстве Илак со столицей в г. Тункент (нынешнее село Абиз Ахангаранского района). Для получения металлов в Тункент привозили богатую руду из месторождений, находящихся в зоне Кураминского хребта.

С тех времён название одной гор «Кухи-сим» – Серебряная гора. После ручной сортировки в зависимости от типа руды получали свинец, медь, золото и серебро. Перерабатывались также железные руды для получения железа.

Наибольшее развитие металлургия получила в государстве Илак в IV-XII веках. Об этом свидетельствуют многочисленные находки монет различных правителей с титулами хана или дехкана по принадлежавшим им территориям.

В начале XIII века развитие металлургии и промышленных центров было приостановлено в связи с монгольской агрессией, которая привела к уничтожению сложившихся государств и людским потерям.

Восстановление производства связано уже с историей других государственных образований, сначала подконтрольных монгольским ханам, а потом и национальных.

Письменные источники не сообщают ни об одном из ханов Шаш-Илака (нынешний Ташкентский и Сырдарьинский вилояты). О них мы знаем по монетам, и о производстве металла можно ориентировочно узнать по отходам и шлакам. До наших дней сохранилось более 200 тыс. тн. шлака и другие отходы металлургического производства, только в столице Тункенте, где работали металлургические печи и получали металл, там и в основном выпускали монеты и другие изделия из металла (свинец, золото и серебро). Общее число монетных дворов в этих областях достигало, таким образом, десятков, однако регулярная чеканка дирхемов и фельсов производилась на монетных дворах Шаша (Ташкент), Илака (Ахангаранский район) и Тункента (Илакский монетный двор, вероятно, не тождественен Тункентскому, хотя и располагался, надо полагать, тоже в Тункенте). В остальных городах и городках выпуск монет осуществлялся эпизодически. Но горное дело, т.е. добыча полезных ископаемых подземным способом, металлургические выплавки металлов проводились непрерывно. В одних случаях это был в первую очередь политический акт, в других – экономическое мероприятие, призванное обеспечить нужды местной, в основном мелкой, повседневной торговли.

Содержание меди в шлаке, полученного в то время при производстве меди составляло от 0,3 до 1 %. Это свидетельствует о высоком уровне технологии, поскольку примерно с такими же потерями меди работают существующие предприятия.

Возрождение интереса к региону произошло в XIX в. В 1875 г. русский геолог Г. Д. Романовский опубликовал первые данные о геологическом строении Центральной Азии. Почти одновременно с ним И. Р. Мушкетов в ходе проведения геологических исследований Центральной Азии посетил описываемый регион, которому впервые дал наименование горы Кармазар.

В 1910 г. некоторые выработки осматривались горным инженером В. Н. Тамилиным. В. Н. Вебер так же упоминает древние выработки долины Ахангарана и (не без влияния В. В. Бартольда) указывает на серебряный рудник Шаша напротив с. Аблык. Некоторые рудники посетили А. Кастанье, выработки Кансая осматривал в 1915 г. В. Н. Вебер, Канимансур – горный инженер Р. Буб.

Интерес к Алмалыкскому рудному району возродился в середине 20-х годов в связи с широкими геологическими работами, направленными на выявление рудных богатств Карамазара. Одновременно фиксировались и памятники древней культуры, особенно связанные с горным делом и металлургией.

С. Ф. Машковцев по отдельным обнаружениям коренных пород описал выходы окисленных руд на Кальмакыре. В 1925 году они были детально изучены Б. Н. Наследовым. По его настоянию с 1927 года на рудоуправлении «Кальмакыр» начались регулярные разведочные работы. В итоге в Алмалыкском горнорудном районе под покровом четвертичных отложений, скрывавших коренные породы, были открыты уникальные месторождения медно-молибденовых руд «Кальмакыр» и «Сары – Чеку» и свинцово-цинковое – Кургашикан. Однако факт открытия требовал дальнейших работ, по оценке запасов месторождений.

В 1927 году А. П. Кириковым выявляются гигантские шлаки в Нишбаше, впоследствии изученные Б. Н. Наследовым. О большом прогрессе в изучении района свидетельствует перечень объектов, предложенных в путеводителе и освещенных докладах III Всесоюзного съезда геологов.

Усилившийся интерес к истории района привёл к появлению ряда популярных работ геологического профиля, затрагивавших историю горного дела. К ним можно отнести брошюры и статьи А. В. Королева и Б. Н. Наследова, сборник статей по Карамазару, популярную статью П. И. Князева.

Серьёзным вкладом в изучение района явилась сводная работа Б. Н. Наследова «Кармазар», в которой наряду с геологическим обзором дана краткая история и главное, приведено систематическое описание всех известных к тому времени месторождений, древних рудников, плавильных пунктов и шлаковых отвалов. Эта работа представляла ценный материал и для историков материальной культуры, ставивших целью изучение горного дела Карамазара.

В мае 1931 г. была организована Алмалыкская геологоразведочная партия. Под руководством геологов Ю. А. Сикстель и И. П. Морозова в период 1931-1934 гг. на месторождении «Кальмакыр» было пробурено более ста скважин до глубины 250 м.

М. П. Русаков, главный инициатор освоения богатств Кальмакыра, дает ему промышленную оценку в журнале «Цветные металлы» за 1931 г. № 10 и в следующем 1932 г. в журнале «Вестник геологоразведки» № 1-2 вторично подтверждает своё заключение.

Б. Н. Наследов после его назначения руководителем работ по изучению гор Кармазара буквально на пустом месте организовал разведочные работы в районе Алмалыка и на других объектах региона. Заслуга Б. Н. Наследова заключается в том, что, несмотря на все пессимистические прогнозы, разведка здесь продолжалась и довольно успешно. За короткий промежуток времени под его руководством были описаны и предварительно оценены месторождения «Сары-Чеку», Актурпа, Кургашинкан, «Алтын-Топканская» группа месторождений, включая Кансай, Курусай, Текели, Табошар и ряд других. Зимой 1931 г. по приглашению Средазцветметразведки М. П. Русаков всего несколько часов пробыл на месторождении, но сразу же оценил грандиозность его запасов, что и послужило в дальнейшем развитию здесь геологоразведочных работ и созданию гиганта цветной металлургии Республики Узбекистан – Алмалыкского горно-металлургического комбината.

В 1939 г. были утверждены первые запасы меди и попутных компонентов, которые легли в основу проектирования рудника «Кальмакыр». Подсчитанные запасы по руде составили 300 млн. т., по меди – 2 млн. т.

Первым большим промышленным объектом стройки была свинцово-цинковая обогатительная фабрика.

На основании Указа Президиума Верховного Совета от 10 июля 1951 г. был образован город областного подчинения Алмалык с населением 6700 человек.

Республика Узбекистан является третьим по величине из государств СНГ производителем меди, уступая по объёму её производства только России и Казахстану. Медная промышленность базируется на крупных месторождениях медных руд в районе долины Ахангарана, в предгорьях Кураминского хребта Ташкентской области. Предприятия по добыче руды, её обогащению и переработке медных концентратов входят в состав АО «Алмалыкский ГМК». В производстве меди используются золотосодержащие кварцевые руды и концентраты, поставляемые со специализированных обогатительных фабрик и карьеров.

Основным продуктом переработки является катодная медь. Дополнительно вырабатывается серная кислота, утилизируемая из технологических газов. Кроме этого, в процессе производства меди в товарную продукцию извлекаются золото, серебро, молибден, селен, теллур, а также осмий и рений. Алмалыкский комбинат располагает передовой технологией и оснащён современными технологическими агрегатами. По многим показателям он не уступает лучшим зарубежным предприятиям.

В настоящее время начато освоение технологии комплексной переработки медного сырья, а также отходов производства цинка в медном пирометаллургическом производственном комплексе с получением товарного железа и изделий из литейного шлака. Реализация этой программы, с учётом требований о полной переработке сырья, осуществляемая на АГМК, сделает его одним из передовых предприятий мирового уровня.

Переработка технологических газов с производством из них серной кислоты долгое время сдерживалась из-за отсутствия устойчивого сбыта, что в свою очередь обусловлено объективными трудностями, связанными с трудностями предприятий по производству удобрений в виду отсутствия фосфатного сырья.

Узбекистан располагает заводами по производству кабельной продукции и обработке цветных металлов. С учётом обеспечения сырьём при существующем уровне производства на несколько столетий медная промышленность имеет хорошие перспективы для своего развития.

Собранные выше сведения наглядно показывают, что начиная с древнейших времён население Средней Азии, постепенно овладевало навыками добычи полезных ископаемых и передавало их из поколения в поколение, которые дошли до наших времён.

Список литературы

Хасанов А. С., Топилов Т. Т., Аскарров М. А., Атаханов А. С. Древний Алмалык. Монография. Ташкент, 2001 г.

УДК 669.054.8

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ШТЕЙНО-ШЛАКОВУЮ СИСТЕМУ

Хасанов У. А., Рахимжонов З. Б., Бекбутаев А. Н., Муталлибхонов С. С.
АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Узбекистан

Алмалыкский ГМК располагает плавильными мощностями, включающими в себя отражательную печь, печь КФП (факельная плавка в кислороде) и печь Ванюкова (ПЖВ). Настоящее время отражательная печь находится в резерве, печь КФП и ПВ успешно перерабатывает медные концентраты, оборотные материалы, золотосодержащие концентраты и хвосты.

Физические свойства этих расплавов в плавильных печах (ОП, ПВ, КФП) непосредственно влияют на основные параметры металлургических процессов. Физические свойства расплавов (F) является функциями состава исследуемой фазы и внешних параметров, определяющих состояние системы, как правило P, T.

Равновесие в фазовой ассоциации, участвующей в заданной системе, и связанное с ней внутри фазовое равновесие до сих пор рассматривались в рамках традиционного подхода. При таком подходе состояние системы определяется параметрами состояния.

Параметрами состояния, определяющими внешнее воздействие на систему, являются давление, объём и температура (P, V, T). Поскольку эти параметры связаны уравнением $PV/T = C$, рассматриваются только два, обычно P и T , что характеризует изобарно-изотермический характер процессов, происходящих в фазовой ассоциации.

Правило фаз Гиббса $\Phi = n - m + f$ применяется в этом случае при $f = 2$, по числу внешних параметров состояния.

Если фазовая ассоциация рассматривается как ассоциация конденсированных фаз, состояние которых определяется параметрами массообмена, например, $\lg P_{S_2}$ и $\lg P_{O_2}$, давление можно игнорировать. В этом случае $f = 1$ [1].

Однако на фазовую ассоциацию могут влиять и другие внешние воздействия, которые условно можно принять за параметры состояния. В этом случае $f > 2$.

Если на фазовую ассоциацию воздействует какой-либо дополнительный фактор, то или число степеней её свободы увеличивается на единицу, либо в её составе появляется дополнительная фаза.

В термодинамике под фазой подразумевается однородная смесь или раствор компонентов, ограниченный поверхностью раздела с другими фазами.

Любая j -ая фаза, кроме массы, характеризуется набором компонентов $\{X_{ij}\}$, причём $X_{ij} = 1$. Фаза, подчиняющаяся законам неидеальных растворов, характеризуется, кроме того, $\{a_{ij}\}$ или $\{\gamma_{ij}\}$

Раствор (расплав) из i -компонентов характеризуется избыточной свободной энергией Гиббса смешения

$$\Delta G_{Tji}^{cm} = \Delta H_{Tji}^{cm} - \Delta S_{Tji}^{cm}$$

Для идеального раствора, состоящего из i -компонентов (j -ой фазы),

$$\Delta G_{Tji}^{cm} = \sum X_{ji} \ln X_{ij}$$

Для неидеального раствора

$$\Delta G_{Tji}^{cm} = \Delta G_{Tj}^0 + \sum X_{ji} \ln \gamma_{ij}$$

Примем в качестве стандартного состояния идеальный раствор ($\gamma_{ij} = 1$).

Тогда для неидеального раствора отклонения от идеальности определяются избыточной свободной энергией Гиббса для i -го компонента ($\Delta G_{Tji}^{изб.см}$).

Для случая $f=2$ (в качестве параметров состояния учитываются только P и T) избыточная свободная энергия Гиббса фазы совпадает с избыточной свободной энергией смешения, т.е. $\Delta G_{Tji}^{\text{изб.см}} = \Delta G_{Tji}^{\text{см}}$.

Для идеального раствора $\Delta G_{Tji}^{\text{изб.см}} = \Delta G_{Tji}^{\text{изб.}} = 0$.

Поскольку $\Delta G_{Tji}^{\text{изб.см}} = \Delta G_{Tji}^{\text{изб.}} = RT \ln \gamma_{ij}$ ($\gamma_{ij} = 1$).

Существование равновесной фазовой ассоциации подразумевает наличие нескольких фаз, находящихся в равновесии друг с другом.

Равновесие двух фаз подразумевает равенство в них химических потенциалов для каждого i -го компонента $m_{ji}=m_{j+1}$, а, следовательно, и равенство активностей $a_{ji}=a_{j+1}$ для каждого i -го компонента.

Условием равновесия j -ой и $j+1$ фазы является $a_{ij} = a_{ij+1}$.

Если обе фазы идеальны, то из этого следует, что при

$$\gamma_{ij} = \gamma_{ij+1} = 1, X_{ij} = X_{ij+1}.$$

В условиях тождества для j и $j+1$ фаз и, следовательно, полного равенства концентраций в двух конденсированных фазах при $f = 2$ эти фазы являются идентичными или рассматриваются как одна фаза, пусть разделённая на несколько частей.

Вышеуказанное справедливо, только когда j и $j+1$ фаза находятся в одном агрегатном состоянии. Если в равновесии существуют две фазы, подчиняющиеся идеальным законам, то их агрегатные состояния, разные, но в этом случае необходимо учитывать теплоту перехода из одного агрегатного состояния в другое как параметр состояния и $f = 3$, если считать степень перехода одной фазы в другую как степень свободы.

Отсюда следует вывод, что две идеальные фазы с одним набором компонентов в одном агрегатном состоянии в равновесии существовать не могут.

Для идентификации фаз, находящихся в одном агрегатном состоянии и являющихся не идеальными (установление того, что эти фазы не являются одной фазой), требуется выполнение условия хотя бы для одного i

$$X_{ij} \neq X_{ij+1}.$$

в условиях равновесия, или $\gamma_{ij} \neq \gamma_{ij+1}$ при $a_{ij} = a_{ij+1}$

Условие $\gamma_{ij} = 1$ (условие идеальности) может выполняться только для одной из фаз, участвующих в равновесии в фазовой ассоциации.

Учёт отклонения от идеальности может проводится двумя способами. Пусть в j -ой фазе возможна реакция S :

$\Delta G_T^0 = -RT \ln K_{Sp}^c$ (для идеальной фазы K^c – константа для концентрации),

$\Delta G_T^0 = -RT \ln K_{Sp}^a$ (для неидеальной фазы K^a – константа для активности),

$$\Delta G_{ST}^0 = -RT \ln K_{Sp}^a = -RT \ln K_{Sp}^c K_{\gamma_{Sp}}$$

где K_{γ} – комплекс активности для S -ой реакции (L_S),

или $\Delta G_{ST}^0 = -RT \ln K_{Sp}^c - RT \ln K_{Sp}^c K_{\gamma_{Sp}}$

Величине $-RT \ln K \gamma_{sp}$ соответствует некоторое значение ΔG_{ST} , которое и определяет отклонение от идеальности. Эта величина называется избыточной свободной энергией Гиббса ($\Delta G_{ST}^{изб}$) для S-ой реакции в j-ой фазе, которая и определяет величины активностей и коэффициентов активностей [2]. Идеальная фаза в этом случае рассматривается как стандартная. В этом случае справедлива формула

$$\Delta G_{ST} = \Delta G_{ST}^0 + \Delta G_{ST}^{изб} = -RT \ln K_{ST}^c \text{ или } \Delta G_{ST}^{изб} = -RT \ln K \gamma, \\ \Delta G_{ST}^{0изб} = \Delta G_{ST}^{изб} + T \Delta S_{ST}^{изб}.$$

С достаточно большой степенью достоверности можно считать, что технологические процессы медного производства происходят в фазовых ассоциациях в системе Cu–Fe–S–O–SiO₂, которую можно дополнить CaO–Al₂O₃–C–H–N.

В реальном технологическом процессе участвуют расплавы, включающие в себя Mg, Na, K, P, Cr, Ti, As, Si и другие элементы. Полный количественный учёт всех элементов и соединений представляет практически неразрешимую на настоящий момент задачу из-за отсутствия необходимых термодинамических данных. Поэтому необходимо ввести отдельные упрощения и учитывать только основные компоненты. При физико-химическом анализе представленной системы считается, что физико-химические процессы происходят в окислительных или слабо восстановительных условиях. В этом случае можно пренебречь диссоциацией SiO₂, CaO, Al₂O₃, а также их восстановлением или сульфидированием. В дальнейшем при изложении некоторых вопросов это ограничение может быть снято.

Основными компонентами рассматриваемой системы являются: металлы, их сульфиды и оксиды, образующие самостоятельные фазы. В качестве компонентов учитываются Cu, Cu₂S, Cu₂O, Fe, FeS, FeO, Fe₃O₄, Fe₂O₃, SiO₂, Si, CaO, Al₂O₃, C, CO, H₂, H₂O, S, SO₂, SO, H₂S, N₂, O₂.

Исследования показали, что в этой системе в условиях, соответствующих плавке на штейн, могут иметь место следующие фазы: металл, сульфидный сплав (штейн), оксидный сплав (шлак) и газовая фаза.

Для упрощения рассмотрим систему Cu–Fe–S–O–SiO₂. Область существования в ней различных фазовых ассоциаций можно установить в границах различного значения серо-кислородного потенциала. Общее количество компонентов в системе – 5. В фазовых ассоциациях могут участвовать металлические фазы на основе меди или железа; сульфидная штейновая фаза и оксидная шлаковая фаза. Кроме того, в результате гетерогенизации оксидных расплавов в температурном интервале, соответствующем температурному интервалу технологических процессов, могут существовать две твёрдые фазы, диоксид кремния и магнетит. С учётом газовой фазы в фазовых ассоциациях могут участвовать 4 жидкие, 2 твёрдые и 1 газовая фаза, общее количество фаз – 7.

При количестве компонентов, равном 5, в условиях фиксации серо-кислородного потенциала уравнение для определения числа степеней свободы имеет вид $\Phi_c = N_k - N_\phi + 1$ при $\Phi_c = 0$, $N_\phi = N_k + 1$. Использование уравнения степени свободы Гиббса $\Phi = n - m + f$ при $f = 1$, а не при $f = 2$ связано с принятым способом учёта влияния внешних факторов. В системе может одновременно существовать в равновесии не более 6 фаз, т.е. фазовые ассоциации с максимальным числом фаз являются шестифазными. Диаграмма областей существования различных фазовых ассоциаций для системы Cu–Fe–S–SiO₂–O₂ в координатах, составляющих серо-кислородный потенциал, была составлена Язавой.

Таким образом, в случае суммарное количество сосуществующих фаз в фазовой ассоциации при $\Phi_c = 0$ увеличивается до 7, т.е. в системе могут сосуществовать две металлические фазы. Это подтверждается данными о наличии расслоения в системе Cu–Fe–C.

Границы существования фаз в координатах серо-кислородного потенциала для сильно-восстановительных условий в присутствии углерода нами не изучены.

Список литературы

1. Хасанов А. С. Физическая химия медного производства. Монография. Навои, 2003 г.
2. Шмонин Ю. Б. Пирометаллургическое обеднение шлаков цветной металлургии. М. Металлургия, 1981 г.

УДК 669.2/8

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ И РАЗРАБОТКА ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ В АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК»

Хурсанов А. Х., Исроилов А. Т., Пирматов Э. А., Хасанов А. С.

АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Узбекистан

В настоящее время АО «Алмалыкский ГМК» – одно из крупнейших горно-металлургических предприятий в Центральной Азии. Производственные мощности комбината базируются на запасах группы медно-порфировых, свинцово-цинковых и золотосеребряных месторождений, располагающихся на территориях Ташкентской, Джизакской, Наманганской и Сурхандарьинской области Республики Узбекистан.

В состав комбината входят шесть горнодобывающих предприятий, пять обогатительных фабрик, два металлургических завода с сернокислотными производствами, научно-производственное объединение по производству редких металлов и твердых сплавов, два цементных завода, трубный завод, ремонтно-механический завод, известковый завод, управление промыш-

ленного железнодорожного транспорта, управление автомобильного транспорта, управление по производству потребительских товаров, завод по производству взрывчатых веществ, а также более двадцати вспомогательных цехов и лабораторий.

Природные ресурсы Узбекистана многообразны, велики и создают благоприятные условия для развития экономики. Их важнейшими слагаемыми являются: в индустрии – крупные запасы полезных ископаемых, из которых выявлено более 2700 месторождений, и перспективных проявлений около 100 видов минерального сырья. По запасам меди, серебра, золота, цинка, вольфрама, природного газа и некоторых других полезных ископаемых Узбекистан занимает одно из ведущих мест в мировом масштабе.

Только разведанные запасы более 750 видов минеральных ресурсов Узбекистана оцениваются экспертами примерно в 3 триллиона долларов.

Характерной особенностью является то, что добыча руды в Узбекистане осуществляется, в основном, открытым способом, что обеспечивает рентабельность рудников. Действующие и строящиеся карьеры способны обеспечить производство меди и сопутствующих металлов не менее, чем на 200 лет, цинка и свинца – более, чем на 100 лет.

Одним из самых значительных проектов, реализуемых в последние годы на АГМК, является освоение месторождения «Ёшлик I». В целях обеспечения устойчивого развития производственных мощностей АО «Алмалыкский ГМК», расширения сырьевой базы комбината, привлечения передовых технологий в разработку месторождений и глубокую переработку минерально-сырьевых ресурсов, увеличения экспортного потенциала, создания новых рабочих мест и обеспечения на этой основе дальнейшего социально-экономического развития г. Алмалыка, Правительством Республики Узбекистан было принято решение о вовлечении в разработку месторождение, которое до этого рассматривалось как резервное.

Месторождение «Ёшлик I» расположено на северном склоне Кураминского хребта, в 1 км к юго-востоку от г. Алмалык и находится в непосредственной близости от месторождения «Кальмакыр». По значимости является второй после «Кальмакыра» сырьевой базой АО «Алмалыкский ГМК». Способ разработки месторождения – открытый. Предлагаемая производительность по добыче руды – до 50,0 млн. тонн в год. Начата реализация данного инвестиционного проекта с предварительной стоимостью, эквивалентной 1 696,2 млн. долларов США. В целом освоение месторождения «Ёшлик I» позволит к 2028 году обеспечить увеличение объемов производства меди в 2,1 раза, драгоценных металлов – на 33 процента. Кроме этого, намечено строительство новых объектов медно-обогачительного комплекса, цехов по электролизу меди, производству серной кислоты и другие. Реализация проекта обеспечит занятость более 10 тысяч человек.

Из всего многообразия редких и благородных металлов, присутствующих в рудах Алмалыкского рудного поля, промышленное значение имеют молибден, рений, селен, теллур, индий, осмий, вольфрам палладий и платина. Кроме вольфрама, извлекаемого из собственных руд, указанные редкие металлы извлекают попутно из продуктов металлургического производства, в которых они концентрируются.

В медных и цинковых полиметаллических рудах, которые перерабатывает АО «Алмалыкский ГМК», присутствует более 15 видов цветных, благородных и редких металлов, таких как золото, серебро, медь, цинк, свинец, кадмий, индий, селен, теллур, рений, платина, палладий, молибден, кобальт, литий, осмий, висмут, никель и другие.

Из них в АО «Алмалыкский ГМК» извлекают попутно золото, серебро, молибден в чистом виде, технические селен и теллур, рений в виде перрената аммония, палладий в порошке. С 2019 года проводятся исследования попутного извлечения благородных металлов из группы платиноидов: родия, иридия и платины из отработанного электролита цеха аффинажа золота и серебра медеплавильного завода.

Основным источником молибденовой, рениевой и осмиевой продукции является молибденовый промпродукт медной обогатительной фабрики с содержанием молибдена – 32 %, рения – 400-800 г/т. Селен и теллур извлекают из медеэлектролитных шламов перед получением из них золота и серебра.

На Алмалыкском горнорудном пласте медно-молибдено-ренией содержащих рудах изотопы осмия – 187 значительно больше аналогичных рудах мира. Целесообразность получения осмиевой продукции на промышленной основе, очевидно, из-за больших запасов исходного сырья в АГМК. На рисунке №1 приведено мировое производство редких и благородных металлов, которые имеются в Алмалыкском горнорудном районе.

Дополнительным, не используемым в настоящее время, источником получения рения, селена и теллура являются технологические газы и пыли плавильных агрегатов медеплавильного завода. В промывной кислоте, тонких конвертерных пылях и свинцово-висмутовом шламе концентрируется до 60 % от поступающего на завод количества этих металлов. Для извлечения металлов из этих продуктов предложены сорбционные и осадительные технологии. Эти технологии необходимо усовершенствовать, либо предложить новые в связи с проводимым в настоящее время изменением режимов промывки технологического газа и режимов работы электрофильтров.

Одним из важнейших направлений в увеличении выпуска редкометаллической продукции является возобновление производства индия на цинковом заводе АГМК. До 1994 года выпуск металлического индия составлял до 2 т/год. В настоящее время сырьевая база производства индия восстанавливается, и необходимо приступить к освоению производства этого металла в полном объеме. При разработке и освоении технологии следует учитывать достижения последних лет на профильных предприятиях мира. К ним относится технология,

совершенствование извлечения индия из вельц-окислов, и освоение сорбционной технологии концентрирования индия из различных растворов и промышленных стоков.

Наряду с освоением новых объектов извлечения редких металлов, в задачи комбината входит совершенствование существующих технологий извлечения, сокращение потерь металлов из-за несовершенства оборудования и отклонений в технологических режимах. В частности, за счет усовершенствования обжига молибденового промпродукта и доизвлечения рения из огарка и продуктов шламового поля научно-производственного объединения выпуск рениевой продукции предполагается повысить на 10-15 % от существующего. Также планируется увеличение производства рения из сбросных растворов сернокислотного цеха МПЗ. При переработке медеэлектролитных шламов резерв извлечения селена и теллура составляет 15-20 % и 8-10 % соответственно.

Следующим актуальным направлением в производстве редкометаллической продукции является повышение качества выпускаемых продуктов. Технический прогресс и рынок требуют производства продукции более высокой чистоты и более востребованной в сравнении с производимой АГМК. Для рения это, в первую очередь, производство порошков металлического рения марок ^{185}Re и ^{187}Re , для селена и теллура – получение марок Т0, Т1, Т2. Переход на выпуск более качественной и востребованной продукции повысит эффективность редкометаллического производства в 2-3 раза.

Анализ распределения редких металлов при обогащении медно-молибденовых руд комбината показывает, что в концентраты из руды извлекается не более 20-30 % рения, селена и теллура. В связи с этим актуальной остается задача доизвлечения этих металлов из хвостов обогащения, либо изыскание способов повышения извлечения в концентраты. Ее решение возможно в рамках общей проблемы доизвлечения меди, золота и серебра из текущих хвостов обогащения и накопленных в хвостохранилищах хвостов прошлых лет.

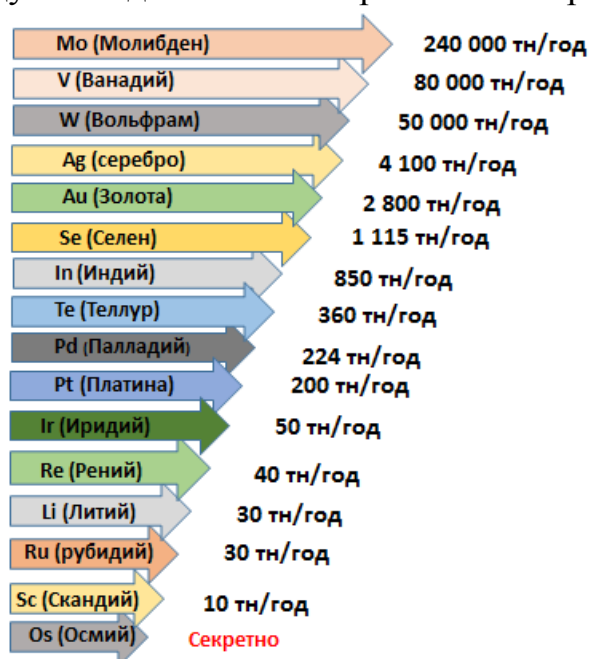


Рисунок 1 – Мировое производство редких и благородных металлов

Таким образом ожидается прирост извлечения редких и благородных металлов при совершенствовании производства:

- индия – из отходов и полупродуктов цинкового производства;
- селена и теллура – из анодных шламов цеха электролиза меди и промывной кислоты сернокислотного цеха медеплавильного завода;
- платины и палладия – из анодных шламов цеха электролиза меди;
- ванадия – из отработанных ванадиевых катализаторов сернокислотного цеха медеплавильного и цинкового заводов;
- рения – из молибденовых концентратов МОФ и промывной кислоты сернокислотного цеха МПЗ;
- осмия – из промывных растворов цеха производства редких металлов МПЗ.

Оценка резервов АГМК по редким металлам показывает, что освоение намеченных мероприятий позволит увеличить выпуск редкометаллической продукции в 1,5-2 раза и более уже в ближайшие годы.

УДК 669.21

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЕЛЬМАЧИК*

Василюк П. А., Размахнин К. К.

ФГБУН Институт горного дела им. Н. А. Чинакала СО РАН, г. Новосибирск, Россия

*Работа выполнена в рамках проекта ФНИ № гос. регистрации АААА-А17-117092750073-6

В последнее время все большее внимание уделяется вопросам экологичности и безопасности при использовании раствора цианида натрия в технологиях гидрометаллургической переработки золотосодержащих руд и техногенного минерального сырья. Наносимый ущерб окружающей природной среде, а также риск для здоровья и жизни людей при обращении с цианидом натрия, определяют актуальность поиска наименее опасных реагентов для выщелачивания золота из руд, техногенных образований и глубокозалегающих россыпей. При этом современное химическое производство предлагает достаточно широкий выбор реагентов для перевода золота в жидкую фазу, основой которых являются: тиоцианат, цианат, гипохлорит и т.д. Однако технологии с применением таких веществ не получили промышленной реализации и ограничены, в основном, лишь лабораторными экспериментами. В этой связи особое значение приобретает необходимость определения наиболее эффективных и экологически безопасных реагентов для выщелачивания золота, а также определение технологических особенностей их использования в промышленных масштабах.

Объектом исследований явились руды месторождения «Дельмачик», расположенного в Забайкальском крае. В пределах данного месторождения выделяется три морфологических типа золотого оруденения, представляющие промышленный интерес: штокверк «Центральный» сложной, близкой к синформно прогнутой линзе/формы; штокверк «Северо-Восточный» линейно-вытянутой формы и линейно-вытянутая минерализованная зона Антимонитовая.

В процессе проведения исследований были изучены факторы, влияющие на эффективность выщелачивания золота из руд месторождения «Дельмачик». По данным проведенных исследований установлено, что руды данного месторождения на 97-99 % представлены породообразующими минералами, основным из которых является кварц (43-53 %), также в значительном количестве присутствуют полевые шпаты (калиевые полевые шпаты и плагиоклазы, слюда (мусковит), глинистая составляющая (каолинит (2-6 %)), карбонаты (доломит, кальцит, сидерит (3-5 %)), основой рудной минерализации является, преимущественно, пирит, и в меньшей степени, арсенопирит. При этом исследованные золотосодержащие руды месторождения «Дельмачик» являются окисленными и бедными сульфидными.

Для определения гранулометрического состава всей массы руды, забойной крупности после проведенных БВР, был проведен ситовый анализ по фракциям: +200 мм; +40-200 мм; +25-40 мм; +10-40 мм; -10 мм.

Рассев материала выполнен на установке РСУ с установленными ситами 10 мм, 25 мм, 40 мм. После отсева выполнен замер объемов конусов и взвешивание полученного материала. Результаты ситового состава приведены в таблице 1.

Из полученных после РСУ конусов, отобраны тестовые пробы, из которых был проведен отбор навесок: по 5 кг, для проведения ситового анализа, по 3 кг для проведения бутылочного теста, по 1,0 кг для проведения теста на сорбционную активность, по 1 кг для определения исходного содержания золота и влажности. Для исследований процессов выщелачивания золота проба руды месторождения «Дельмачик» загружалась в перколяционные колонны.

Таблица 1 – Результаты ситового анализа золотосодержащей руды месторождения «Дельмачик» после БВР

Класс крупности, мм	+200	+40-200	+25-40	+10-25	-10
Выход класса в м ³	2,41	25,64	7,23	6,78	13,09
Выход класса в %	4,37	46,79	13,11	12,29	23,74
Среднее содержание Au г/т	0,80	0,69	0,78	0,82	0,87

Исследования по перколяционному выщелачиванию окисленной руды участка «Северо-Восточный» месторождения «Дельмачик» выполняли в лабораторных колоннах высотой 1,5 м и диаметром 0,15 м на материалы без добавления извести и с предварительно шихтованным материалом исходной руды с известью, перемешивая с композитом. Схема лабораторной установки кучного выщелачивания представлена на рисунке 1.

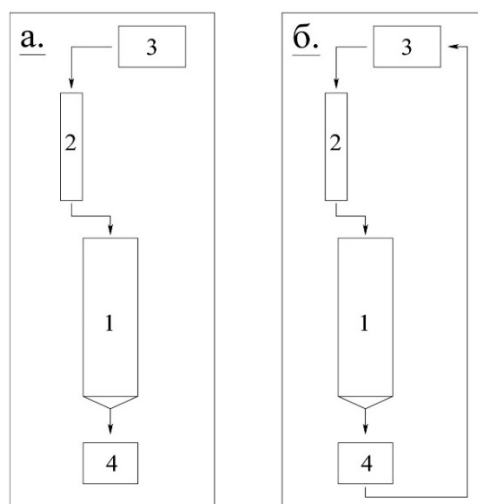


Рисунок 1 – Схема лабораторной установки кучного выщелачивания:
(1 – перколяционная колонна, 2 – сорбционная угольная колонна, на рис. а: 3 – ёмкость с раствором при капельной системе орошения, на рис. б: 3 – перколяционный насос, 4 – ёмкость для продуктивных растворов)

Исследования по выщелачиванию золота из руды проводились с использованием следующих параметров: отношение Ж:Т = 1,55 концентрация бесцианидного реагента на основе тиоцианата натрия – 0,5 г/л; рН раствора составлял 10,5-11,5; в качестве сорбента использовался активированный уголь.

Установка по выщелачиванию (рис. 1) включала в себя колонну выщелачивания, сорбционную колонну и приёмные ёмкости для продуктивного раствора и раствора на подачу.

Загрузка руды в колонну производилась небольшими порциями во избежание её сегрегации по классам крупности. Раствор для орошения руды подавался со скоростью 4,1 мл/мин при строгом контроле состояния поверхности руды в колонне с целью обеспечения равномерного орошения. Процесс был разбит на циклы, каждый из которых включал в себя выщелачивание золота из руды и сорбционное извлечение его из раствора.

По окончании процесса выщелачивания в каждом цикле фиксировалась масса продуктивного раствора и отбиралась средняя проба для анализа на содержание золота, рН и остаточную концентрацию бесцианидного реагента, при необходимости проводилась добавка реагента (донасыщение раствора выщелачивания). После приготовления (донасыщения) раствор

направляли на орошение руды в колонне. При уменьшении объёма раствора вследствие испарения и отбора проб для проведения контрольных анализов, раствор орошения донасыщался свежим раствором. Продуктивный раствор проходил стадию сорбции, после отбиралась средняя проба для анализа на содержание золота. Продолжительность выщелачивания руды определяли на основании контроля параметра снижения концентрации золота в продуктивном растворе ниже значения 0,05 мг/л. Основные условия и результаты проведения исследований по выщелачиванию руды месторождения «Дельмачик» представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты проведения исследований по выщелачиванию руды месторождения «Дельмачик»

Параметры эксперимента	Номер эксперимента						
	1	2	3	4	4/1	5	6
Содержание в исходной руде Au, г/т	0,71	0,86	0,86	0,88	0,92	1,06	1,26
Крупность, мм	+25-40	-40	+10-25	-10	-10	-10	-10
Добавка СаО, кг/т	–	–	–	–	–	10,77	3
Период исследований, сут	18	36	18	15	41	21	21
Период активного перехода золота в раствор, сут	18	36	18	15	41	18	21
Ж:Т	1,55	2,5	1,02	1,87	3,75	3,43	3,43
Расход выщелачивающего реагента, кг/т	0,6117	0,9552	0,4572	0,7479	1,1264	0,5805	0,8485
Содержание в кеке выщелачивания Au, г/т	н/д	0,31	н/д	–	0,38	0,3	0,41
Извлечение, %	51,9	58,73	43,69	79,5	65,4	84,0	76,1

В результате проведенных исследований установлено, что окисленная руда месторождения «Дельмачик» является благоприятной по отношению к переработке ее методом кучного выщелачивания с использованием экологически щадящего бесцианидного реагента на основе тиоцианата натрия. При этом извлечение золота в раствор при крупности руды –10 мм составляет 65,4-84,0 %, а содержание золота в кеках выщелачивания – 0,38-0,41 г/т.

На основании полученных экспериментальных данных установлено, что изменение крупности окисленной руды месторождения «Дельмачик» с –40 мм до –25 и –10 мм приводит к значительному увеличению извлечения золота в раствор, что определяет рациональность использования в технологическом процессе материала преимущественно крупностью –10 мм. При этом наиболее высокие показатели извлечения золота получены при добавлении извести к исходной руде в пропорции – 10 кг на 1 тонну руды, что обеспечивает поддержание значения уровня рН растворов выщелачивания не ниже 10,5 в течении 8 суток с начала орошения, после чего маточный раствор требует реагентного донасыщения.

В ходе проведения исследований определено, что активный переход золота в раствор заканчивается (для руды с добавлением извести 10 кг/т и крупностью –10 мм) по истечении 18 суток выщелачивания, при этом 50 % извлечения достигаются уже на 3 суток, а 80 % извлечения на 11 суток. В этой связи для процесса кучного выщелачивания золота из руд месторождения «Дельмачик» определены следующие оптимальные параметры: крупность дробления руды –10 мм; окомкование руды с загрузкой извести 10 кг/т; плотность орошения 200 л/(м²·сут) при Ж:Т не ниже 3,5; расход бесцианидного реагента не менее 0,58 кг/т; при снижении уровня рН в продуктивном растворе, своевременное добавление в орошающий раствор едкого натра для стабилизации уровня рН в пределах 11.

Таким образом, в результате проведенных исследований возможности применения экологически щадящего бесцианидного реагента для кучного выщелачивания золота из окисленных руд месторождения «Дельмачик», обоснована эффективность применения данного реагента и определены основные параметры ведения технологического процесса.

УДК 658.567:669.71; 669.054.8

КОМПЛЕКСНЫЙ РЕЦИКЛИНГ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Шепелев И. И.¹, Головных Н. В.²

¹НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

²ФГБУН Институт геохимии им. А. П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

Наряду с вредными примесями в составе отходов алюминиевого производства имеются ценные компоненты, необходимые для рециклинга и ресурсосбережения фторсодержащего сырья, используемого в алюминиевых электролизерах [1].

Таблица 1 – Физико-химическая характеристика основных отходов алюминиевого производства

Материал	Химический состав, % вес.						
	F	Al	Na	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	C	SO ₄
Пыль электрофильтров	15-27	10-33	5-11	0,2-0,5	1-4	12-45	1-6
Шлам газоочистки	13-17	12-28	10-17	0,2-0,5	1-2	13-15	3-7
Пена угольная	28-32	11-14	14-16	0,5-1	0,5-1	25-30	0,1-1
Хвосты флотации	6-11	2-4	3-5	0,1-0,5	1-2	75-85	0,5-2,5
Отработанная футеровка	11-14	13-16	10-13	До 20*	До 2,5	50-70	0,2-0,6

Примечание: *к рециклингу допускается совместно с угольными блоками внутренний, глубоко фторированный слой теплозащитных силикатных блоков демонтированной футеровки электролизеров.

Для повышения эффективности методов переработки данных отходов [1] были систематизированы с учетом содержания и свойств основных компонентов – технологические группы отходов (табл. 2).

Таблица 2 – Технологические группы твердых отходов алюминиевого производства

Группа отходов Основные виды	Существующая технология	Предлагаемая технология
Электролитные отходы $C = 25-30\%$ масс Съемы угольной пены, конденсаты от электролитных возгонов	Многоступенчатое отделение в механических флотомашинах с получением вторичного криолита и сбросом углеродистых хвостов на шламовое поле	Одностадийная флотация в колонных аппаратах и термогрануляция совместно с вторичным криолитом
Фторидно-углеродные отходы $C = 30-70\%$ масс Шламы газоочистки электролизеров, общие отходы шламовых полей	Переработка не ведется, отходы продолжают складировать на шламовых полях и негативно воздействовать на окружающую среду	Сернокислотное разложение при $270-320\text{ }^{\circ}\text{C}$ во вращающейся печи с получением HF для фторирования глинозема и глиноземного сырья в виде натриево-алюминиевых сульфатов
Углеродные отходы $C \geq 75\%$ масс Отходы футеровки, хвосты флотации отходов, анодные огарки	Частичная реализация отходов футеровки предприятиям черной металлургии и цементного производства	Энерготехнологическое сжигание в печах с вихревыми горелками ($t = 1200\text{ }^{\circ}\text{C}$) с получением ценного гранулята, системой улавливания HF рекуперацией тепла в виде пара и горячей воды

Для переработки наиболее сложной группы отходов ($C \sim 30-70\%$ масс.) предлагается вариант, позволяющий выделить из вторичного сырья реагент в виде фтористого водорода, улавливаемого путем фторирования сырьевых продуктов, направляемых в процесс электролиза. Для вскрытия исходного материала предлагается метод сернокислотного разложения при $270-320\text{ }^{\circ}\text{C}$ во вращающейся печи с кислотоупорной футеровкой. При этом используются отходы с содержанием фторалюминатов $25-45\%$ масс (криолитовое отношение – $КО \sim 2,0-2,5$). Это дает возможность получить газообразный продукт с концентрацией HF $\sim 165-180\text{ г/м}^3$. Газообразный реагент направляется в процесс хемосорбции фтористого водорода с получением фторированного глинозема, а также «сухого» фторирования глинозема и выпуска фтористого алюминия [2]. Остаточная газовая фаза подается в циклон, где серная кислота (с примесями HF) конденсируется в сборной емкости, а конденсат подается на приготовление раствора H_2SO_4 .

Твердый остаток сернокислотной обработки представляет собой смесь натриево-алюминиевых сульфатов и техногенного кокса, которые подвергается термохимической обработке (спеканию) с добавлением извести и соды, придерживаясь соотношений $\text{Na}_2\text{O}/\text{Al}_2\text{O}_3$ и CaO/SO_3 , равных 1:1. Согласно результатам компьютерного моделирования [3] термографического анализа, фазовые превращения, сопровождающие термохимическую обработку отходов, завершаются к 1000-1100 °С образованием сырьевых продуктов, содержащих углерод, Na–Ca алюминаты и ангидрит CaSO_4 . Полученные продукты, в которых содержание фтора снижается с 17 % до 3 % масс., направляются в производство глинозема и попутных сульфатов (K_2SO_4). Остаточная газовая фаза и все возгоны улавливаются системой газоочистки.

При содержании фторалюминатов свыше 45 % масс. отходы могут добавляться в пасту вторичного криолита из расчета не более 8-12 % примесей от массы шихты, загружаемой в печь для сушки и грануляции. В процессе термогрануляции повышается содержание компонентов, необходимых для увеличения плотности гранулируемого продукта и уменьшается количество примесей, что повышает эффективность его использования в электролизе. Отходящие газы с концентрацией 16-25 мг $\text{HF}/\text{м}^3$ и 2,5-4,7 г/м³ пыли направляются в процесс газоочистки.

Чтобы избежать практики реализации отработанных материалов предприятиям черной металлургии и цементного производства в качестве заменителей плавикового флюса и минерализатора, означающей потерю фторсодержащих компонентов [4], предлагается переработка отходов футеровки с получением ценных продуктов, используемых при производстве глинозема и содопродуктов. С этой целью было проведено исследование процессов растворения отработанной футеровки под действием щелочных растворов. В ходе компьютерного физико-химического моделирования (ФХМ) растворения футеровки водным раствором щелочи были исследованы навески футеровки от 110 до 147 г/ 1 кг H_2O , имитирующие постепенное вступление футеровки во взаимодействие при концентрации NaOH , равной 12,5 г/л, 17 г/л и 25 г/л.

Анализ степени извлечения фтора из футеровки показывает, что с увеличением количества футеровки, вступившей во взаимодействие со щелочным раствором, степень извлечения фтора при одном и том же количестве NaOH снижается до 55 %, что связано с высоким содержанием натрия в футеровке и образовании большое количество NaF , которое не успевает растворяться. При меньшем содержании щелочи концентрация растворенного фторида становится ниже равновесной, что вызывает дополнительное выщелачивание NaF из спека. Оптимальное соотношение футеровка/раствор соответствует не более 100-120 г футеровки/1 кг H_2O . Вместе с тем, варьирование количества NaOH не позволяет довести степень извлечения фтора выше 65 %. Другим недостатком метода является не доизвлечение алюми-

ния, что особенно сказывается, когда проводится выщелачивание при участии силикатной части отходов футеровки. Согласно данным химического анализа кек от растворения футеровки содержит (% масс.): графит, амфорный углерод – 50,0; β - $\text{Na}_2\text{O} \cdot 11\text{Al}_2\text{O}_3$ – 12,0; SiO_2 (кristобалит и α -кварц) – 12,0; NaAlSiO_4 – 9,0; CaF_2 – 6,5; прочие – 10,5. По данным ФХМ другими равновесными фазами нерастворимого остатка футеровки могут быть: оксид алюминия (Al_2O_3), альбит ($\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$), виллиомит (NaF), карбонаты (MgCO_3), пирит (FeS_2).

В отличие от прямого выщелачивания каустиком термохимическая обработка отходов футеровки с добавками соды ($t = 1000$ - 1200 °С) позволяет на предварительном этапе окислить металлоидные, карбидные и сульфидные фазы, содержащиеся в отходах, исключив тем самым выделение взрывоопасных газов, а также полностью перевести алюминиевые и фторидные минералы в хорошо растворимые соединения (степень их извлечения 85-90 %). При подшихтовке силикатных отходов футеровки в процесс спекания добавляется избыток известняка, при этом кремний связывается в нерастворимый 2-х кальциевый силикат. В ходе гидрохимической переработки спека может быть получены: глинозем, фтористые соли и клинкерная добавка (белит) в цементные материалы.

Выделение углерода с использованием вторичных ресурсов можно рассмотреть на примере углеродной пены, в которую могут добавляться отходы газоочистки. Особенностью данного вида отходов является то, что они наряду с углеродом содержат ценные для технологии электролиза компоненты, которые необходимо отделить и утилизировать, что позволяет сократить опасные выбросы фтора и других соединений [4]. С учетом высокодисперсного характера частиц технологическая схема включает: 1) обогащение сырья с отделением от углерода фторидов в виде флотационного криолита; 2) термическую переработку хвостовых отходов в специальной вихревой топке с получением гранулированного продукта.

Использование колонных аппаратов типа ФАНД-100 при флотации углеродсодержащих отходов позволяет более эффективно разделять частицы углерода и фтористых соединений. По сравнению с механической флотацией (ФМ-04М) содержание С в пенном продукте (хвостах) колонной флотации увеличивается с 77-80 до 90-93 % С. При этом содержание F в хвостах снижается с 10-12 до 3-5 % с увеличением выпуска криолита на 3-4 %, что достигается за счёт более селективного разделения частиц мелкодисперсной фракции – 40 мм (табл. 3).

Таблица 3 – Технологические показатели колонной флотации углеродсодержащих отходов

Наименование отходов, используемых при флотации	Содержание, %				Извлечение, %	
	Флотокриолит		Хвосты флотации		Фтор	Углерод
	Фтор	Углерод	Фтор	Углерод		
Угольная пена	43,6	1,3	4,9	93,4	94	98
Хвосты после ФМ-04М	47,5	4,4	4,1	92,2	68	99
Угольная пена + 20% шламы ГО*	45,5	2,8	4,4	93,0	82	98
Отходы со шламового поля	38,1	2,2	2,8	90,3	91	98

Примечание: *После обработки фторалюминиевой кислотой.

Следует отметить, что мешающий процессу флотации глинозем в составе шламов газоочистки растворяется во фторалюминиевой кислоте H_2AlF_5 , что позволяет снизить КО с 2,7 до 2,2, повысить содержание фторидов и, таким образом, увеличить выход флотационного криолита.

На втором этапе переработки хвостов флотации используется энерготехнологическая установка, которая включает: 1) подготовку суспензии с емкостью для хранения отходов; 2) горелку для воспламенения отходов и резервного топлива; 3) вихревую топку для выжигания углерода; 4) разгрузочное устройство с водоструйным дроблением шлака; 5) конвективную часть для охлаждения газов с устройством против накипи; 6) очистку газов с утилизацией тепла и конденсацией водяных паров; 7) замкнутую систему водопользования для приготовления суспензии и очистки газов. В табл. 4 приведен расчетный состав продуктов сжигания данных отходов ($t \sim 1200 \text{ }^\circ\text{C}$).

Эффективность комплексной технологии определяется, с одной стороны – применением колонных аппаратов, более эффективных при флотации тонких классов, а энерготехнологическая установка позволяет организовать безотходную технологию утилизации как образующихся, так и накопленных на шламовых полях отходов. Получаемое тепло существенно снижает затраты на его приобретение на ТЭЦ, устанавливаемое оборудование имеет быстрый срок окупаемости [4]. При выпуске вторичного криолита достигается сокращение удельных расходов сырья и экономия энерго-ресурсов за счет более эффективной переработки отходов. Также производится дополнительный выпуск криолита из отходов без увеличения затрат. Например, если запасы вторичного сырья на шламовых полях одного среднего алюминиевого завода (ИркАЗа) составляют до 300 тыс.тонн, то на их переработку в течение 10 лет потребуется задействовать 3 установки (по 10 тыс.тонн/(уст. год). Годовой эффект от данной разработки с учётом предотвращаемого экологического ущерба и повышения степени использования сырья в электролизе позволяет получать дополнительную прибыль, причем данная технология применима для любого алюминиевого завода

РФ. Указанная технология опробована на пилотной установке и рекомендована к промышленному внедрению с использованием оборудования в непосредственной близости от образования и размещения отходов.

Таблица 4 – Состав продуктов энерготехнологического сжигания углеродсодержащих отходов

Фазовый состав, % вес.:				
газовая фаза = 70,75; NaAlSi ₃ O ₈ = 19,98; NaAlSiO ₄ = 5,55; KAlSiO ₄ = 0,65; MgAl ₂ O ₄ = 1,00; FeO = 0,38; CaAl ₂ Si ₂ O ₈ = 0,85; CaF ₂ = 0,29; SiO ₂ = 0,18; Na ₂ SiO ₃ = 0,31; NaF = 0,04				
Состав газовой фазы, % вес.:				
H ₂ O = 36,87	CO ₂ = 21,18	HF = 6,19	H ₂ S = 0,50	SO ₂ = 0,06
N ₂ = 35,04	CO = 9,01	H ₂ = 0,80	NaF = 0,09	

Примечание: реакционная смесь: углеродный отход – 213 г; кварцит – 170 г; вода – 242 г; топливно-воздушная смесь – 375 г. Кварцит добавляется для снижения температуры плавления и отделения шлака.

В ходе данных разработок проведен полный цикл теоретических и экспериментальных исследований. Высокая эффективность технических решений дает возможность обосновать комплекс принципиально новых технологических и экологических мероприятий для предприятий алюминиевой промышленности и ряда смежных отраслей. На основании систематизации технологических групп отходов предложены эффективные методы переработки и утилизации отработанных материалов. Выделенные компоненты могут быть утилизированы при регенерации фтористых соединений в производстве алюминия, а также в качестве сырьевых добавок, используемых при получении глинозема и содопродуктов.

Список литературы

1. Куликов Б. П., Истомина С. П. Переработка отходов алюминиевого производства. С. Петербург. Изд. МАНЭБ. 2004. – 478 с.
2. Гашкова В. И., Воротников А. В., Шафрай В. В., Тимохин В. Е., Савиных М. В. ОАО «Полевской криолитовый завод»: Комплексная переработка флюоритового концентрата. – Екатеринбург, УрО РАН, 2002. – 256 с.
3. Головных Н. В., Чудненко К. В., Сахачев А. Ю., Шепелев И. И. Создание экспертной системы технологического мониторинга на основе метода физико-химического моделирования / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы Международной научно-технической конференции, 23-24 апреля 2014 г. – Екатеринбург, Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2014, 367 с. – С. 58-62.
4. Головных Н. В. Технология комплексной переработки и утилизации углеродсодержащих отходов. – Цветная металлургия, 2009, № 6. – С. 29-37.

ПЕРЕРАБОТКА ХВОСТОВ ЗОЛОТОДОБЫЧИ МЕТОДАМИ ИОНСОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ

Головных Н. В.¹, Чудненко К. В.¹, Шепелев И. И.²

¹ФГБУН Институт геохимии им. А. П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

²НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

В представленном докладе кратко рассмотрено, какие возможности могут открывать ионообменные процессы в ходе технологической переработки техногенного сырья, накопленного в хвостах золотодобычи.

На российских золотоизвлекательных фабриках (ЗИФ) одновременно с цианированием руды осуществляется процесс сорбции с применением ионообменных смол, что позволяет селективно переводить благородные металлы в регенерационные растворы, из которых методом цементации или электролиза выделяются шлихи для получения драгметалла необходимой пробы [1]. В случае переработки упорных руд и руд со значительным содержанием примесей не всегда достигается высокое извлечение, и часть благородных металлов остается в хвостах.

Имеются сведения [2], что в ранее сформированных хвостовых отвалах техногенное золото постепенно концентрируется под влиянием естественных природных факторов и достигает содержания от 0,4 до 5 г/т, что по современным меркам является вполне рентабельным рудным месторождением и может разрабатываться промышленными способами. Поэтому для повышения технико-экономических показателей и обеспечения экологической безопасности золотодобычи, требуется меры по предотвращению миграции и извлечению техногенных компонентов.

Рециклингу отходов способствуют вторичные процессы, происходящие на полигонах в составе отходов, которые приводят к преобразованию отвальной породы и концентрированию ценных компонентов [2]. В табл. 1 приведены значения стандартных изобарно-изотермических потенциалов ионов и комплексов золота, что позволяет прогнозировать поведение исследуемых компонентов в промышленной и техногенной зоне золотодобычи с применением цианистой технологии.

Таблица 1 – Стандартные изобарно-изотермические потенциалы ионов и комплексов в техногенных растворах и сточных водах золоторудных предприятий

Ионы и комплексы	ΔG°_{T298} , ккал/моль	Ионы и комплексы	ΔG°_{T298} , ккал/моль
Au^{+}	38,999	$AuCl_2^{-}$	38,999
Au^{+3}	103,601	$AuOH^0$	-32,934
$Au(HS)_2^{-}$	1,827	CN^{-}	41,2
$AuHS^0$	6,433	$*Au(CN)_2^{-}$	65,8
$AuCl^0$	-3,185	OH^{-}	-37,595

Примечание: для самородного золота $\Delta G^{\circ}_{T298} = 0$ ккал/моль. Значение ΔG°_{T298} для $*Au(CN)_2^{-} = 65,8$ ккал/моль – рассчитано по методике [3]

Термодинамический анализ на основании данных табл. 1 показывает, что ответственные за цианистую технологию ионы накапливаются только в технологической зоне, где в условиях производства, несмотря на природную нестабильность цианистых соединений, реакция цианирования, сопровождаемая снижением свободной энергии, позволяет получить в растворах цианистый комплекс золота. В техногенных условиях изоляция нестабильных ионов и комплексов снимается, а цианистые соединения разрушаются и переходят в другие более устойчивые формы. Следует учитывать, что прежде, чем цианиды превратятся в безвредные природные формы (CO_2 и N_2), они успевают нанести вред окружающей среде. Поскольку в открытой среде распад цианистого комплекса золота до простых ионов 1- и 3-валентного золота термодинамически запрещен, а для перехода в стабильные геохимические формы – гидросульфидные и хлоридные комплексы отсутствуют условия глубинного метасоматоза [4], формой «временного» состояния техногенного золота служит гидроксид $\text{Au}(\text{I})$. Со временем, благодаря снижению свободной энергии, и это подтверждают находки тонкого золота в техногенных отвалах [2], происходит распад гидроксида золота, и нейтрализация ионов OH^- , в результате чего все химически связанные формы золота восстанавливаются до самородного состояния.

С учетом термодинамических предпосылок [3, 4] определяется вся схема техногенного цикла, когда вторичное сырье, добываемое с помощью драги и экскаватора из наиболее обогащенных нижних пластов, действующего или законсервированного хвостохранилища [2], вовлекается в производство. Вторичное сырье, находящееся в отличие от рудного в измельченном виде, не требует рудоподготовки, и для переработки хвостовых пульп достаточно «кучное» выщелачивание и последующее извлечение драгметалла с помощью ионообменного цикла с утилизацией регенерационных растворов (элюатов) в основную технологию [1].

На ЗИФ, где процессы осуществляются с применением реагентов, придающих растворам активный щелочной характер, практическое использование получил анионит АМ-2Б – отечественный аналог международной марки «Amberlite», содержащий до 70 % низкоосновных функциональных групп. Применение других низкоосновных сорбентов может оказаться перспективным, если процессы сорбции и десорбции ценных металлов регулируются изменением рН раствора. Тогда в слабощелочной среде достигается насыщение анионитов, а в высоко-щелочной области – их регенерация (эффект обратной сорбции).

Поскольку механизм сорбции и десорбции различных комплексных анионов зависит от состава и структуры функциональных групп, способных к обмену анионами, были проведены детальные исследования, имитирующие процессы извлечения комплексов металлов из техногенной зоны с помощью анионитов. При разработке эффективной технологии рециклинга ценных компонентов из техногенной зоны золотодобычи были приняты во

внимание следующие важные моменты.

1. Поскольку процесс сорбции цианистых комплексов металлов из промышленных растворов протекает при рН в интервале 10-11 путем добавления цианида натрия и защитной щелочи, то при снижении рН < 9 процесс извлечения золота и других металлов из руд прекращается, что вызвано как недостатком защитной щелочи, так гидролизом NaCN и выделением HCN. Одновременно прекращается образование в растворах цианистых комплексов металлов, которые подвергаются гидролизу с выделением в осадок малорастворимых солей или гидроксидов металлов.

2. Для анионитов, предназначенных для селективного извлечения цианистых комплексов, их сорбционные свойства зависят от физико-химических условий и, прежде всего, от корректности регулирования кислотно-основных параметров. Наиболее благоприятна для сорбции умеренно-щелочная среда (рН = 8-10), что объясняется отсутствием ионов, оказывающих конкурирующее действие, учитывая, что в области рН < 8 циан-ионы и цианистые комплексы металлов неустойчивы.

3. В цикле сорбции-десорбции сильное действие оказывает процесс гидролиза, который приводит к деактивации низко-основных групп анионита в сильно-щелочной области (рН > 10), что позволяет отмыть из сорбционного слоя большую часть комплексных анионов. Избыток высокоосновных групп, неспособных к гидролизу, ограничивает регенерационные способности анионитов и требует повышенного расхода реагентов, а также жестких условий при десорбции комплексных ионов.

Было замечено, что для селективного извлечения техногенного аниона золото(I)-цианистой кислоты $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ наиболее пригодны смолы, содержащие наибольший процент низкоосновных групп (групп со свойствами слабых оснований), что облегчает десорбцию и снижает конкуренцию со стороны ионов примесей. Чтобы определить возможности анионитов разных марок в процессах сорбции, были проведены эксперименты на ряде низкоосновных смол в сопоставлении с АМ-2Б и АВ-17. Методика экспериментов заключалась в том, что навески смол по 50 мг, помещенные в колбы с добавками по 250 мл имитационного раствора, обрабатывали в течение разных отрезков времени (до 18 часов) на гнездовой вибрационной мешалке. Имитационный раствор готовился путем растворения в растворе с концентрацией NaCN – $2 \cdot 10^{-2}$ Моль/л навесок цианистых соединений Au, Ag, Cu, Zn, Ni, $\text{K}_4\text{Fe}(\text{CN})_6$ с концентрацией каждого металла 10^{-3} Моль/л, приготовленных из химических реактивов в соответствии с методикой геологического и технологического опробования (стандартными образцами). В серии имитационных растворов со значениями от 13 до 7рН, устанавливались путем соответствующих добавок NaOH или HCl. По результатам химического и спектрального анализа исходных и конечных растворов, а также проб насыщенных анионитов были построены графические зависимости степени

извлечения из растворов и содержания металлов в смоле от значения рН раствора. На рис. 1, где показаны кривые содержания анионов в растворах рН (моль/л, левая шкала) и сорбционные емкости (ммоль/кг) по содержанию цианистого комплекса золота (ммоль/кг, правая шкала) для опытного анионита АН (АН-48) и промышленного анионита АМ-2Б (не более 70 % низкоосновных групп).

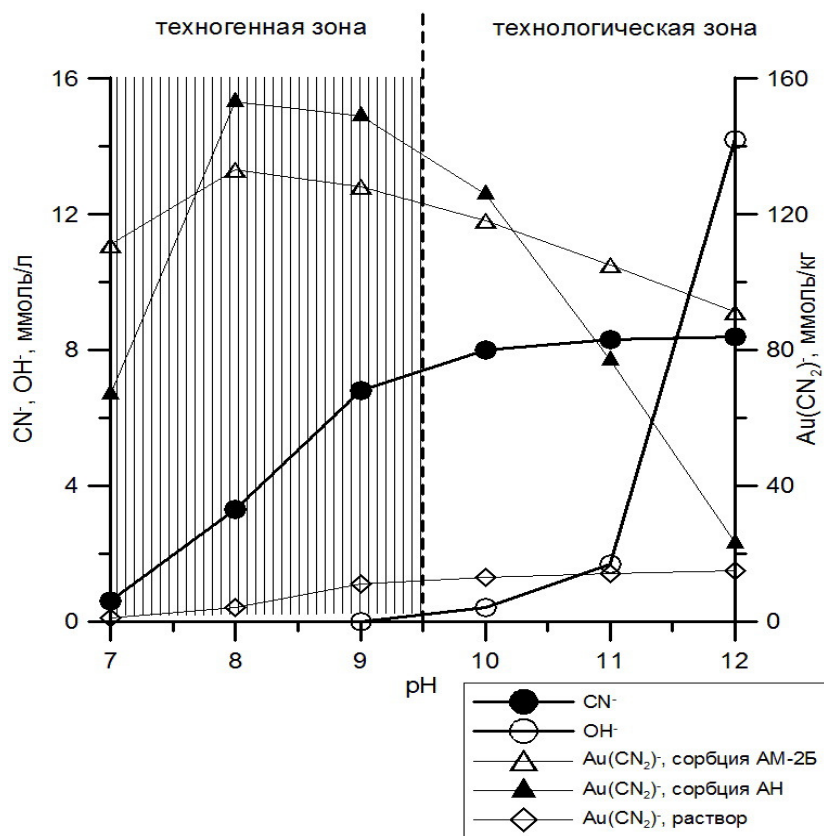


Рисунок 1 – Содержание ионов и комплексов золота в растворах и в фазе анионитов АМ-2Б и АН (АН-48) в зависимости от значения рН

Согласно графикам, показывающим характер изменения сорбционной обменной емкости (СОЕ) по металлам, было установлено, что емкость всей серии низкоосновных смол, в сравнении с АМ-2Б и особенно высокоосновным АВ-17, заметно возрастает с уменьшением рН по благородным и цветным металлам. На основании полученных результатов были отобраны образцы смол, СОЕ которых по благородным металлам существенно зависит от величины рН (среди них выделяются АН-1, АН-2Ф, АН-48, в меньшей степени АН-18 и АН-97). Наиболее высокую емкость по золоту и серебру при рН = 7-9 имеет анионит АН-48. Несмотря на остаточную емкость (~ 10 %) по металлам при рН = 12-13, обусловленную порогом ионообменного равновесия, выделенные аниониты отвечают обратимому эффекту сорбции-десорбции, что позволяет рекомендовать их для отработки реальной технологии.

В ходе опытов по регенерации навески насыщенных в имитационном растворе смол подвергались элюированию раствором NaOH с концентрацией 40 г/л, который после прохождения через заряженную анионитом делительную колонку собирался через определенные отрезки времени в колбы. Кривые элюирования, построенные по данным анализа отобранных порций регенерационного раствора и смолы конечного этапа отмывки, свидетельствовали о способности смол к регенерации. Установлено, что десорбция золота и серебра щелочным раствором с высокоселективного анионита АН-48 протекает достаточно эффективно, наиболее полная десорбция отмечается со смол АН-2Ф и АН-1, имеющих несколько меньшую СОЕ. Степень регенерации указанных смол составляет 90-95 % при соотношении объемов реагент/сорбент 5:1 для соблюдения эквивалентного обмена анионов. Щелочная десорбция золота с АМ-2Б (в сравнении со сложной и высоко-затратной схемой регенерации на ЗИФ [1]), идет не до конца, а серебро десорбируется несколько лучше. В отношении АВ-17 отмечено практически полное отсутствие десорбции благородных металлов при щелочном способе регенерации.

Таким образом, результаты выполненных исследований подтверждают активные ионообменные свойства низкоосновных смол в отношении сорбции и десорбции благородных металлов. В этих условиях максимальную емкость по золоту и серебру имеет анионит АН-48. Для смол АН-1, АН-2Ф, АН-18 и АН-97 получены несколько меньшие или удовлетворительные показатели по набору СОЕ (в сопоставлении с АМ-2Б и АВ-17). Необходимая зависимость эффекта сорбции и десорбции по золоту и серебру от величины рН раствора проявляется в большей степени для АН-1, АН-2Ф, АН-48, в сравнительно меньшей степени для АН-18 и АН-97. Полученные результаты позволяют сделать ряд важных выводов для реальной технологии. Большинство опробованных низкоосновных смол проявляет селективные свойства при сорбции цианистых комплексов благородных металлов в слабощелочной и нейтральной среде. Предполагаемая схема регенерации щелочными растворами анионитов, насыщенных цианистыми анионами благородных металлов, может обеспечить высокую степень доизвлечения ценных компонентов, а также снижение затрат и упрощение технологического процесса при рециклинге вторичного сырья.

Список литературы

1. Металлургия благородных металлов. Учебник для вузов / Масляницкий И. Н., Чугаев Л. В., Борбат В. Ф. и др. / Под редакцией Чугаева Л.В. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Metallurgia, 1987. – 432 с.
2. Пунишко О. А., Ходжер Д. В. Научно-практические основы формирования отходов золото-извлекательных фабрик как техногенного сырья и вопросы их переработки. Учебное пособие. – Иркутск: Изд-во ИрГТУ, 2003. – 138 с.
3. Конспект лекций для студентов очного обучения по направлению 240600 – «Химическая технология материалов современной энергетики»/ Сост. Маслов А. А., Оствальд Р. В. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2008. – 67 с.
4. Чудненко К. В. Термодинамическая модель метасоматоза как открытой по Д. С. Коржинскому системы // Вестник ИрГТУ. – 2007б. – №1. – С. 67-71.

ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД

**Турецкая Н. Ю., Прокопьев С. А., Прокопьев Е. С., Емельянова К. К.,
Кадесников И. В., Копылов С. А.**
ООО ПК «Спирит», г. Иркутск, Россия

В основе технологии обогащения железосодержащих руд на обогатительных фабриках стран СНГ лежит традиционный метод мокрой магнитной сепарации (ММС). Технология заключается в стадийном обогащении пульпы с последовательным выводом нерудной части в хвосты [1].

Действующая технология имеет целый ряд отрицательных качеств. Среди них – большие циркулирующие нагрузки в цикле измельчения, которые связаны с особенностями технологических схем и невозможностью получения готового концентрата методом ММС в «голове» процесса. Помимо магнетита, который обладает сильно выраженными магнитными свойствами, в рудах присутствует гематит – второй по важности минерал железа, мартит и др. обладающие слабой магнитной восприимчивостью. Их потери с отвальными продуктами связаны из-за невозможности извлечения данных минералов магнитной сепарацией [3]. В связи с чем, возникает проблема их выделения после получения магнетитового концентрата.

Применение гравитационного метода обогащения в существующей традиционной технологии позволит решить существующие проблемы [2,4].

Винтовая сепарация один из наиболее перспективных методов гравитационного обогащения железосодержащего сырья и может быть успешно внедрена в технологические схемы с целью выведения готового качественного концентрата в промежуточных циклах обогащения магнетитовых руд, что позволит повысить как технологические, так и технико-экономические показатели работы обогатительных фабрик.

Одним из способов применения ВС может быть доизвлечение слабомагнитных железосодержащих минералов из текущих хвостов магнитной сепарации, переработка гематитовых, повторная переработка лежалых хвостов с целью доизвлечения железа и других попутных компонентов, с возможным использованием хвостов данного передела для закладки пустот горных выработок, т.е. организации безотходной технологии переработки сырья.

Для выявления указанных возможностей на обогатительных предприятиях, перерабатывающих железорудное сырьё, ООО ПК «Спирит» проводит лабораторные и промышленные испытания винтовых сепараторов собственного производства.

В 2006 г были проведены лабораторные исследования на получение гематитового концентрата из текущих хвостов ММС Михайловского ГОКа. В результате чего была подтверждена правомерность использования в качестве обогатительного аппарата винтовых шлюзов. Для проверки данных были проведены полупромышленные испытания в условиях ОФ в результате чего получен гематитовый концентрат с выходом 10,76% от исходных хвостов ММС с содержанием в нем $Fe_{общ}$ 63,66% и извлечением – 27,0%. На основании полученных данных было принято решение о проведении промышленных испытаний. В ходе работы опробована технология винтовой сепарации по схемам в открытом и замкнутом циклах обогащения. По всем схемам получены качественные гематитовые концентраты с массовой долей железа в них от 63,0 до 67,0 % при выходе 10,8-13,8 % и извлечении 23,4-27,5 % от узла обогащения. От текущих хвостов ММС выход концентратов находится в пределах от 3,6 до 4,6 %, извлечение – 10,1-11,8 %.

Тестовые испытания по определению принципиальной возможности применения технологии винтовой сепарации в схеме обогащения железосодержащих кварцитов на Оленегорской обогатительной фабрике были проведены в 2011 г. Результатом испытаний на концентрате первой стадии ММС стал железосодержащий концентрат с содержанием $Fe_{общ} = 69,05$ % выход продукта составил 44,52 % и извлечением – 58,30 %. Испытания на хвостах магнитной сепарации показали возможность получения железосодержащего концентрат с содержанием $Fe_{общ}$ 60,47 %, извлечение – 52,41 %, выход продукта 9,27 %. Результатом исследований на песках ГЦ стал железосодержащий концентрат с выходом 8,88 %, содержание $Fe_{общ}$ 62,49 % и извлечение – 46,70 %.

В период март-май 2012 г. проведен большой объем исследований в г. Долинская (Украина) на НДУ Опытно-промышленного производства (ОПП) ГП «Дирекция КГОКОР». Полупромышленные испытания проведены по обогащению окисленных кварцитов, а также техногенных отходов по гравитационной технологии на винтовых аппаратах производства ООО «Спирит». Сводные технологические показатели полученных результатов в таблице 1.

На обогатительной фабрике Стойленского ГОКа в 2017 году были проведены испытания тестового характера. Из дроблёного продукта ВДВД получен магнетит-гематитовый концентрат с содержанием $Fe_{общ}$ – 66,79 % при выходе 5,71 % и извлечении от исходной руды – 10,78 %. На сливе мельницы МШЦ получен магнетит-гематитовый концентрат с содержанием $Fe_{общ}$ 66,51 % при его извлечении 31,88 % и выходе 17,84 % от исходного. В результате испытаний на сливе КСН I ст. классификации получен магнетит-гематитовый концентрат с содержанием $Fe_{общ}$ 66,13 % при выходе 16,43 % и извлечении железа общего в концентрат 32,12 % от исходного. Из концентрата ММС I стадии получен магнетитовый концентрат с содержанием $Fe_{общ}$ 67,60 % при выходе 23,12 % и извлечении 44,82 % от исходного.

Испытания на отвальных хвостах ММС I стадии показали следующие показатели: магнетит-гематитовый концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 65,43 % при выходе 0,73 % и извлечении 1,37 % от исходного. В конце 2019 г. было принято решение о продолжении работ по данному направлению. В настоящий момент проводятся дополнительные исследования и уже есть положительные результаты.

Таблица 1 – Результаты полупромышленных испытаний винтовой сепарации на НДУ Опытного-промышленного производства (ОПП) ГП «Дирекция КГОКОР»

Продукты обогащения	γ , %	β , $Fe_{\text{общ.}}$	ε , %
Проба № 1			
Fe концентрат	11,2	63,4	15,5
Общие хвосты	88,8	18,62	84,5
Исходная	100,0	21,2	100,0
Проба № 2			
Fe концентрат	11,2	63,4	15,5
Общие хвосты	88,8	18,62	84,5
Исходная	100,0	21,2	100,0
Проба № 3			
Fe концентрат	6,3	64,8	27,28
Общие хвосты	93,7	15,5	72,72
Исходная	100,00	22,87	100,00
Проба № 4			
Fe концентрат	7,1	65,2	27,55
Общие хвосты	92,9	16,7	72,45
Исходная	100,00	22,77	100,00

В период с октября по ноябрь 2019 г. на Опытной установке винтовой сепарации (ОУВС-2 ИКС) производства ООО ПК «Спирит», изготовленной на базе промышленных винтовых сепараторов СВШ-10/7,5Б типа «Каскад» и СВШ-2-750, проведены испытания по изучению перспективности применения ВС в технологической схеме фабрики рудоподготовки и обогащения АО «Соколовско-Сарбайское горно-обогатительное производственное объединение» (ФРПО АО «ССГПО»). Полученные в ходе проведенных испытаний результаты показали наибольшую перспективность слива I и II стадий измельчения как объекта для обогащения методом ВС. На сливе I стадии измельчения по простой схеме в одну операцию ВС получен качественный концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 68-68,4 % при выходе 8,05-8,79 % и извлечении от исходной руды – 14,58-15,45 %; по схеме с двумя операциями ВС (основной и контрольной) получен качественный концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 67,68 % при выходе 12,65 % и извлечении от исходной руды – 22,8 %. На сливе II стадии измельчения на винтовом сепараторе СВШ-

10/7,5Б типа «Каскад», конструкция которого объединяет операцию основной и перечистой ВС в одном аппарате, получен концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 67,8-69 % при выходе 26-32,77 % и извлечении 30,43-35,91 %. Выведение в «голове» процесса методом ВС кондиционного по качеству концентрата и существующий в настоящее время резерв производительности I стадии измельчения позволят увеличить производительность предприятия по исходной руде не менее, чем на 20-25 %, что обеспечит получение дополнительного концентрата. В настоящее время принято решение продолжить работы по данному направлению.

Проведённые испытания в ноябре 2019 г. по определению целесообразности применения винтовых сепараторов в технологии обогащения железной руды Кимкано-Сутарского ГОКа (КС ГОК) дали положительный результат. В результате испытаний на песках первой стадии ГЦ был получен железосодержащий концентрат с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 65,78 % (выход продукта составляет 8,65 %, извлечение 18,15 %). Показатели обогащения слива первой стадии ГЦ – железосодержащий концентрат, где содержание $Fe_{\text{общ.}}$ составило 69,15 %, выход продукта – 4,88 % с извлечением в него ценного компонента 10,73 %. Результаты технологического опыта на магнитном продукте первой стадии ММС показывают, что при одной стадии обогащения на ВС возможно получить 21,60 % кондиционного продукта с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 65,59% удовлетворяющего ТУ КС ГОКа (качество товарного продукта ГОКа – 65,8 %). Анализ результатов испытаний на сливе второй стадии ГЦ показал возможность получения готового концентрата с содержанием $Fe_{\text{общ.}}$ 66,08 % при его извлечении 19,67 % и при выходе 14,46 %. Таким образом подтверждена перспективность применения винтовых сепараторов в технологии обогащения железной руды КС ГОК.

Исходя из вышеперечисленного можно сделать вывод о целесообразности применения винтовой сепарации в технологии обогащения железорудного сырья. В настоящий момент винтовые сепараторы производства компании «Спирит» уже нашли свое применение на Магнитогорском МК (в новом цехе дообогащения шламов).

Список литературы

1. Кармазин В. В., Синельникова Н.Г. «Совершенствование технологии обогащения железосодержащих руд КМА» ГИАБ 2009 г.
2. Патковская Н. А., Тасина Т. П. «Модернизация технологии обогащения железосодержащих руд Северо-Запада России» Обогащение руд 2011 г., № 1 С. 6-10.
3. Хохуля М. С., Сытник М. В., Конторина Т. А. «Совершенствование технологии гравитационного разделения гематитсодержащих руд» ГИАБ, 2014 г.
4. Чантурия В. А., Гзогян Т. Н., Прокопьев С. А., Гельбинг Р. А. «Перспективы применения гравитационных методов в схемах обогащения железных руд» Материалы международного совещания «Современные методы комплексной переработки руд и нетрадиционного минерального сырья» часть 1, Апатиты, 2007 г. С. 182-185.

ВЫБОР ИОНИТА ДЛЯ СОРБЦИИ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОСТАТКА ОТ ХЛОРИРОВАНИЯ ЦИРКОНОВОГО ПРОМПРОДУКТА

Найманбаев М. А.¹, Дмитриев А. Н.², Лохова Н. Г.¹, Балтабекова Ж. А.¹

¹Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

²ФГБУН «Институт металлургии УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

Введение. Сорбционные методы выделения РЗМ из бедных растворов являются наиболее перспективными, т.к. они высокопроизводительны, селективны и просты в аппаратурном оформлении. Согласно литературным данным [1], РЗМ с хлорид ионами не склонны образовывать комплексы и в разбавленных растворах соляной кислоты, находятся в виде аква- и гидроксоформ. По мнению [2] лантаноиды не способны к координации вокруг себя анионов и не образуют отрицательно заряженных комплексов даже в растворе такой сильной кислоты, как соляная. Сорбция редкоземельных металлов из кислых и нейтральных сред возможна только на катионах.

Однако, в работах [3,4] приводятся данные по хлоридным комплексам РЗМ, для которых определены константы устойчивости. Представленные данные указывают на возможность образования в разбавленных хлоридных растворах малоустойчивых внешнесферических комплексов с малым лигандным числом ($n=1-2$), а в концентрированных растворах – внутрисферических комплексов, в которых вода частично вытесняется из внутренней координационной сферы иона металла. Связь хлорид-иона в качестве лиганда с ионами лантаноида в комплексе непосредственно доказана в работах [5, 6].

Образование в высокоминерализованных по Cl^- -иону растворах анионных хлоридных комплексов РЗМ состава $\text{LnCl}_n^{(3-n)-}$, при $n = 4 \div 6$, подтверждается сорбцией лантана на анионите Дауэкс – I из 8-11 М растворов LiCl с концентрацией соляной кислоты 1 моль/дм³ [3].

Устойчивость ацидокомплексов РЗМ зависит от рН и температуры системы. Влияние температуры показано в работах [7, 8]. В водных растворах в зависимости от концентрации соляной кислоты при комнатной температуре образуются хлоридные комплексы Ce (III) и Nd (III) состава $\text{Ce}(\text{H}_2\text{O})_x\text{Cl}^{2+}$, $\text{Nd}(\text{H}_2\text{O})_x\text{Cl}^{2+}$ для 8 М соляной кислоты и $\text{Ce}(\text{H}_2\text{O})_y\text{Cl}^{2+}$, $\text{Nd}(\text{H}_2\text{O})_y\text{Cl}^{2+}$ для 13 М соляной кислоты, а с увеличением температуры влияние роли лиганда оказывается существенным уже для раствора, содержащего 0,3 моль/дм³ по Cl^- -иону.

Известен ряд ионообменных смол для сорбционного извлечения редкоземельных металлов с различными сорбционно-активными группами, например, карбоксильные, сульфокислотные, фосфорнокислые катиониты [9]. Так, для извлечения РЗМ из экстракционной фосфорной кислоты, полу-

чаемой в дигидратном процессе переработки апатитового концентрата, использовали сильнокислотный сульфокатионит КУ–2-8. Степень сорбции РЗМ составила 99,9 % [10].

Предложено проводить сорбцию РЗМ из неупаренной дигидратной экстракционной фосфорной кислоты с использованием сильнокислотного макропористого катионита Purolite C150. Определена полная динамическая объемная емкость по РЗМ равная 0,35 мг-экв/г [11,12].

Проведено сравнительное исследование сорбционного извлечения ионов лантана из модельных фосфорнокислых растворов сульфокатионитами – КУ–2-8 (РФ) и МТС 1600 (Purolite). Установлено, что степень сорбции лантана на КУ–2-8 составила 45,9 %, а на МТС 1600 – 95,0 % [13].

Анализ научно-технической и патентной литературы показал, что для сорбции РЗМ из кислых растворов наиболее эффективны сильнокислотные сульфокатиониты. В связи с этим для проведения исследований были выбраны сульфокатиониты Purolite C150; КУ–2-8, Puromet МТС 1600 и для сравнения катионит с функциональной группой иминодиуксусной кислотой – Cybber CRX 210.

Методы анализа. Химический анализ образцов выполнен на оптическом эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой Optima 2000 DV («Perkin Elmer Inc.», США).

Методика эксперимента. Исследование сорбции редкоземельных металлов из солянокислого раствора проводили в статическом режиме при соотношении Ж:Т = 50:1 в течение двух часов и температуре 25 °С.

Материалы и аппаратура: Перемешивающее устройство (шейкер) LOIP LS-110. В процессе сорбции использовали сильнокислотные катиониты Purolite C150; КУ–2-8, Puromet МТС1600 и слабокислотный катионит Cybber CRX 210. Их характеристики приведены в таблицах 1-4.

Таблица 1 – Характеристика катионита Purolite C150

Структура полимерной матрицы	Полистирол-дивинилбензол
Тип	Макропористый
Функциональные группы	Сульфоновая кислота
Влажность, %	48-53
Полная обменная емкость, моль/дм ³ (г-экв/дм ³)	1,8
Насыпной вес, г/мл	0,785-0,825
Размер частиц (0,30-1,20 мм), %	≥ 99
Коэффициент однородности	≤ 1,7
Набухание (Na→H), %	≤ 4

Таблица 2 – Характеристика катионита Cybber CRX 210

Структура полимерной матрицы	Стирол-дивинилбензол
Тип	Макропористый
Функциональные группы	Иминодиуксусная кислота
Влажность, %	55-65
Общая обменная емкость, ммоль/дм ³ (мг-экв/дм ³)	1,8
Насыпной вес, г/мл	0,70-0,80
Плотность, г/мл	1,15-1,20
Размер частиц (0,315-1,25 мм), %	≥ 95
Коэффициент однородности	≤ 1,4

Таблица 3 – Характеристика катионита КУ–2-8

Структура полимерной матрицы	Стирол-дивинилбензол
Тип	Гелевая
Функциональные группы	Сульфогруппа
Влажность, %	48-58
Полная обменная емкость, ммоль/см ³ (мг-экв/см ³)	1,8
Насыпной вес, г/дм	0,750-0,800
Размер частиц (0,315-1,25 мм), %	≥ 96
Диапазон эффективного размера частиц, мм	0,40-0,55
Коэффициент однородности	≤ 1,7

Таблица 4 – Характеристика катионита Puromet MTC1600

Структура полимерной матрицы	Полистирол-дивинилбензол
Тип	Макропористый
Функциональные группы	Сульфоновая кислота
Влажность, %	35-40
Полная обменная емкость, моль/дм ³ (г-экв/дм ³)	2,3
Насыпной вес, г/мл	0,82-0,86
Размер частиц (0,3-1,20 мм), %	≥ 98
Коэффициент однородности	≤ 1,7
Набухание (Na→H), %	4

Выбор катионита с оптимальными параметрами селективности и коэффициента распределения определяли по результатам сорбции редкоземельных металлов из раствора выщелачивания остатка от хлорирования циркониевого промпродукта (6 %-ым раствором соляной кислоты), который

имел состав, г/дм³: Fe_{общ} – 0,09; MgO – 3,03; ZrO₂ – 0,31; Y₂O₃ – 0,228; La₂O₃ – 0,098; Ce₂O₃ – 1,474; Pr₂O₃ – 0,308; Nd₂O₃ – 0,722; Eu₂O₃ – 0,002; Gd₂O₃ – 0,04; Tb₂O₃ – 0,036; Dy₂O₃ – 0,032; Ho₂O₃ – 0,006; Tm₂O₃ – 0,002; Yb₂O₃ – 0,028; Lu₂O₃ – 0,004; Sm₂O₃ – 0,002; ΣРЗМ_{окс} – 2,982.

Одним из показателей эффективности процесса является степень сорбции. Установлено, что при равной степени сорбции суммы РЗМ и железа, а также близких значениях степени сорбции магния катионит Puromet МТС 1600 является наиболее перспективным для сорбции РЗМ из раствора выщелачивания остатков от хлорирования циркониевого промпродукта, так как на Purolite С150 сорбируется 58,1 % циркония, а на Puromet МТС 1600 – всего 11,2 %.

Были экспериментально определены значения статической обменной емкости (СОЕ) исследуемых катионитов. Значения СОЕ катионита Puromet МТС 1600 свидетельствует о его высокой селективности по отношению к редкоземельным металлам. Катионит Purolite С150 отличается наряду с высокой емкостью по РЗМ высокой емкостью по цирконию. По данным [14] при десорбции циркония из сульфокатионита растворами нитрата или сульфата аммония степень десорбции составляет 39,3 и 57,0 % соответственно. Следовательно, разделение циркония и редкоземельных металлов на стадии сорбции-десорбции при использовании катионита Purolite С150 не представляется возможным.

Одной из характеристик ионообменных смол для предварительной оценки избирательной сорбционной способности является коэффициент распределения. Нами определено, что сорбция РЗМ в исследуемых условиях наиболее эффективна катионитами Purolite С150 и Puromet МТС 1600, коэффициенты распределения РЗМ имеют практически равную величину – 5,67 и 5,64 соответственно. Так же близки значения коэффициентов других компонентов раствора – железа и магния. Только по цирконию имеются значительные различия – коэффициент распределения катионита Purolite С150 на порядок выше коэффициента катионита Puromet МТС 1600.

Оценкой селективности ионита служит коэффициент разделения, равный отношению коэффициентов распределения конкурирующих ионов.

Определено, что катиониты Purolite С150 и Puromet МТС 1600 имеют наибольшую суммарную емкость по РЗМ и обладают хорошей селективностью против железа. Согласно [15, 16] трехвалентное железо является вредной примесью при получении концентратов РЗМ гидрометаллургическими способами. Надо отметить, что катионит Puromet МТС 1600, в отличие от катионита Purolite С150, значительно селективен против циркония.

Таким образом, проведенные исследования показали, что сильноокислотный макропористый сульфокатионит Puromet МТС 1600 является перспективным сорбентом для сорбции редкоземельных металлов из кислых растворов выщелачивания остатков от хлорирования хвостов обогащения цирконового концентрата. Имеет удовлетворительную емкость – 53,85 мг/г.

Катионит обладает высокой селективностью к РЗМ и низкой к вредным примесям – железу и цирконии. Коэффициенты разделения $\alpha_{\Sigma\text{РЗМ/Fe}} = 8,9$ и $\alpha_{\Sigma\text{РЗМ/Zr}} = 44,5$.

Список литературы

1. Преображенский Б. К., Калямин А. В., Лилова О. М. Комплексообразование иттрия с хлорид- и нитрат-ионами // Радиохимия. – 1960. – Т. 2. – С. 239
2. Аширов А. Физико-химические свойства карбоксильных катионитов. – М.: Наука, 1969. – 112 с.
3. Химия комплексных соединений редкоземельных элементов / под ред. И. А. Шека. – Киев: Наукова думка, 1966. – 494 с.
4. Лидин Р. А. Андреева Л. Л., Молочко В. А. Константы неорганических веществ: справочник. – М.: Дрофа, 2006. – 685 с.
5. Утарбаев С. С., Супоницкий Ю. Л., Соловьев С. Н. Термодинамические характеристики ионной ассоциации в водных растворах хлоридов, нитратов и селенадов некоторых РЗЭ, Y, Sc, In и Cu // Журнал неорганической химии. – 2001. – Т. 46, № 12. – С. 2104-2107.
6. Малькова Т. В., Шутова Г. А., Яцимирский К. Б. Хлоридные комплексы неодима // Журнал неорганической химии. – 1964. – Т. 9. Вып. 8. – С. 1833-1837.
7. Степанчикова С. А., Колонин Г. Р. Спектрофотометрическое изучение комплексообразования неодима в хлоридных растворах при температурах до 250°C // Журнал неорганической химии. – 1999. – Т. 44. – С. 1744-1751.
8. Jargensen С.К. Inorganic Complexes, Asad. Press, London, New York, 1963, 183 p.
9. Смирнов Д. И., Молчанова Т. В., Водолазов Л. И. Сорбционное извлечение редкоземельных элементов, иттрия и алюминия из красных шламов // Цветные металлы. – 2002, – № 8. – С. 64-69.
10. Пат. 2465207 РФ. Способ извлечения редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты / Локшин Э. П., Тареева О. А.; опубл. 27.10.2012. Бюл. № 30.
11. Фирсов А. В., Артамонов А. В., Смирнова Д. Н., Ильин А. П., Кочетков С. П. Сорбция редкоземельных металлов из неупаренной дигидратной экстракционной фосфорной кислоты на сильнокислотном макропористом катионите // Химия и химическая технология. – 2016. – Т. 59. Вып. 4. – С. 50-54.
12. Пат. 2528692 РФ. Способ извлечения редкоземельных элементов из экстракционной фосфорной кислоты при переработке хибинских апатитовых концентратов / Глущенко Ю. Г., Шестаков С. В., Нечаев А. В., Козырев А. Б., Сибилев А. С., Левин Б. В.; опубл. 20.09.2014. Бюл. № 26.
13. Конькова Т. В., Чинь Нгуен Куинь, Папкина М. В. Сорбция редкоземельных металлов, железа и алюминия из фосфорной кислоты сульфокатионитами // Цветные металлы. – 2018. – № 9. – С. 54-57.
14. Локшин Э. П., Тареева О. А. Сорбция циркония из нитратных и сульфатных растворов // Химическая технология. – 2018. – Т. 19. № 1. – С. 21-26.
15. Стрпков А. В., Нарымбекова А. К., Байкенова Н. А. Селективная сорбция РЗЭ из сернокислых железосодержащих растворов // Комплексное использование минерального сырья. – 1988. – № 1. – С. 62-66.
16. Лохова Н. Г., Найманбаев М. А., Балтабекова Ж. А. Сорбционное извлечение редкоземельных элементов из технологических и производственных растворов // Вестник КазНАЕН. – 2015, – № 1. – С. 22-25.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Мамбеталиева А. Р., Акказина Н. Т., Нурманова А. Н., Бакраева А. Н.,
Ералиев А. А.

Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Золошлаковые отходы (ЗШО) – это несгораемая минеральная часть углей, образующаяся при сжигании их в ТЭЦ для получения электрической энергии и тепла. В Казахстане к 2020 году будет накоплено 650 млн. т ЗШО, а к 2030 соответственно 1 млрд. т.

По данным энергетиков затраты на содержание 1 т ЗШО составляет 2,0-3,5 тыс. тенге или 5-7 % себестоимости электроэнергии. Затраты на реконструкцию старых золоотвалов достигает 5 млрд. тенге, а строительство нового 20 млрд. тенге. В Казахстане 80 % электроэнергии вырабатывается 37 тепловыми электростанциями, работающих на Экибастузском угле. Очевидно, что золошлаковые образования еще будут неотъемлемой частью промышленной инфраструктуры городов с нарастающими экологическими проблемами. Поэтому разработка технологии переработки и утилизации ЗШО не просто актуальная задача, а жизненно необходимая для сохранения здоровья людей (загрязнение воздушной и водной среды), животного и растительного мира.

При сжигании углей образуются два вида золошлаковых отходов. Пылевидные частицы (10-15 %), которые уносятся с дымом, так называемая, сухая зола уноса, улавливается воздушными циклонами или электрофильтрами и почти вся идет на переработку в строительство (изготовление цемента, панелей и т.п.) [1].

Зернистые ЗШО, которые накапливаются в золоотвалах ТЭЦ и состоят из более крупных частиц и шлаков. Выводятся из топок системами гидрозолошлакоудаления, так называемое мокрое золоудаление, и они составляют основной объём отходов 85-90 %. По своему составу материал крайне неоднородный, наряду со шлаками (спекшиеся в агрегаты мелкие частицы) и тонкозернистые фракции алюмосиликатного состава в смеси с несгоревшими угольными частицами (так называемый недожог).

Объектом наших исследований является золошлаковые отвалы Степногорской (Акмолинская область) ТЭЦ, работающей на Экибастузских углях. Среди полезных компонентов данного техногенного сырья главными являются золото и железо (рудные) и различные микросферы кварца, кремнийорганических соединений.

Химический состав золы (%): SiO_2 – 57,7; Al_2O_3 – 25,1; CaO – 3,65; MgO – 1,30; Fe_2O_3 – 5,89; $S_{\text{общ.}}$ – 0,15. Содержание углерода органического в зависимости от размерности исходного материала колеблется от 0,232 г/кг

до 6,65 г/кг. Отмечается присутствие нефтеподобных продуктов от 0,175 г/кг до 3,30 г/кг. Среди элементов – примесей выявлены медь (20 г/т), свинец (30 г/т), цинк (20 г/т). Кристаллическая фаза состоит из муллита, кварца (стекло), остатков несгоревшего углистого материала.

Проба для исследований была отобрана из околотрубного пространства, в зоне распространения грубозернистого, шлакового материала.

В результате проведенного нами опробования и обогащения материала проб на центробежных гидроконцентраторах казахстанской разработки [2, 3] в 30 пробах (весом 20-40 кг каждая) в классе крупности минус 2 мм золы было установлено наличие свободного самородного золота от единичных до первых сотен зерен. Средний размер золотинок (253 замера) составляет $71 \times 42 \times 30$ мкм. Гранулометрическая характеристика золотинок ничем не отличается для лежалых, древних и текущих золоотвалов. По морфологическим признакам выделяется золотины изометрической, шаровидной и неправильной комковидной формы, присутствующие примерно в равных соотношениях. Цвет золота от ярко-желтого, желтого с бронзовым оттенком до желтовато-зеленовато-серого. Совместно с свободным самородным золотом в концентратах присутствуют сферомagnetит (от 56 мкм и более), сферы кварца, железо, белый самородный металл возможно (Pt, Pd), гипс, арсенопирит, пирит, халькопирит.

Следует подчеркнуть, что совместно с свободным самородным золотом установлено большое количество сферомagnetита, но прямой количественной связи между ним и золотом не наблюдается.

Выполненные лабораторные испытания по гравитационному обогащению материала класса крупности $-2+0$ мм показали принципиальную возможность извлечения золота (~45 %) в гравикоцентрат. По опыту работ, доизмельчение материала позволит повысить извлечение не менее чем на 20-30 %. Показательно, что более третьей части железа извлекается попутно. Минеральной формой железа является сферомagnetит. Если содержание magnetита в концентрате вибровинтового сепаратора составляет 77 % и только 23 % кварца, то в хвостах обогащения magnetита – 33,1 % и примерно столько же кварца (28,9 %).

Гранулометрический состав исследуемого материала и распределение в нем золота (атомно-абсорбционный анализ) и железа по фракциям приводится в таблице 1.

Результаты контрольного обогащения золотосодержащих золотошлаковых образований естественной крупности на вибровинтовом сепараторе и виброцентробежных чашевых аппаратах [4] представлены в таблице 2.

Таблица 1 – Гранулометрический состав золошлакового отхода и распределение золота и железа по классам крупности

Класс крупности, мм	Выход		Содержание		Распределение, %	
	г	%	Au, г/т	Fe, %	Au	Fe
+2	147	9,16	0,09	9,08	6,15	5,53
–2+0,25	432	26,92	0,18	}15,59	36,92	}58,93
–0,25+0,1	478	29,78	0,13		30,0	
–0,1+0,044	503	31,34	0,10	16,92	23,85	35,33
–0,044+0	45	2,80	0,13	4,45	3,08	0,21
Исходная проба	1605	100	0,13 (0,15)	15,00	100	100

Таблица 2 – Результаты контрольного обогащения золотосодержащих золошлаковых образований естественной крупности гравитационными методами обогащения

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание		Извлечение, %	
		золото, г/т	железо, %	золото, г/т	железо, %
+2 мм	11,11	0,25	10,38	11,23	6,47
–2+0мм Концентрат вибровин- тового сепаратора	14,53	0,77	38,77	41,20	31,68
Концентрат виброцен- тробежных чашевых аппаратов	0,94	1,11	16,64	3,75	0,90
Хвосты	73,42	0,16	14,76	43,82	60,94
Исходная проба	100	0,27	17,77	100	100

Для усиления эффекта гравитации была проведена магнитная сепарация продуктов обогащения (концентрата и хвостов). Магнитную сепарацию осуществляли с помощью редкоземельных магнитов (щупах) Nd–Fe–В состава с магнитной индукцией на поверхности 100 мТл, которая соответствует напряженности магнитного поля 80 кА/м или 1000 Эрстед. Это относится к слабым магнитным полям, что позволило нам извлечь сильно магнитный магнетит. Результаты исследований приведены в таблице 3.

Магнитной сепарацией продуктов гравитационного обогащения удалось усилить полезный сигнал по золоту. Как следует из приведенных данных таблицы 3, в большинстве случаев повышенные содержание золота отмечаются в немагнитной фракции, иногда превышающие на порядок таковые в магнитной фракции.

Таблица 3 – Результаты магнитной сепарации золошлаковых образований узких классов крупности на золото продуктов гравитационного обогащения

Исходный материал	Продукты гравитационного обогащения	Выход, %	Содержание Ац, г/т	Продукты магнитной сепарации	Выход		Содержание золота, г/т	Извлечение золота, %
					г	%		
1	2	3	4	5	6	7	8	9
–2+0,25 мм								
Класс крупности –2+0,25 мм	Концентрат	1,67	0,32	Магнитный	32	53,33	0,19	31,08
				Немагнитный	28	46,67	0,48	68,92
				Исходный концентрат	60	100	0,32	100
	Хвосты	98,33	0,37	Магнитный	62	1,27	0,03	0,10
				Немагнитный	4658	98,73	0,18	99,90
				Исходный концентрат	4720	100	0,09	100
–0,25+0,1мм								
Класс крупности – 0,25+0,1мм	Концентрат	3,60	0,37 0,27	Магнитный	42,5	61,15	0,03	20,45
				Немагнитный	27,0	38,85	0,18	79,55
				Исходный концентрат	69,5	69,5	0,9	100
	Хвосты	9,64	0,27	Магнитный	87	3,28	0,10	1,09
				Немагнитный	2564	96,72	0,28	98,91
				Исходный концентрат	2651	100	0,27	100
–0,1+0,044 мм								
Класс крупности –1+0,044мм	Концентрат	19,80	0,59	Магнитный	81,1	84,22	0,49	69,53
				Немагнитный	15,2	15,78	1,15	30,47
				Исходный концентрат	96,3	100	0,59	100
	Хвосты	86,20	0,11	Магнитный	60	7,39	0,44	30,18
				Немагнитный	552	92,61	0,08	69,82
				Исходный концентрат	612	100	0,11	100
–0,044+0 мм								
Класс крупности –0,044+0 мм	Концентрат	8,2	2,73	Магнитный	4,5	54,88	0,45	9,16
				Немагнитный	3,7	45,12	5,50	90,84
				Исходный концентрат	8,2	100	2,73	100
	Хвосты	92,8	0,19	Магнитный	5,7	9,50	1,48	72,16
				Немагнитный	54,3	90,50	0,06	27,84
				Исходный концентрат	60,0	100	0,19	100

Список литературы

1. Ватин Н. И, Петросов Д. В., Калачев А. И. Лахтинен П. Применение зол и золошлаковых отходов в строительстве // Инженерно-строительный журнал. 2011. № 4. с. 16-21.
2. Инновационный патент № 25645 от 29.04.2011 г. Центробежный гидроконцентратор. Шаутонов М. Р., Байысбеков Ш., Перегудов В. В., Божко А. Н., Сажин Ю. Г., Акказина Н. Т.
3. Инновационный патент № 30418 от 23.09.2015 г. Виброцентробежный чашевый аппарат периодического действия. Шаутонов М. Р., Перегудов В. В., Ожогин Г. А., Мотовилов И. Ю.

ФЛОТАЦИЯ ЛЕГКОЙ ФРАКЦИИ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАЛКИЯ*

Телков Ш. А., Мотовилов И. Ю., Барменшинова М. Б.
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

*Работа выполнена при поддержке гранта №AP05133980

Свинцово-цинковые руды месторождения Шалкия Республики Казахстан относятся к категории труднообогатимых, но учитывая их значительные запасы, являются одним из основных потенциальных объектов для производства свинца и цинка. В промышленных условиях для переработки руд месторождения Шалкия, рекомендована селективная схема флотационного обогащения с получением свинцового и цинкового концентратов. Однако, по рекомендованной к эксплуатации схеме прямой селективной флотации, не представляется возможным получение высококачественных концентратов свинца и цинка, с высоким извлечением. Показатели, получаемые по прямой селективной схеме, приведены в таблице 1 [1-3].

Один из возможных путей по улучшению качества минерального сырья и технологических показателей переработки – применение предконцентрации исходной крупнокусковой руды. Использование процесса предконцентрации позволяет вывести из технологического процесса часть пустой породы, а также вредные примеси, за счет чего повышается качество исходного сырья, как по содержанию ценных металлов, так и по вещественному составу руды [4].

**Таблица 1 – Результаты флотации исходной руды по проектной схеме
в замкнутом цикле**

Наименование	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	SiO ₂	Pb	Zn	SiO ₂
Pb концентрат IV пере- чистки	1,02	40,52	4,82	19,75	50,46	1,31	0,41
Zn концентрат основ- ной флотации	18,32	1,07	17,75	37,75	23,93	86,45	13,91
Хвосты	80,66	0,26	0,57	52,83	25,61	12,24	85,68
Руда	100,0	0,82	3,76	49,73	100,0	100,0	100,0

Авторами доклада в рамках грантового проекта разрабатывается технология обогащения руды месторождения «Шалкия» с включением операции предконцентрации на стадии рудоподготовки [5].

В результате выполненных работ, получены следующие результаты по предконцентрации и флотационному обогащению тяжелой фракции, таблицы 2 и 3.

**Таблица 2 – Технологические показатели гравитационного обогащения
машинного класса 40-8 мм в тяжелой суспензии**

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	SiO ₂	Pb	Zn	SiO ₂
Легкая фракция	20,60	0,39	1,51	69,50	9,80	8,29	28,92
Тяжелая фракция	54,85	0,96	4,43	42,50	64,15	64,74	47,09
Отсев класс 8-0 мм	24,55	0,87	4,12	48,36	26,05	26,97	23,99
Тяжелая фракция с отсевом	79,40	0,93	4,33	44,31	90,20	91,71	71,08
Руда	100,0	0,82	3,75	49,50	100,0	100,0	100,0

**Таблица 3 – Результаты флотации тяжелой фракции объединенной с отсевом
в замкнутом цикле**

Наименование	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Pb	Zn	SiO ₂	Pb	Zn	SiO ₂
Pb концентрат IV перечистки	1,04	40,16	4,27	15,56	50,32	1,18	0,33
Zn концентрат основной флотации	16,12	0,82	19,52	33,54	15,93	83,92	10,91
Хвосты	62,24	0,32	0,34	47,65	24,07	5,62	59,86
Легкая фракция	20,60	0,39	1,69	69,50	9,68	9,28	28,90
Общие хвосты (хвосты плюс легкая фракция)	82,84	0,34	0,67	53,08	33,75	14,91	88,76
Руда	100,00	0,83	3,75	49,54	100,00	100,00	100,00

При сравнении результатов таблицы 1 и 3 можно отметить, что:

– содержание свинца в свинцовых концентратах 4 перечистки находится на одном уровне 40,52-40,16 % и соответственно извлечение 50,46-50,32 %;

– содержание цинка в цинковых концентратах основной флотации составило 17,75-19,52 % и извлечение 86,45-83,92 %. Потери извлечения цинка при флотации тяжелой фракции составили всего 2,53 %, но содержание цинка в концентрате повысилось на 1,77 % по сравнению с показателями, получаемыми при флотации исходной руды;

– содержание кварца в цинковых концентратах основной флотации составило 37,75-33,54 % и извлечение 13,91-10,91 %. Частичное удаление кварца перед флотацией тяжелой фракции, позволило снизить содержание кремния в цинковом концентрате на 3,0 %, а извлечение на 4,21 % по сравнению с показателями, получаемыми при флотации исходной руды. Полученные показатели также подтверждают целесообразность использования процесса предобогащения.

После разделения, в легкой фракции отмечается относительно высокое содержание цинка 1,69 %. С целью снижения потерь и определения возможности дополнительного извлечения свинца и цинка, были выполнены опыты по флотации легкой фракции.

Отработка реагентного режима выполнена в открытом цикле на пробах, измельченных до крупности 87 % класса 0,074 мм, по схеме, рисунок 1а. Балансовый опыт в замкнутом цикле выполнен по схеме, рисунок 1б. Реагентные режимы, использованные при флотации легкой фракции, приведены в таблице 4.

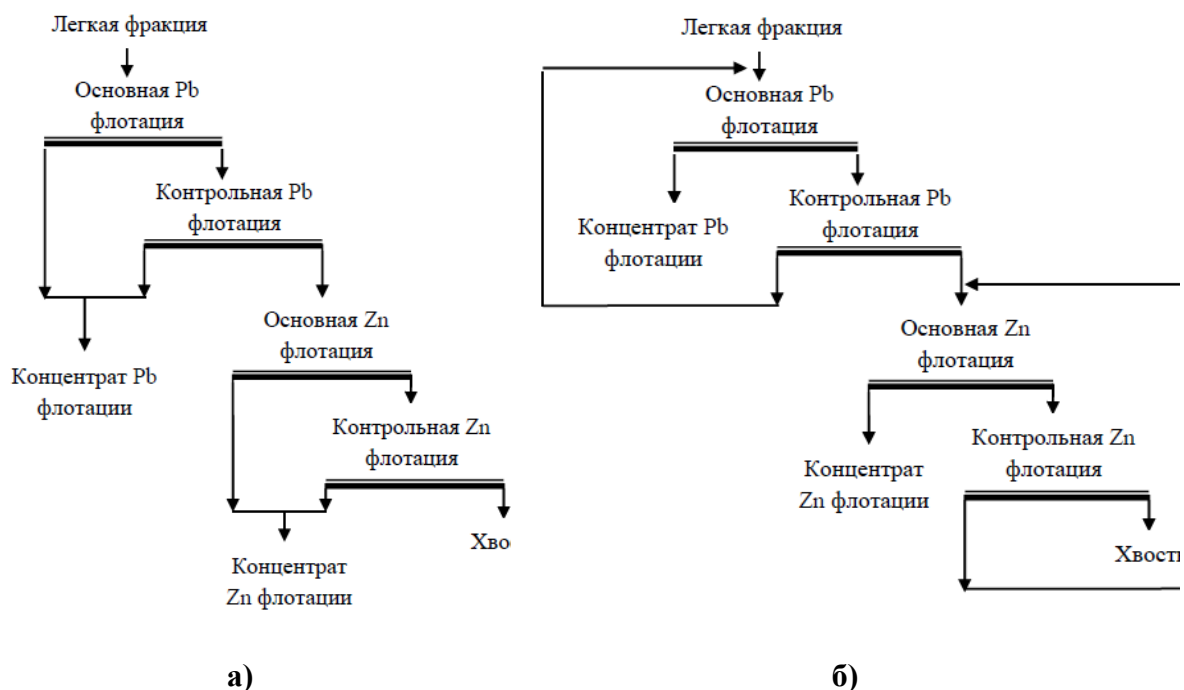


Рисунок 1 – Схемы выполнения экспериментов

Таблица 4 – Реагентный режим флотации легкой фракции

Наименование операции	Расход реагентов, г/т (1 опыт/2опыт/3 опыт)								
	CaO	Na ₂ SiO ₃	Na ₂ S	NaCN	ZnSO ₄	БКК	Т-92	CuSO ₄	Аеро
Измельчение 87 % кл. -0,074 мм	150	–	100/ 150/ 200	–	75/ 112,5/ 150	–	–	–	–
Основная Рb 10 мин	30	150	200/ 300/ 400	45/ 67,5/ 90	250/ 375/ 500	75/ 112,5/ 150	30	–	–
Контрольная Рb 7 мин	10	50	100/ 150/ 200	5/ 7,5/ 10	40/ 60/ 80	2,5/ 3,75/ 5	5	–	–
Основная Zn 8 мин	400	–	–	–	–	75/ 112,5/ 150	–	350/ 525/ 700	20
Контрольная Zn 10 мин	500	–	–	–	–	35/ 52,5/ 70	–	50/ 75/ 100	20

Примечание: выполнено 3 опыта, расходы реагентов, которые оставались постоянными, записаны одной цифрой, расходы реагентов, которые изменялись, указаны через дробь.

Результаты отработки реагентного режима отражены на диаграмме рисунок 2. Критерий, по которому осуществлялся подбор реагентного режима – максимальное извлечение свинца и цинка в одноименные концентраты.

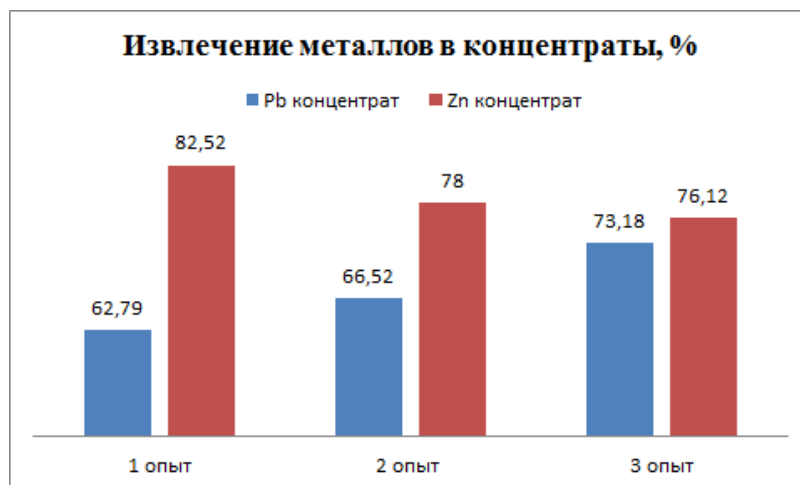


Рисунок 2 – Результаты опытов по отработке реагентного режима

Анализ полученных результатов показывает, что максимальное извлечение свинца в свинцовом цикле достигается при реагентном режиме 3-го опыта, а цинка в цинковом цикле при реагентном режиме 1-го опыта.

В балансовом опыте, в свинцовом цикле применялся реагентный режим 3-го опыта, в цинковом цикле реагентный режим 1-го опыта. Баланс металлов по конечным продуктам обогащения приведен в таблице 5.

Таблица 5 – Результаты флотации легкой фракции в замкнутом цикле

Наименование	Выход от, %		Содержание, %		Извлечение от питания, %		Извлечение от руды, %	
	питания	руды	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
К-т основной Pb флотации	2,91	0,60	8,90	2,94	65,83	5,09	6,46	0,47
К-т основной Zn флотации	9,03	1,86	0,32	13,58	7,34	72,92	0,72	6,75
Хвосты	88,06	18,14	0,12	0,42	26,83	21,99	2,54	2,02
Легкая фракция	100,0	20,60	0,39	1,68	100,0	100,0	9,72	9,24
Тяжелая фракция	–	79,40	0,94	4,28	–	–	90,28	90,76
Руда	–	100,0	0,83	3,74	–	–	100,0	100,0

В результате отработки технологии обогащения легкой фракции по схеме прямой селективной флотации свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия (рисунок 1б) получены следующие технологические показатели:

– выход концентрата основной свинцовой флотации составил 2,91 % с содержанием свинца 8,90 % и цинка 2,94 %, при извлечении свинца 65,38 % и цинка 5,09 % от питания;

– выход концентрата основной цинковой флотации составил 9,03 % с содержанием свинца 0,32 % и цинка 13,58 %, при извлечении свинца 7,34 % и цинка 72,92 % от питания;

– выход хвостов контрольной цинковой флотации составил 88,06 % с содержанием свинца 0,12 % и цинка 0,42 %, при извлечении свинца 26,83 % и цинка 21,99 % от питания.

Обогащение легкой фракции позволит дополнительно извлекать 5-6 % (от руды) свинца и цинка, при совместной переработке черного концентрата флотации легкой фракции с продуктами флотации тяжелой фракции.

Список литературы

1. Совершенствование технологии обогащения тонковкрапленной свинцово-цинковой руды месторождения Шалкия / Семушкина Л. П., Турысбеков Д. П., Тусупбаев Н. К. [и др.] // Обогащение руд. – 2015. – № 2. – С. 8-14.

2. Асончик К. М. Исследования по уточнению схемы и показателей обогащения руды месторождения Шалкия / Асончик К. М., Жакселеков М. М. // Обогащение руд. – 2009. – № 3. – С. 5-8.

3. Лазич П. Прямое селективное флотирование минералов свинца, меди и цинка из полиметаллической руды месторождения «Подвирови» / Лазич П., Станоев И., Микович Б. // ФТПРПИ. – 2010. – № 6. – С. 116-120.

4. Конев А. В. Проблемы переработки руд цветных металлов и золота с предварительным обогащением / Конев А. В., Шульгина К. А., Миронова Ж. В. // Цветные металлы – 2013: сб. науч. ст. V междунар. конгр. – Красноярск: Версо, 2013. – С. 78-82.

5. Examination of the preliminary gravity dressing influence on the Shalkiya deposit complex ore / Motovilov I. Yu., Telkov Sh. A., Barmenshinova M. B., Nurmanova A. N. // Non-ferrous metals. – 2019. – №2. – P. 3-8.

УДК 669.2/8:67:502.171

ПОЛУЧЕНИЕ КАЛЬЦИЕВОЙ СЕЛИТРЫ ИЗ РАСТВОРОВ ОТ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ АЗОТНОЙ КИСЛОТОЙ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ТИТАНОВОГО ПРОИЗВОДСТВА

Ультаракова А. А., Есенгазиев А. М., Касымжанов К. К., Улдаханов О. Х.
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

На АО «Усть-Каменогорский титано-магниевого комбинат» («УКТМК») ежегодно образуется 30-35 тысяч тонн твердых хлоридных отходов, содержащих 700-1400 т оксида титана. Часть хлоридных отходов титанового производства выщелачиваются водой и нейтрализуются гидроксидом кальция до рН 7-8,5. Полученная пульпа насосами перекачивается в шламонакопители. Запасы осадков или шлама составляют около 320 тыс. тонн, поликомпонентный состав которых присутствует в виде оксидов, ок-

сидхлоридов и карбонатов [1,2]. Цель данной работы заключается в получении кальциевой селитры из растворов, полученных от выщелачивания шламов титанового производства азотной кислотой.

Реагентом для осаждения примесей был выбран гидроксид кальция в виде известкового молока. Известковое молоко готовили из 50 г обожженного CaO при 900 °С на 1 дм³ дистиллированной воды. Раствор получали при выщелачивании шлама титанового производства азотной кислотой при следующих условиях выщелачивания: 20 % концентрация HNO₃, Т:Ж=1:8, температура 20±4 °С, время выщелачивания 30 мин, скорость перемешивания 300 об/мин. Состав раствора, г/дм³: 2,76 Ti, 23,75 Ca, 0,03 Si, 1,46 Fe, 1,8 Nb, 2,0 Al. Были проведены опыты по осаждению примесных компонентов из раствора известковым молоком в зависимости от увеличения рН, продолжительности опыта, повышения температуры и скорости перемешивания раствора.

В раствор добавляли известковое молоко в количестве 520 мл при скорости мешалки 300 об/мин в течение 60 мин до значения рН 5. Пульпу отфильтровывали и получали очищенный раствор в количестве 660 мл и кек массой 7,8 г. Состав раствора, г/дм³: н/о Ti, 22,62 Ca, 0,017 Si, <0,001 Fe, <0,001 Nb, <0,001 Al. Раствор выпаривали при температуре 100 °С в течение 4 часов до вязкой субстанции в виде силикатного клея. Однако, Ca(NO₃)₂ относится к ряду кристаллогидратов, легко образующих пересыщенные растворы. По ряду признаков Ca(NO₃)₂ можно отнести к труднокристаллизующимся солям, нитрат кальция склонен к перекристаллизации и слеживанию при хранении [3,4]. Для улучшения кристаллизации нитрата кальция используют 5-7 % нитрата аммония от веса кальциевой селитры. При добавлении аммиачной селитры скорость кристаллизации Ca(NO₃)₂ увеличивается 1,5-2 раза с одновременным повышением температуры кристаллизации на 50 °С [5].

Был проведен следующий опыт по выпариванию и кристаллизации кальциевой селитры. Брали 400 мл раствора после выщелачивания шлама 20%-ным HNO₃, добавляли известковое молоко 225 мл до рН 5. Пульпу отфильтровали, объем полученного очищенного раствора составил 530 мл. К данному раствору добавили 5 % нитрата аммония от общего количества нитрата кальция. Нитрат аммония получался при добавлении HNO₃ и расчетного количества аммиака. После добавления в раствор аммиака рН раствора стал равен 8. Из раствора выпали хлопья оксида железа. Их отфильтровали и начали выпаривать раствор нитрата кальция при температуре 100 °С в течение 6 часов.

Были получены кристаллы состава, мас. %: 21,2 Ca, 0,061 Fe, 0,04 Al, 0,22 Si, 0,009 Nb. Рентгенофазовый анализ проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER), излучение Cu – K_α. В таблице 1 представлены результаты рентгенофазового анализа.

Таблица 1 – Рентгенофазовый анализ нитрата кальция

Compound Name	Formula	S-Q
Calcium Nitrate	$\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$	71%
Calcium Nitrate Hydrate	$\text{Ca}(\text{NO}_3)_2(\text{H}_2\text{O})_2$	29%

Для определения гранулометрического состава был использован ситовой анализ, где применяли высушенный до постоянной массы материал. По техническим характеристикам двухводного нитрата кальция, марки А, Буйского химического завода гранулометрический состав: менее 1 мм, не более 5 %, 1-4 мм, не менее 90 %, менее 6 мм 100 %. Зерна нитрата кальция в основном должны быть размером менее 6 мм и более 1 мм.

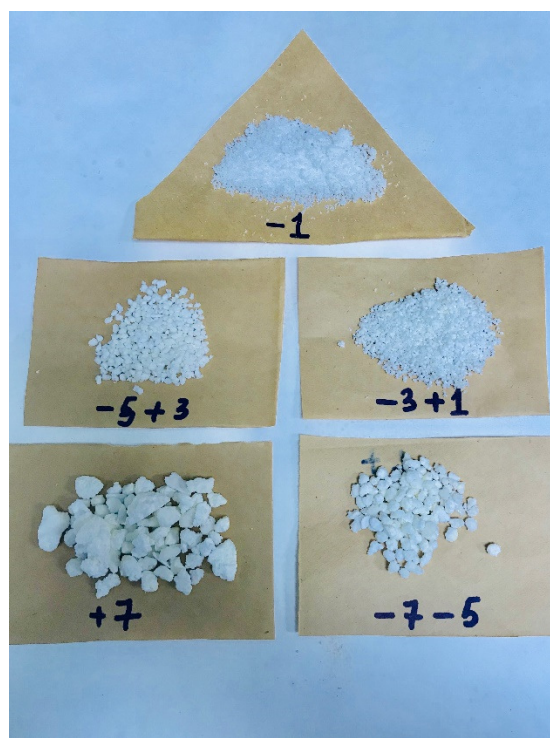


Рисунок 1 – Фракции гранулометрического анализа при добавлении в раствор 5 % нитрата аммония

Результаты ситового анализа образцов кальциевой селитры с добавлением 5 % нитрата аммония представлены на рисунке 1.

На гранулометрический состав могут влиять разные факторы, к ним могут относиться скорость перемешивания раствора, температура выпаривания и кристаллизации раствора. По исследованиям влияния скорости перемешивания растворов при кристаллизации нитрата кальция на гранулометрический состав было установлено, что при скорости перемешивания раствора 300 об/мин необходимые фракции $-5+3$ мм и $-3+1$ мм составили наибольшее значение 34,8 % по сравнению с другими скоростями. По исследованиям выбора температуры выпаривания и ее влияние на гранулометрический состав кальциевой селитры была

установлена температура выпаривания 100 °С. При данной температуре была достигнута минимальная длительность выпаривания 6 часов. Просеивание фракций было удовлетворительное, прилипание к ситам не наблюдалось, потери составили 0,8 %. Крупные фракции +7 и –7+5 мм в сумме составили 50,7 %, нормированные фракции –5+3 и –3+1 мм в сумме составили всего 33,2 %, мелкая фракция –1 мм составила 16,1 %.

В таблице 2 представлены результаты гранулометрического анализа от влияния на него добавок нитрата аммония в количестве 5, 6, 7, 8 % от общего веса получаемой кальциевой селитры.

Таблица 2 – Гранулометрический состав нитрата кальция от добавления нитрата аммония

Класс зерна кристаллов, мм	Количество добавляемого нитрата аммония от общего веса кальциевой селитры, %			
	5	6	7	8
	Гранулометрический состав, %			
+7	36,2	37,3	34,5	52,2
–7+5	14,0	13,9	13,3	14,3
–5+3	15,0	14,0	9,3	12,6
–3+1	18,0	16,6	17,2	14,2
–1 мм	16,8	18,2	25,7	6,7
Итого:	100	100	100	100

Из выше приведенных результатов выпаривания и кристаллизации нитрата кальция были установлены оптимальные условия процесса кристаллизации: рН исходного раствора 8, при добавлении 7 % NH_4NO_3 от общего количества нитрата кальция, температура 100 °С, время 6 часов, скорость перемешивания раствора 300 об/мин.

Согласно МРТУ 6-03 195-67, кальциевую селитру для удобрения выпускают в виде чешуйчатого продукта, светло-коричневого цвета, содержащего не менее 17,5 % азота, содержание аммиачной селитры 4-7 %, содержание влаги не более 14 % [5]. В целях получения чешуйчатого нитрата кальция насыщенный раствор 70 % концентрации по $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$ выпаривали до образования плава при 100 °С [6]. Плавы равномерно распределили по тарелке гранулятора, который вращался со скоростью 28 об/мин. Тарелку гранулятора разогрели до температуры 90 °С при вращении гранулятора со скоростью 28 об/мин. Плавы застыли равномерным слоем, затем его скребком из нержавеющей стали сняли в виде чешуек, результаты грануляции представлены на рисунке 2.

Провели гранулометрический анализ полученного нитрата кальция, результаты которого приведены в таблице 3.

Крупную фракцию доизмельчили до фракции –3+1, мелкую –1 мм отправили на получение плава.



Рисунок 2 – Получение чешуйчатого нитрата кальция на грануляторе

Таблица 3 – Гранулометрический состав обезвоженного нитрата кальция на грануляторе

Класс зерна кристаллов, мм	Гранулометрический состав, %
+7	28,2
-7+5	12,7
-5+3	17,5
-3+1	17,5
-1 мм	24,1
Итого:	100

Таким образом, был получен обезвоженный нитрат кальция путем грануляции 92-95 % плава в виде чешуек.

Список литературы

1. Байбеков М. К., Попов В. Д., Чепрасов И. М. Производство четыреххлористого титана – Москва: «Металлургия», 1987. – С. 108-110.
2. Новое в теории и практике металлургии цветных и редких металлов // ИМиО АН КазССР, – Алма-Ата. 1988. – 230 с.
3. Хамский Е. В. Кристаллизация в химической промышленности. – М.: Химия, 1979. – 344 с.
4. Позин М. Е. Технология минеральных солей (удобрений, пестицидов, промышленных солей, окислов и кислот), 4-е издание. Л.: Химия. 1974. ч. II. – 768 с.
5. Клевке В. А., Поляков Н. Н., Арсеньева Л. З. Технология азотных удобрений. Москва, 1956. – 289 с.
6. Yessengaziyev A. M., Ultarakova A. A., Uldakhanov O. H. Calcium nitrate generating out of nitrogen-acid solutions after breaking up slurries of titanium production //Kompleksnoe Ispol'zovanie Mineral'nogo Syr'a, DOI: 10.31643/2019/6445.40, – Almaty. – 2019. – № 4. – P. 74-81.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ОЧИСТКИ ШЛАМОВЫХ ВОД МЕТОДОМ УЛЬТРАФЛОКУЛЯЦИИ

Билялова С. М., Есенгазиев А. М., Мукаатаева Н. Н.
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Одним из наиболее эффективных методов интенсификации процесса сепарации хвостов обогащения минерального сырья седиментацией и фильтрацией является флокуляция. Основное преимущество флокулянтов перед коагулянтами состоит в том, что они обеспечивают более прочное связывание частиц суспензии в относительно упругую пористую структуру, которая обладает достаточно высокой сопротивляемостью к разрушению под действием механической обработки. Благодаря этим свойствам, обработанные флокулянтами суспензии, значительно быстрее седиментируют, а осадок обладает более высокой плотностью и легче обезвоживается прессованием или центрифугированием, так как его гидравлическое сопротивление в процессе обработки растет значительно медленнее, чем у суспензий, обработанных коагулянтами.

В случае разбавленных суспензий (<1 г/л твердого), проблемы флокулярной обработки усугубляются еще и тем, что при этом существенно снижается частота столкновений флокулируемых частиц, что приводит к значительному увеличению времени, необходимому для завершения процесса флокуляции.

Преодоление вышеописанных трудностей использования флокулянтов, как впервые было показано в работах, может быть достигнуто путём применения специальной гидродинамической обработки суспензии в процессе введения флокулянта и сразу после него. Такая обработка, получившая название «ультрафлокуляция», позволяет не только быстро и равномерно распределить молекулы флокулянта по объёму суспензии, но и создать благоприятные условия для быстрого формирования плотно упакованных и прочных флокул. При этом практически все частицы оказываются в связанном состоянии, что существенно облегчает дальнейшее обезвоживание осадка.

В углеобогатительной отрасли угольные шламы из-за высоких затрат на их обогащение и обезвоживание и, в большей части, низких показателей флотуемости и высокой конечной влажности уже обезвоженного концентрата воспринимаются как серьезная экономическая проблема. Тем не менее, вместе с ростом стоимости угля растет и экономический потенциал процессов обогащения угля [1-7].

Обычно для этой цели используют высокомолекулярные флокулянты, позволяющие существенно повысить эффективность очистки технологических вод углеобогатения. Успешная реализация этого процесса

возможна только при наличии теоретических основ управления агрегативной устойчивостью угольно-глинистых суспензий.

В качестве флокулянтов нами исследованы флокулянты фирмы Kemira анионного и катионного типов, сополимеры полиакриламида, с молекулярной массой от 10 до 20 млн., в зависимости от ионности содержат 95-98 % полиакриламида и 2-5 % сополимеров.

Для исследования были выбраны следующие флокулянты:

A-150-7 – полиакриламид, анионный, молекулярная масса 15 млн, рабочий диапазон 5-11 рН, ионная активность 5-7 %;

A-150-15 – полиакриламид, анионный, молекулярная масса 20 млн, рабочий диапазон 5-11 рН, ионная активность 13-15 %;

A-150-50 – сополимер акриламида, анионный, молекулярная масса 20 млн, ионная активность 45-50 %;

C-496-80 – катионный сополимер акриламида, катионная активность 80 %, молекулярная масса 16 млн.

Угольный шлам, для исследований, была взята непосредственно из технологического процесса обогащения угля с нескольких обогатительных фабрик Карагандинского угольного бассейна. При проведении экспериментальных работ суспензия содержала 15-30 г/л твердой фазы.

При выполнении исследовательской работы использовался ряд современных методов, таких как определение скорости осаждения, седиментационный анализ, электропроводность и адсорбция флокулянтов на угольных шламах.

При исследовании установлено, что скорость осаждения угольных частиц шламов максимально высокая при использовании флокулянта A-150-7 с молекулярной массой 15 млн, а наиболее низкая флокуляционная способность установлена для флокулянта C-496-80 с молекулярной массой 16 млн.

При этом эффективность действия флокулянтов по скорости осаждения увеличивается при расходе 15 г/л в ряду: A-150-7 > A-150-15 > A-150-50 > C-496-80. Изменяя расход флокулянта (при постоянном расходе образца: 1,1 см³/с) можно было менять его дозировку, а, изменяя скорость вращения ротора ультрафлокулятора, можно было менять интенсивность гидродинамической обработки суспензии (осредненный градиент скорости среды от 150 до 10.000 с⁻¹). Результаты эксперимента приведены на рисунке 1.

В процессе измерения (рисунок 1) образец суспензии и раствор флокулянта с помощью перистальтических насосов УльтрафлорТестера непрерывно прокачивали через ультрафлокулятор, где они смешивались и гидродинамически обрабатывались в течение от 5 до 40 секунд при определенном градиенте скорости среды G.

Из ультрафлокулятора образец подавал через оптический датчик на выход из прибора и далее в коллектор.

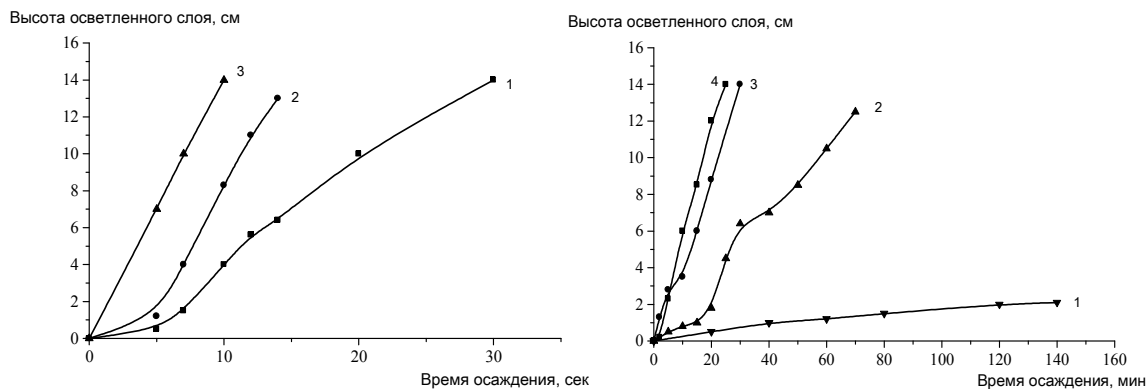


Рисунок 1 – Зависимость высоты осветленного слоя от времен процесса флокуляции угольного шлама, при концентрации 15 г/л: интенсивности гидродинамической обработки 1500 с⁻¹: 1 – С-496-80; 2 – А-150-15; 3 – А-150-7

В настоящее время на фабрике применяют анионный полимер MF-156, дозировка которого составляет 10 г/т суспензии, поступающей в радиальные сгустители. На первом этапе лабораторное тестирование проводили для выбора наиболее эффективного флокулянта. Наилучшие результаты по качеству осветлённой шламовой воды были получены при добавлении флокулянта А-150-7 (таблица 1).

Далее для улучшения технологических параметров сгущения шламовой воды исследования проводили на приборе Ультрафлоктестер изменяя скорости гидродинамической обработки суспензии, которая позволяет добиться высокого уровня осветления воды при минимальном расходе флокулянта в короткий промежуток времени (таблица 2). Время обработки – 10 сек.

Таблица 1 – Результаты скорости осаждения (см/мин) угольного шлама с концентрацией твердого 30 г/л в присутствии различных флокулянтов

Расход флокулянта, г/т	Наименование флокулянта			
	А-150-15	А-150-7	С-496-80	Фабричный MF-156
5	0,1	0,15	0,07	0,15
10	0,85	1,5	0,4	0,9
15	0,7	0,95	0,3	0,83
30	0,5	0,7	0,2	0,5

Как видно из таблицы 2 при оптимальной скорости гидродинамической обработки равной 1000 с⁻¹ скорость осаждения шлама в присутствии флокулянта А-150-7 при времени обработки 10 сек скорость осаждения увеличивается при оптимальном расходе флокулянта 5 г/т в 5 раз, а расход флокулянта уменьшается в 2 раза по сравнению без обработки на Ультрафлоктестера.

Таблица 2 – Изменение скорости осаждения (см/мин) угольного шлама с концентрацией твердого 30 г/л с помощью прибора Ультрафлуктестер в присутствии флокулянта А-150-7

Расход флокулянта, г/т	Скорость гидродинамической обработки, G, с ⁻¹		
	500 с ⁻¹	1000 с ⁻¹	1500 с ⁻¹
2	0,2	0,5	0,7
5	1,5	7,6	3,8
7	2,7	5,9	3,6
12	2,5	5,5	2,4

Еще одним важным показателем эффективности флокуляции является содержание твердого в сливе, т.е. чистоты очистки оборотной воды от шламовых частиц. Полученные результаты с помощью изученных флокулянтов представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты содержания твердого в сливе, мг/л, при сгущении угольного шлама с концентрацией твердого 30 г/л

Расход флокулянта, г/т	Наименование флокулянта			
	А-150-7	А-150-15	С-496-80	Фабричный MF-156
5	80	96	110	130
10	50	64	97	105
15	55	61	84	98
30	65	67	79	101

Установлено, что анионные флокулянты А-150-7 и А-150-15 почти в 1,5-2 раза меньше содержит твердого в сливе, чем сильнозаряженный катионный флокулянт С-496-80 и анионный фабричный флокулянт MF-156.

Использование Ультрафлуктестера при скорости сдвига 1000 с⁻¹ существенно снижает содержание твердого в сливе почти в 1,5-2 раза, а расход анионного флокулянта А-150-7 в 2 раза (таблица 4). Время обработки – 10 сек.

Таблица 4 – Результаты содержания твердого в сливе, мг/л, при сгущении угольного шлама с концентрацией твердого 30 г/л с помощью прибора Ультрафлуктестер в присутствии флокулянта А-150-7

Расход флокулянта, г/т	Скорость гидродинамической обработки, G, с ⁻¹		
	500 с ⁻¹	1000 с ⁻¹	1500 с ⁻¹
2	45	27	34
5	33	15	22
7	30	17	25
12	38	21	26

Таким образом в лабораторных условиях было проведено тестирование порошкообразных анионных флокулянтов, различающихся молекулярной массой и зарядом, с целью выбора оптимального режима обработки тон-

кодисперсных угольных шламов при осветлении оборотной воды в радиальных сгустителях. Флокулянт А-150-7 позволяет интенсифицировать процесс разделения жидкой и твердой фаз без ухудшения качества осветленной шламовой воды.

Исследованием установлено, что в случае применения анионного флокулянта А-150-7 при расходе 20 г/т процесс осаждения зерен угольного шлама происходит более интенсивно по сравнению с А-150-15. При использовании флокулянта А-150-7 с расходом 20 г/т высота осветленного слоя суспензии угольного шлама составляет 14 см за 24 мин, а высота осветленного слоя при использовании флокулянта А-150-15 составляет 14 см за 30 мин. Повышение концентрации флокулянта в растворе приводит к снижению скорости осаждения флокул. Так, например, при расходе 40 г/т флокулянта А-150-15 суспензии угольного шлама высота осветленного слоя 14 см достигается за 45 мин, скорость осаждения флокул угольного шлама наиболее высокая при использовании анионного флокулянта А-150-7. В случае применения Ультрафлуктестера при оптимальной скорости гидродинамической обработки равной 1500 с^{-1} время осаждения или высота осветления угольного шлама при минимальном расходе флокулянтов 7 г/т сокращается в 100-150 раз и составляет от 8 до 30 сек. При использовании флокулянта А-150-7 с расходом 7 г/т высота осветленного слоя суспензии угольного шлама составляет 14 см за 10 сек, а высота осветленного слоя при использовании флокулянта А-150-15 составляет 14 см за 15 сек.

Список литературы

1. Көшербаев Қ. Т. «Кен байыту негіздері», Алматы, 1998.
2. Көшербаев Қ. Т. «Кен байыту саласына арналған орысша-қазақша терминологиялық түсіндірме сөздік», Алматы, 2000.
3. Пилат Б. В., Сысоев Л. Н. «Повышение качества флотоконцентратов на обогатительных фабриках Казахстана», Алма-Ата, 1984.
4. Көшербаев Қ. Т. «Флотациялық байыту әдістері», Алматы, 2013. – 94 бет.
5. Тусупбаев Н. К., Ержанова Ж. А., Билялова С. М., Тойланбай Г. А. Флокуляция суспензии кварца в присутствии суперфлокулянтов различного заряда //Комплексное использование минерального сырья. – 2018. – № 4. – С. 17-27.
6. Есенгазиев А. М., Мусина М. М., Ержанова Ж. А., Билялова С. М., Тусупбаев Н. К. Тестирование лабораторного аппарата "Ультрафлуктестер" при сгущении суспензии отвальных хвостов//Материалы Межд. научно-практ. конф. «Эффективные технологии производства цветных, редких и благородных металлов», Алматы, 27-29 сентября 2018. – С. 133-137.
7. Тропман Э. П., Тусупбаев Н. К., Бокарева Е. А. Обогащение труднообогатимых руд с применением нового реагента-пенообразователя// Экология речных бассейнов: Сб. матер. VI Международной практической конференции / Владимир: «Россия», 2011. – С. 283-289.

ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ БАРИТСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Тусупбаев Н. К., Турысбеков Д. К., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А.,
Мухамедилова А. М., Мусина М. М., Садык Б.
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

Выбор способа обогащения зависит от минерального состава, структуры руды, от размеров вкраплений, требований потребителя. При обогащении барита используется, в основном, его высокий удельный вес, значительная флотационная активность и химическая инертность барита. Некоторую роль играет способность кристаллов барита растрескиваться при нагревании и крайне низкая магнитная его проницаемость. В настоящее время применяют радиометрические методы обогащения, промывку, гравитационные, флотационные методы обогащения, термическое, химическое, магнитное и электрическое обогащение [1-4].

Проблема поиска эффективных реагентов – собирателей, способных достойно заменить традиционные дорогостоящие реагенты – олеиновую кислоту, баритол, аспарал и т.д., существует на протяжении нескольких десятилетий и до сих пор полностью не решена. Была предпринята попытка решения существующей проблемы для флюорит- и баритсодержащих руд. В качестве объекта внимание было обращено на отходы лесохимического (БТ-1С) и масложирового (Даллес) производств, по стоимости значительно уступающих олеиновой кислоте [5]. Флотации подвергались руды Забайкальского региона – месторождения Усугли, Жетковское, Гарсонуйское, Этыкинское, Монголии – Бор-Ун-Дур и баритсодержащие руды, перерабатываемые Салаирским ГОКом. Использование реагентов с наличием в их составе предельных и непредельных кислот в определенном их соотношении позволяет повысить качество и извлечение флюоритового и баритового концентратов при равном их расходе в сравнении с традиционными и незначительной стоимости последних [6].

Основными собирателями для промышленной флотации несulfидных руд являются жирные кислоты и их мыла (олеиновая кислота, олеат натрия, жирнокислотная фракция таллового масла, талловое масло и др.), алкилсульфаты и собирательные смеси на их основе [7-11]. Требования, предъявляемые к собирателям – высокая эффективность и селективность.

Для улучшения этих свойств к жирным кислотам добавляются различные химические реагенты и добавки. И ряд изобретений направлен на улучшение их селективности. Так получен флотационный собиратель для несulfидных руд на основе омыленной жирной кислоты. Перед омылением жирной кислоты ее нагревают до 70-75 °С, и при перемешивании вводят в качестве регулятора полимеризации фенольный антиоксидант – Агидол-1 в количестве 0,5-5 мас. %. После процесса омыления в полученный собиратель может быть добавлен алкилсульфат натрия в количестве 4-5 мас. %

[12]. Флотационный собиратель обладает высокоэффективной и высокоселективной флотацией несulfидных руд, преимущественно баритсодержащих. В качестве жирной кислоты используют жирнокислотную фракцию таллового масла или олеиновую кислоту.

Создание эффективной технологии обогащения баритсодержащей руды, которая будет способствовать повышению извлечения полезных компонентов и улучшению качества получаемых концентратов, является актуальной задачей. В работе представлены результаты исследований по флотационному обогащению баритсодержащей руды месторождения Алашпай.

По результатам химического анализа в руде содержится 30,71 % BaSO_4 , 18,52 % Ba, 1,33 % свинца, 7,89 % Fe_2O_3 , 3,81 % $\text{S}_{\text{общ}}$.

Проведен атомно-эмиссионный качественный спектральный анализ, который показал, что в исследуемой руде присутствуют значительные количества кремния Si, алюминия Al, бария Ba и обнаружены следующие примеси: Pb – 1,0 %; Na – 0,015 %; Ca – 0,06 %; Mg – 0,03 %; Ti – 0,1 %; Zn – 0,007 %; Cu – 0,04 %; Cr – 0,15 %; Ag – 0,0003 %; Zr – 0,001 %; Be – 0,0003 %.

Минералогический анализ исходной руды показал присутствие бария в виде барита, кремния в виде кварца, железа в виде гематита и гидроокислов. Гранулометрический анализ дробленной руды показал, что основное количество свинца (83,29 %) и барита (67,91 %) находится в классе крупнее 0,2 мм.

Руду измельчали в лабораторной шаровой мельнице до 95,0 % кл. – 0,074 мм. Флотационные опыты проводились на лабораторных флотационных машинах ФМЛ–1 и ФМЛ–2. Измельченную руду направляли на свинцовую флотацию, а затем на флотационное извлечение баритового концентрата по схеме, включающей основную, контрольную флотации и две перечистки баритового концентрата.

Основную баритовую флотацию проводили в течение 16 минут, контрольную – в течение 6 минут и использовали следующие реагенты в качестве:

- депрессора пустой породы – жидкое стекло;
- собирателя и вспенивателя – олеиновую кислоту или баритол.

В баритовом цикле проведены 2 перечистки в течение 12 и 11 минут. В первой и второй перечистках добавляли жидкое стекло.

Исследования по баритовой флотации проводились при различном расходе олеиновой кислоты, баритола, с использованием ультразвуковой обработки при частоте 22 кГц. Оптимальный pH среды во флотации поддерживался в пределах 9-10.

Установлен оптимальный расход олеиновой кислоты после ультразвуковой обработки – 1000 г/т, а оптимальный расход баритола – 900 г/т.

Модифицированный реагент получен на основе соапстока. **Соапсток** образуется в результате щелочного рафинирования растительных масел и жиров в жироперерабатывающей промышленности [13-14]. Соапсток представляет собой окрашенную малоподвижную коллоидную систему сложного качественного и количественного состава. Для исследования взяты высшие жирные кислоты C_{10} – C_{18} , выделенные из смеси соапстоков подсолнечного масла. Жирные кислоты по внешнему виду представляют собой подвижную густую массу темно-коричневого цвета, хорошо растворимую в водных щелочных растворах [15-16]. Жирные кислоты подвергались ультразвуковой обработке на ультразвуковом диспергаторе УЗДН-М1200Т в течение 5 минут при частоте 22 кГц. После модификации жирные кислоты меняли свой внешний вид, приобретая вязкую консистенцию и меняя цвет от желтого до молочного.

Проведены исследования по установлению оптимального расхода модифицированного реагента для флотации хвостов гравитации руды месторождения Алашпай. Расход его составлял от 600 до 1000 г/т. Оптимальный расход модифицированного собирателя установлен 800 г/т. Сравнительные результаты флотационного обогащения хвостов гравитации свинцово-баритовой руды месторождения Алашпай представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Сравнительные результаты флотационного обогащения хвостов гравитации свинцово-баритовой руды месторождения Алашпай с получением баритового концентрата с применением различных собирателей

Название продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Pb	BaSO ₄	Pb	BaSO ₄	
BaSO ₄ конц-т	47,6	1,7	67,1	44,76	81,10	Олеин. кислота – 1000 г/т с УЗДН
Пр. пр. 1	5,9	1,8	21,4	5,87	3,21	
Пр. пр. 2	4,4	2,3	37,8	5,6	4,22	
Конц. контр. фл.	4,3	1,7	26,8	4,04	2,93	
Хвосты флот.	37,8	1,9	8,9	39,73	8,54	
Камер. пр. Pb фл.	100	1,81	39,38	100	100	
BaSO ₄ конц-т	48,0	1,7	66,31	45,97	80,30	Баритол – 900 г/т
Пр. пр. 1	5,3	1,9	26,3	5,67	3,52	
Пр. пр. 2	4,2	2,4	46,2	5,68	4,90	
Конц. контр. фл.	3,8	1,6	30,1	3,43	2,89	
Хвосты флот.	38,7	1,8	8,6	39,25	8,40	
Камер. пр. Pb фл.	100	1,77	39,64	100	100	
BaSO ₄ конц-т	47,9	1,8	68,9	46,65	82,69	Модиф. собиратель – 800 г/т
Пр. пр. 1	6,1	1,9	19,6	6,27	3,00	
Пр. пр. 2	5,1	2,1	35,2	5,79	4,50	
Конц. контр. фл.	5,4	2,3	22,6	6,72	3,06	
Хвосты флот.	35,5	1,8	7,6	34,57	6,76	
Камер. пр. Pb фл.	100	1,84	39,91	100	100	

Таким образом, содержание барита в баритовом концентрате, по сравнению с применением олеиновой кислоты, обработанной ультразвуком, увеличивается примерно на 2 % (с 67,1 до 68,9 %), извлечение повышается на 1,6 % (с 81,1 до 82,69 %). Расход модифицированного собирателя по сравнению с олеиновой кислотой уменьшается на 20 %.

Список литературы

1. Студенцов В. В., Ниязов А. А., Абевова Т. А. Тенденция развития переработки баритсодержащих руд в отечественной и зарубежной практике (Аналитический обзор). – Алматы, 1999. – 120 с. http://www.nauka.kz/page.php?page_id=372&lang=3&page=2085
2. Semushkina L., Kenzhaliyev B., Turisbekov D., Tussupbayev N., Narbekova S. About a possibility of processing of technogenic waste with use of the new equipment and flotoreagent // International Multidisciplinary Scientific GeoConference: SGEM: Surveying Geology & mining Ecology Management, 2017, Т 17, Р. 3-9. <https://doi.org/10.5593/sgem2017h/43/s18.001>
3. Богданович А. В., Шумская Е. Н., Леман Е. П., Козлов Г. Г. Технология обогащения баритовой руды Хойлинского месторождения физическими методами // Обогащение руд. – 1997. – № 6. – С. 10-14.
4. Глазунов Л. А., Глазунов А. Л. Аспекты повышения эффективности флотации полиметаллических руд // Цветные металлы. – 2008. – № 9. – С. 13-16.
5. Высотин В. В. Разработка технологии флотации барита из золото-баритовой руды с использованием комплексного собирателя: дис.канд.техн.наук: 25.00.13.– Ирк.гос.техн.унив.– Иркутск, 2008. – 123 с.
6. Фатьянов А. В., Никитина Л. Г., Щеглова С. А. Переработка карбонатно-флюоритовых руд месторождений Монголии и Забайкалья // Вестник ЗабГУ. – 2017. – Е.23. № 4. – С. 33-37.
7. Логинов Г. М., Рябой В. И. Технологические вопросы применения собирателей различного строения при флотации барита // Обогащение руд. – 1987. – № 2. – С.11-14.
8. Ниязов А. А., Ефремова Э. А., Трофимов В. И., Абилдиев Б. А., Омаров А. М. и др. Использование соды при флотации барита // Цветные металлы. – 1989. – № 7. – С. 124-125.
9. Селиванова Н. В., Тропман Э. П. и др. Применение новых флотореагентов при обогащении полиметаллических баритсодержащих руд // Цветные металлы. – 1990. – № 12. – С. 50-53.
10. Логинов Г. М., Рябой В. И. Технологические вопросы применения собирателей различного строения при флотации барита // Обогащение руд. – 1987. – № 2. – С. 11-14.
11. Высотин В. В., Руденко М. Б. Определение оптимальных условий флотации баритсодержащих руд с использованием комплексного собирателя // Вестник ИрГТУ. – № 4 (32). – 2007. – С. 85 -88.
12. Патент RU №2255813 Флотационный собиратель для несulfидных руд и способ его получения / Гунин С.В., заявл. 30.09.2003; опубл. 10.07.2005.
13. Тропман Э. П., Деут А. О., Грицай С. Г., Селиванова Н. В. Модифицирование жировых отходов и полупродуктов для повышения эффективности флотации несulfидных руд // 5 Международная научно-техническая конференция ВТУ. Экология речных бассейнов, г. Владимир. – 2009. – С. 180-182.
14. Селиванова Н. В., Сафин Х. Ш., Тропман Э. П., Камдин Н. А. О сорбции некоторых жирнокислотных собирателей на несulfидных рудах // Цветные металлы. – 1989. – № 5. – С. 40-43.
15. Тютюнников Б. Н. Химия жиров. – М.:Химия, 1992. – 540 с.
16. Брайен Р.О. Жиры и масла. – Санкт-Петербург: Профессия, 2007. – С. 232-237.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ НА ПРОЦЕСС РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Турсыбеков Д. К., Муханова А. А., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А.,
Мусина М. М., Мухамедилова А. М., Асан Е. А
Satbayev University, г. Алматы, Казахстан

В Казахстане при обогащении полиметаллических руд наибольшее распространение нашли коллективно-селективные схемы флотации с получением коллективных концентратов с их последующей селекцией. Основная задача при этом сводится к подбору эффективных депрессоров для подавления тех или иных минералов цветных металлов. Безусловно, наиболее эффективным депрессором сульфидных минералов цветных металлов являются цианиды [1-2]. В настоящее время ведутся поиски в направлении усовершенствования данных технологий: предлагаются реагенты, позволяющие снизить расход цианидов [3], реагенты добавки к сульфоксидным [4] и хромовым соединениям [5], разрабатываются селективные депрессоры [6-10].

В ранних исследованиях [11] при разделении коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата нами предлагалось использовать, совместно нагрев пульпы до 60°C и модифицированный смесевой аэрофлот, представляющий собой смесь бутилового аэрофлота и сивушного масла в соотношении 1:3, позволяющий повысить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,5-3 %.

В данной работе проведены исследования по изучению влияния железосодержащих реагентов на процесс разделения медно-свинцового концентрата. Эти реагенты использованы в качестве депрессора минералов свинца. Для исследований представлены две пробы железосодержащего реагента (№ 1, № 2). По результатам рентгенофазового анализа в железосодержащем реагенте №1 содержится 31,1 % кварца, 17,0 % гетита, 14,3 % гематита, 13,4 % кальцита, 12,6 % мусковита, 11,6 % гидротальцита, а железосодержащий реагент № 2 представлен в основном в виде магнетита.

Для исследований представлена проба коллективного медно-свинцового концентрата, полученного из руды Риддер-Сокольного месторождения. На данной пробе руды были сделаны химический, и рентгенофазовый анализы. По результатам химического анализа в пробе медно-свинцового концентрата содержится 10,38 % свинца, 4,6 % цинка, 13,40 % меди, 27,0 % железа.

По результатам рентгенофазового анализа в пробе содержится 52,6 % халькопирита CuFeS_2 , 18,7 % пирита FeS_2 , 11,9 % англезита PbSO_4 , 8,6 % галенита PbS , 8,3 % сфалерита ZnS . Возможно присутствие макферсонита $\text{Pb}_4(\text{SO}_4)(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$.

Проведен гранулометрический анализ медно-свинцового концентрата, результаты представлены в таблице 1, результаты которого показывают, что основная часть металлов сосредоточена в классе крупности минус 0,044 мм.

Таблица 1 – Распределение металлов по классам крупности в пробе медно-свинцового концентрата руды Риддер-Сокольного месторождения

Классы крупности, мм	Выход, %	Содержание, %				Распределение, %			
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe
+0,1	0,75	22,26	12,03	2,06	23,61	1,49	0,60	0,46	0,65
-0,1+0,074	4,1	24,02	12,82	1,82	23,49	8,78	3,51	2,22	3,52
-0,074+0,044	14,65	14,64	17,86	1,58	24,19	19,12	17,47	6,88	12,95
-0,044+0	80,50	9,84	14,59	3,78	28,18	70,61	78,42	90,44	82,89
ИТОГО	100,0	11,22	14,98	3,36	27,37	100,0	100,0	100,0	100,0

Проведена отработка реагентного режима флотационного разделения коллективного медно-свинцового концентрата Риддер-Сокольного месторождения с применением базовых реагентов.

Для разделения медно-свинцового концентрата принята сульфитная технология [12-13], которая включает десорбцию в присутствии сульфида натрия, отмывку, агитацию с сульфитом натрия и железным купоросом при рН пульпы 5,6-5,8, основную, контрольную медную флотации и две перечистки медного концентрата при рН пульпы 5,6-5,8 (рисунок 1). В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат натрия, вспенивателя – Т-80. рН 5,6-5,8 поддерживали с использованием раствора серной кислоты.

Перед селективной флотацией проводилась агитация коллективного медно-свинцового концентрата в течение 10 минут в присутствии сернистого натрия для десорбции ранее примененных реагентов. Агитация проводилась в лабораторной мешалке. После десорбции проводилась отмывка коллективного концентрата. Коллективный концентрат далее подвергался обработке серной кислотой при узком рН 5,6-5,8 с применением железного купороса и сульфида натрия в течение 10 мин. Перечистные операции проводились без использования реагентов. Все операции селективного цикла проводились в узком рН 5,6-5,8.

Выбраны оптимальные расходы базовых реагентов: десорбента сульфида натрия (7 кг/т), депрессоров минералов свинца сульфида натрия (8 кг/т) и железного купороса (6 кг/т), бутиловый ксантогенат натрия 25 г/т (собиратель), вспениватель Т-80 10 г/т. По сульфитной базовой технологии получен медный концентрат с содержанием меди 24,5 %, свинца 5,0 % при извлечении меди и свинца соответственно 69,0 и 5,2 % и свинцовый концентрат с содержанием свинца 38,0 %, меди 5,0 % при извлечении свинца и меди соответственно 87,0 и 22,8 %. В сравнении с базовым режимом проводили селекцию коллективного медно-свинцового концентрата с использо-

ванием в качестве депрессора минералов свинца проб № 1 и № 2 железосодержащего реагента взамен железного купороса и сульфита свинца. При этом расход десорбента, собирателя и вспенивателя остается неизменным. Результаты селекции коллективного концентрата при разном расходе реагентов № 1 и № 2 приведены соответственно рисунке 1.

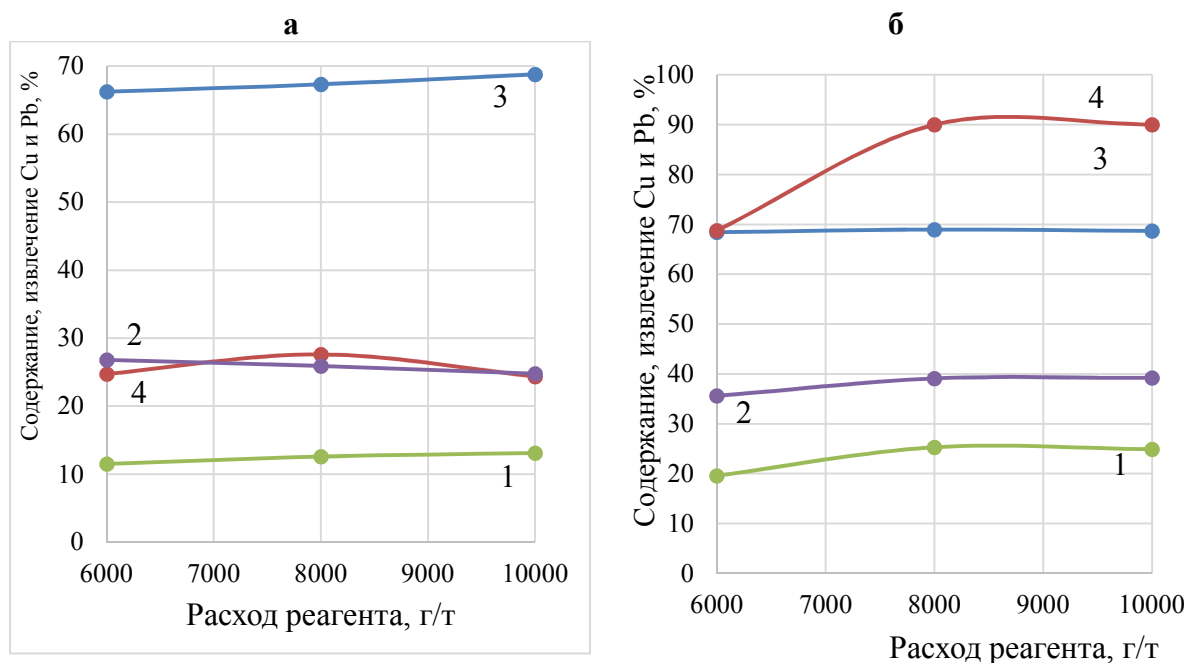


Рисунок 1 – Зависимость содержания, извлечения Cu, Pb в одноименные концентраты от расхода реагента № 1 (а) и № 2 (б):

- 1 – содержание Cu в медном концентрате;
- 2 – содержание Pb в свинцовом концентрате;
- 3 – извлечение Cu в медный концентрат;
- 4 – извлечение Pb в свинцовый концентрат

Результаты рисунка 1а показывают, что изменение расхода реагента № 1 не в полной мере оказывает депрессирующее действие на минералы свинца: 60,47-63,03 % свинца остается в медном концентрате; соответственно содержание и извлечение свинца в свинцовый концентрат получается невысокое (извлечение на уровне 24,75-27,61 %).

Результаты рисунка 1б показывают, что железосодержащий реагент № 2 оказывает эффективное депрессирующее действие на минералы свинца. Установлен оптимальный расход реагента № 2 – 8000 г/т. В сравнении с базовым режимом использование реагента № 2 позволяет поднять извлечение свинца в свинцовый концентрат на 3,04 % с 86,95 % до 89,99 %.

Список литературы

1. Кошербаев К. Т. Технология селективной флотации минералов из коллективных сульфидных концентратов // Труды КазПТИ, вып.2. Metallургия и металловедение. – Алматы, 1975. – С. 114-119.

2. Бакинов К. Г. Методы разделения свинцово-медных концентратов // Обогащение руд. – 1962. – № 5. – С. 16-22.
3. B. Guo, Y. Peng, R. Espinosa-Gomez Cyanide chemistry and its effect on mineral flotation. – Minerals Engineering, Vols 66-68, 2014, P. 25-32.
4. López-Valdivieso A., Lozano-Ledesma L.A., Robledo-Cabrera A., Orozco-Navarro O.A. Carboxymethylcellulose (CMC) as PbS depressant in the processing of Pb-Cu bulk concentrates. Adsorption and floatability studies // Minerals Engineering. Volume 112, 2017, P. 77-83.
5. Lundmark A., Ymén I. Phosphate as a potential substitute for dichromate, when depressing galena in copper and lead separation // IMPC 2018 – 29th International Mineral Processing Congress 2019, P. 1610-1618.
6. Wang D., Jiao F., Qin W., Wang X. Effect of surface oxidation on the flotation separation of chalcopyrite and galena using sodium humate as depressant // Separation Science and Technology (Philadelphia). Volume 53, Issue 6, 2018, P. 961-972.
7. Piao Z.-J., Wei D.-Z., Liu Z.-L. Effect of sodium 2, 3-dihydroxypropyl dithiocarbonate on floatability of Cu-Pb sulfide ores // Dongbei Daxue Xuebao /Journal of Northeastern University.–Volume 35, Issue 10, 2014, P.1478-1481.
8. Zhang X., Qian Z., Zheng G., Zhu Y., Wu W. The design of a macromolecular depressant for galena based on DFT studies and its application // Minerals Engineering. Volume 112, 2017, P. 50-56.
9. Liu R.-Z., Qin W.-Q., Jiao F., Wang X.-J., Pei B., Yang Y.-J., Lai C.-H. Flotation separation of chalcopyrite from galena by sodium humate and ammonium persulfate // Transactions of Nonferrous Metals Society of China (English Edition). Volume 26, Issue 1, 2016, P. 265-271.
10. Li D., Liu Q., Lan Zh. Research on Separation of Mixed Copper-Lead Concentrate, Applied Mechanics and Materials, Vol. 470, pp. 818-822, 2014.
11. Тусупбаев Н. К., Бектурганов Н. С., Турысбеков Д. К., Семушкина Л. В., Муханова А. А. Усовершенствование технологии селекции коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата // Обогащение руд. – 2013. – № 6. – С. 12-17.
12. Кошербаев К. Т., Брискман Б. Ш. К вопросу изучения флотуемости сульфидов под воздействием серноокислого железа и сульфит иона // Сб. Металлургия и металловедение, Алма-Ата, КазПТИ, 1974. – С. 18-20.
13. Бакинов К. Г. Исследование устойчивости системы $Fe^{2+}-SO_4^{2-}$, применяемый для селекции сульфидов // Цветные металлы, 1974. – № 7 – С.93-96.

УДК 669.213.63; 661.887

ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ ХВОСТОВЫХ ОТХОДОВ НГМК

Шарипов Х. Т.¹, Туресебеков А. Х.², Авазбекова А. А.³, Жураев Х. Б.³

¹Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова,
г. Ташкент, Узбекистан

²Институт геологии и геофизики Госкомгеологии, г. Ташкент, Узбекистан

³Региональный социальный инновационный институт, г. Чимкент, Казахстан

Разработка и освоение технологии извлечения золота из накопленных техногенных минеральных объектов, в первую очередь, из отвалов, хвостов

и воды золотоизвлекательных фабрик и производств, приобретает актуальность для многих золотодобывающих предприятий, на которых сырьевые запасы кондиционных руд близки к истощению. В Навоийском ГМК существуют три технологии по производству золота: гравитационно-сорбционная для окисленных руд, флотационно-биоксидно-сорбционная для упорных сульфидных руд, технология кучного цианирования для бедных и забалансовых окисленных руд. По первой технологии работают четыре завода НГМК: ГМЗ-2, ГМЗ-1, ГМЗ-4 и Маржанбулакский золотоизвлекательный цех (МЗИЦ). Флотационно-биоксидно-сорбционную используют на ГМЗ-3. Технология кучного цианирования применяется Цехом кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) в Зарафшане.

Целью работы являлось установление макрокомпонентного состава хвостовых отходов, образующихся в результате технологического передела на ГМЗ-2 и ЦКВЗ для дальнейшей разработки технологии извлечения ценных компонентов из данного вида отходов.

В работе использовались хвостовые отходы НГМК (ХВ-ГМЗ-2, ХВ-ЦКВЗ) и исследовался их макрокомпонентный состав с помощью РФА и элементного анализа микроструктуры.

Диффрактографические исследования проводились на дифрактометре Panalytical Empyrean, оснащенным с Cu трубкой ($K\alpha_1 = 1.5406 \text{ \AA}$, $K\alpha_2 = 1.5443 \text{ \AA}$, $K\alpha_2 / K\alpha_1 = 0.5$). Идентификацию фаз по рентгеновским отражениям на дифрактограммах осуществляли с помощью программного обеспечения "The High Score Plus Suite", Версия 4.5.

Полученные данные сопоставлялись с результатами микронзондовых исследований этих проб. Ниже приведены результаты этих исследований. Сканирующий электронный микроскоп (SEM-EDX) Zeiss EVO MA 10 с энергодисперсионной рентгенофлуоресцентной приставкой для элементного анализа Aztec Energy Advanced X- Act производства Zeiss SMT LTD/OxfordInstruments (Великобритания).

На рис. 1 приведен общий вид дифрактограммы хвоста-ГМЗ-2. По результатам идентификации минералов и основным наблюдаемым отражениям в составе хвостов ГМЗ-1 имеются следующие фазы (ICCD 01-075-0443 SiO_2 , ICCD 01-070-3752) $(\text{Na}_{0.98} \text{Ca}_{002}) (\text{Al}_{1.02} \text{Si}_{2.98} \text{O}_8$, ICCD 01-077-0135 $\text{K} (\text{Si}_{0.75} \text{Al}_{0.25})_4 \text{O}_8$, ICCD 01-072-1503 $\text{K Al}_2 (\text{Si}_6 \text{Al}) \text{O}_{10} (\text{OH})_2$, ICCD 01-075-9267 $\text{Ca}_{0.2} \text{Sr}_{0.8} (\text{Al}_6 \text{Si}_2 \text{O}_8)$, ICCD 01-083-1367 $\text{Ca}_{0.63} \text{Nb}_{0.37} (\text{Al}_{1.63} \text{O}_8)$, ICCD 01-080-5454 $\text{Ca}_{10} (\text{PO}_4)_6 (\text{OH})_{0.32} \text{F}_{1.68}$, ICCD 01-080-1526 $\text{Al} (\text{PO}_4)$, ICCD 072-124019 $\text{CaHPO}_4 (\text{H}_2\text{O})$). Общий вид дифрактограммы хвоста-2 (ЦКВЗ) сходен с дифрактограммой отхода хвоста ГМЗ-2 по основным рентгеновским отражениям присутствующих минералов в пробе. На основании анализа основных параметров – положение пиков ($[2\theta \text{ град}]$, межплоскостные расстояния [Å] и интенсивности отражений пробы ЦКВЗ проведена идентификация минералов по основным наблюдаемым отражениям и химическим формулам и подтверждено, что отход ЦКВЗ имеет схожий состав (ICCD 01-075-0443

SiO₂, ICCD 01-089-6424 Na(Al Si₃O₈), ICCD 01-077-0135 K (Si_{0.75} Al_{0.25})₄O₈,
 ICCD 01-072-1503 K Ah(Si₃Al)O₁₀(OH)\ ICCD 01-075-9267 (Ca_{0.2}
 Sr_{0.8})(Al₂Si₂O₈), ICCD 01-083-1367 Ca_{0.63} Na_{0.37}(Al_{1.63} Si_{2.3} oj), ICCD 01-080-
 1526 Al(PO₄)).

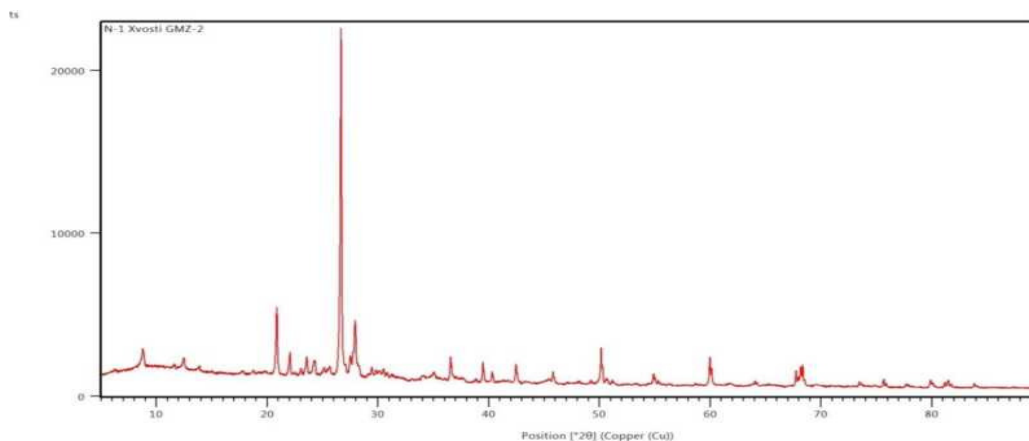
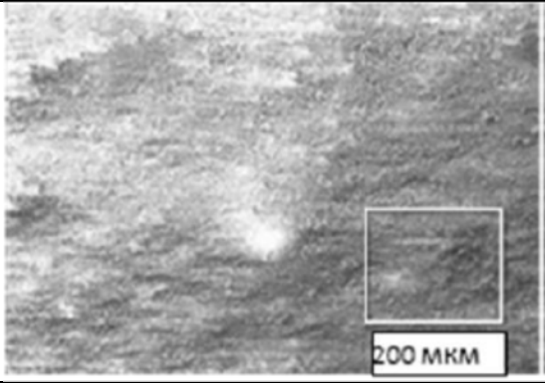
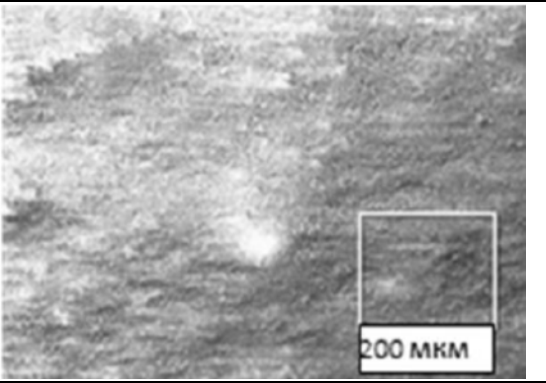


Рисунок 1 – Дифрактограмма хвоста ГМЗ-2 после обработки и выделения основных отражений

В табл. 1 приведены также микрофотографии отходов, свидетельствующие о неоднородном составе, и данные элементного состава по ЭДХ.

Таблица 1 – Содержание элементов в пробе хвостов ГМЗ-2 и ЦКВЗ

Элемент	Вес, %	Сигма Вес, %	Элемент	Вес, %	Сигма Вес, %
ХВ-ГМЗ-2			ХВ-ЦКВЗ		
					
O	49.57	0.47	O	49.44	0.60
Na	2.56	0.10	Na	2.26	0.13
Al	7.65	0.14	Al	7.79	0.20
Si	28.51	0.32	Si	27.78	0.40
K	3.48	0.15	K	3.50	0.22
Ca	1.97	0.15	S	0.69	0.12
Fe	5.97	0.61	Fe	4.50	0.83
Sr	0.29	0.40	Ca	2.35	0.21
			Mg	1.70	0.12

Результаты дифрактометрических исследований и идентификация минералов хорошо согласуются с данными расшифровки энергодисперсионных спектров, где приведены данные элементного анализа.

Таким образом, полученные данные позволяют судить о схожести макрокомпонентного и фазового состава отходов ГМЗ-2 и ЦКВЗ, что позволяет предложить единую технологию из переработки с целью доизвлечения ценных компонентов.

УДК 553.4 (575.1)

ИССЛЕДОВАНИЕ МАКРОКОМПОНЕНТОВ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ ТЭС ЮЖНОГО КАЗАХСТАНА

Шарипов Х. Т.¹, Камолов Т. О.¹, Рысбаков А.², Олимов Т. Ф.³

¹Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, г. Ташкент, Узбекистан

²Региональный социальный инновационный институт, г. Чимкент, Казахстан

³Янгиерский филиал Ташкентского хим.-технол. института, г. Янгиер, Узбекистан

В настоящее время мировой проблемой является утилизация промышленных отходов, которые представляют экологическую угрозу в местах дислокации этих производств. Вместе с тем, в данных техногенных отходах установлена промышленная концентрация таких металлов как Au, Ag, Cu, Zn, Mo, и др.

Наряду с горнорудными отходами, как источник цветных и редких металлов, представляют интерес золошлаковые отходы (ЗШО) теплоэлектростанций (ТЭС), работающих на твердом топливе-угле.

Золоотвалы, занимая огромные площади, постоянно увеличиваются и требуют значительных затрат на их содержание, являясь источником неблагоприятной экологической обстановки. В среднем за 1 год ТЭС (по СНГ) отправляет на золоотвалы порядка 2 млн. тонн техногенных отходов, при этом в эффективную переработку вовлекается около 2 %. Складирование ЗШО сопряжено с широкомасштабным их воздействием на окружающую среду. Вредное воздействие на водные ресурсы связано со сбросом загрязнённых вод с золоотвалов в поверхностные и подземные водные системы. Воздействие на земельные ресурсы связано с тем, что сотни гектаров площади золоотвалов исключены из промышленного и сельскохозяйственного землепользования, а воздействие на атмосферу, обусловлено пылящими поверхностями золоотвалов, которые загрязняют воздушный бассейн неорганической пылью в результате ветровой эрозии.

Утилизация этих отходов невозможно без детального изучения состава и минералогических форм нахождения металлов в них [1].

В настоящем сообщении приводятся результаты исследования вещественного и минералогического состава золошлаковых отходов ТЭС Южного Казахстана.

Диффрактографические исследования проводились на дифрактометре Panalytical Empyrean, оснащенным с Cu трубкой. Идентификацию фаз по рентгеновским отражениям на дифрактограммах осуществляли с помощью программного обеспечения “The High Score Plus Suite”, Версия 4.5. На рис. 1 представлена дифрактограмма пробы ЗШО.

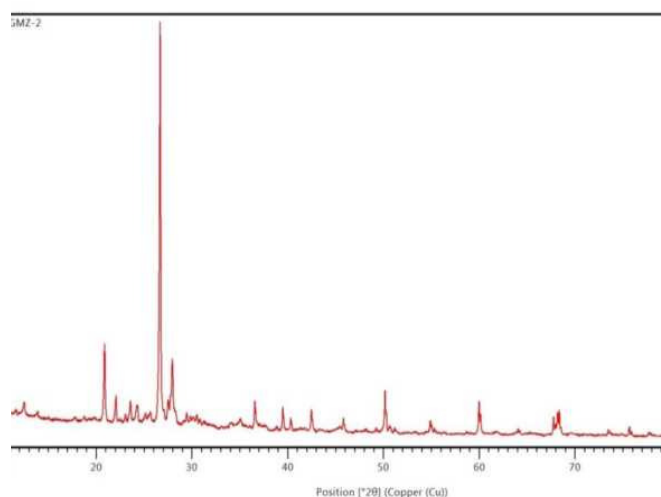


Рисунок 1 – Дифрактограмма пробы ЗШО

Наблюдаемые отражения на дифрактограмме отнесены, согласно «The High Score Plus Suite» к минералам, приведенных в таблице 1, а также соответствующая химическая формула и название.

Таблица 1 – Минералогический состав отходов

№	Наименование соединений	Химическая формула	Минерал
1	Silicon oxide	Si O ₂	α-кварцит
2	Potassium aluminum silicon oxide hydroxide	K Al _{2.20} (Si ₃ Al) _{0.975} O (OH) ₂ O _{0.28})	Мусковит
3	Calcium magnesium aluminum iron silicate	Ca (Mg , Fe, Al) (Si, Al) ₂ O ₆	Диопсид, алюминат
4	Graphite	C	
5	Calcium magnesium carbonate	Ca (Ca _{0.08} Mg _{0.92}) (CO ₃) ₂	Доломит
6	Aluminum phosphate	Al (PO ₄)	Фосфат
7	Potassium sodium aluminum silicate	K _{0.92} Na _{0.08} Al _{0.99} Si _{3.01} O ₈	Микроклин

Как видно из рис. 1 и таблицы 1 основными минералами в составе ЗШО являются – кварцит, мусковит, диопсид, микроклин и фосфат алюминия.

Элементный состав установлен на основе анализа данных, полученных на сканирующем электронном микроскопе (SEM-EDX) Zeiss EVO MA 10 с энергодисперсионной рентгенофлуоресцентной приставкой для элементного анализа Aztec Energy Advanced X-Act производства Zeiss SMT LTD/OxfordInstruments). На рис. 2, 3 приведены энергодисперсионный спектр и микрофотограммы проб ЗШО.

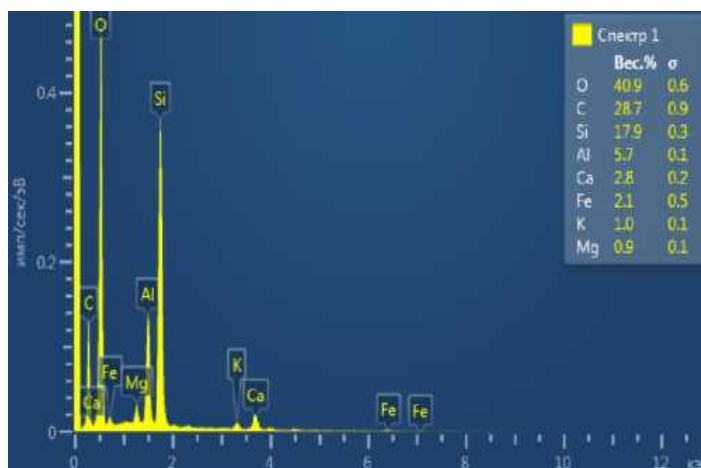


Рисунок 2 – Энергодисперсионный спектр пробы ЗШО

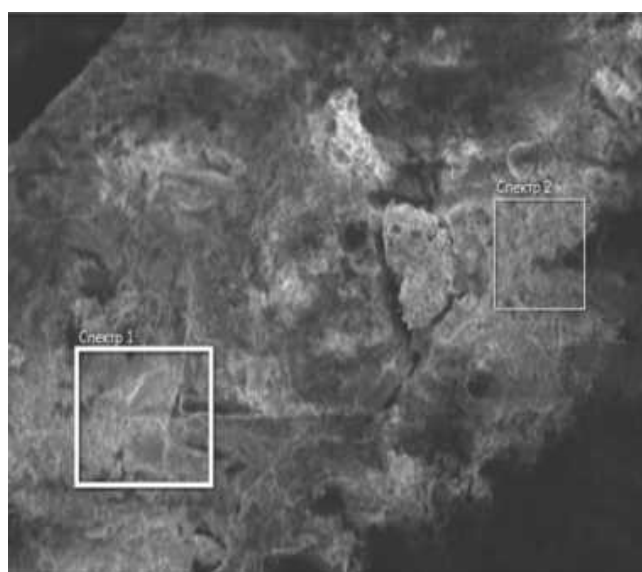


Рисунок 3 – Микрофотограмма пробы ЗШО

Видно, что основными микрокомпонентами в составе ЗШО являются кремний, алюминий и железо в концентрациях, представляющих промышленный интерес.

Таблица 2 – Элементный состав ЗШО

Элемент	Вес, %	Сигма, вес, %
C	28.66	0.89
O	40.95	0.61
Al	5.71	0.14
Si	17.92	0.30
K	0.97	0.11
Ca	2.81	0.16
Fe	2.08	0.50
Сумма:	100.00	

Список литературы

1. Шарипов Х. Т., Камолов Т. О., Борбат В. Ф. Утилизация золошлаковых отходов ТЭС с выделением микро- и макрокомпонентов // Ташкент: изд. «Мухаррир», 2012, – С. 208.

УДК 669. 292.3; 669. 054. 82

**К ВОПРОСУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ
ТИТАНМАГНЕТИТОВЫХ РУД**

Смирнова А. В., Медяник Н. Л.

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

В настоящее время в промышленности извлечение ванадия из титаномагнетитового сырья осуществляют двумя основными способами: пирометаллургическим (выплавка ванадиевого чугуна в доменных или электропечах с последующим получением из него ванадиевого шлака для гидрометаллургического извлечения ванадия) и гидрометаллургическим (непосредственное извлечение ванадия из концентратов). Первый из них на основе доменной плавки разработан для бедных по титану ($\leq 3\%$) и ванадию ($\geq 0,33\%$) титаномагнетитов, второй пригоден для переработки сырья, содержащего более 1-1,5 % V_2O_5 [1, 2].

Пирометаллургическая переработка титаномагнетитов осуществляется двумя путями: коксодоменная и бескоксая переработка. В обоих случаях продуктом является железо, а ванадий извлекается попутно из ванадиевого шлака [2].

Однако наиболее перспективным является гидрометаллургический метод, характеризующийся более высоким извлечением ванадия по сравнению с пирометаллургическим, поскольку позволяет отделять тонко вкрапленный ванадий из титаномагнетитовой матрицы на молекулярном уровне. Этот способ основан на процессе «обжиг-выщелачивание», согласно кото-

рому титаномагнетитовый концентрат со щелочными добавками подвергают окислительному обжигу для перевода ванадия в растворимую форму, затем продукт обжига выщелачивают водой.

Существует несколько гидрометаллургических технологий извлечения ванадия из титаномагнетитов, предусматривающих различные сочетания процессов обжига с процессами выщелачивания.

Один из способов был разработан на металлургических заводах Финляндии, где перерабатывались концентраты, содержащие более 1,5 % V_2O_5 . Согласно технологической схеме, титаномагнетитовый концентрат крупностью 0,1 мм смешивался с содой, подвергался окомкованию в барабанах и окислительному обжигу в шахтных печах при температуре 1200-1300 °С в течение 15 ч [1, 3-4]. Окапыши, в которых ванадий на 85% представлен водорастворимыми соединениями, выщелачиваются водой при температуре 75-95 °С в течение 48 ч. Растворы, содержащие 65 г/л V_2O_5 , обрабатываются в реакторах серной кислотой и сульфатом аммония. Далее осадок поливанадата аммония $(NH_4)_4H_2V_{10}O_{28}$ отделяется от маточного раствора, просушивается, разлагается и плавится при температуре 1000 °С. Ванадиевые продукты, полученные по данной схеме, содержат до 93-99 % V_2O_5 .

Согласно исследованиям [1, 4], из железорудных концентратов Волковского месторождения с помощью данного метода возможно извлечение ванадия до 87%.

Недостатком «содовой» технологии является то, что отработанные растворы в дальнейшем не утилизируются и приводят к загрязнению окружающей среды [1].

Предлагается и другой способ переработки природного железорудного ванадийсодержащего сырья, основанный на обжиге исходного материала с хлористым натрием, который позволяет перевести оксиды ванадия (V) в соли ванадиевой кислоты. Это так называемый хлорирующий обжиг, при котором хлор, образующийся при термической диссоциации, способствует окислению трехвалентного ванадия в пятивалентный. Хлорид натрия избирательно реагирует с соединениями ванадия, поэтому остальные примеси лишь незначительно переходят в раствор [5]. Однако хлорирующий обжиг также имеет недостатки в сравнении с «содовой» технологией, образующиеся хлорсодержащие газы и соединения натрия, требуют создание системы их нейтрализации для уменьшения антропогенной нагрузки на окружающую среду.

Разработанная в работе [5] известковая технология подразумевает введение в шихту для обжига CaO, предотвращающего образование силикатов ванадия, которые затрудняют его извлечение. Кроме того, при обжиге с оксидом кальция образуется пированадат кальция-марганца $(Ca_xMn_{1-x})_2V_2O_7$, хорошо растворимый в кислой среде (pH 2,5-3,0).

Схемы технологических процессов предусматривают различные виды выщелачивания ванадийсодержащих материалов. Руды обрабатывают кислотами (соляной, серной) различной концентрации, при этом используется одно-, двух-, трёх- и более стадийное выщелачивание. В качестве выщелачивающего реагента возможно применение водных растворов соды с дальнейшей обработкой одноатомным спиртом и расслаиванием смеси на две фазы; применение растворов, состоящих из свободной и связанной серной кислоты (2:1) (FeSO_4 , $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ и HNO_3) [6-8].

В исследовании [9] пробу титаномагнетитового концентрата подвергли кислотному выщелачиванию соляной кислотой различной концентрации (10-30 %) при атмосферном давлении и температуре 60-70 °С. Стадия окислительного обжига не проводилась. Обнаружено, что на извлечение ванадия оказывает влияние концентрация кислоты, так уменьшение концентрации HCl с 30 до 10 % приводило к снижению извлечения ванадия с 44 до 15 %. Но и применение «солянки» высокой концентрации не дает хороших результатов по извлечению ванадия, что связано с наличием трудноосвобождаемых минералов ванадия и недостаточным его аффинажем от сопутствующих элементов – примесей [9].

В работах [4, 10] предлагается способ автоклавного выщелачивания ванадиевых шлаков в растворе серной кислоты. В результате выщелачивания при 140 °С в течение 50 мин при начальной концентрации серной кислоты 250 г/л и давлении кислорода 0,2 МПа степень извлечения ванадия составляет 97,7 %. Однако данная технология также не нашла широкого промышленного применения и до настоящего времени содовая и известковая технологии остаются основными способами извлечения ванадия из титаномагнетитовых руд.

Список литературы

1. Борисенко Л.Ф., Комплексное использование титаномагнетитовых руд / Борисенко Л.Ф., Делицын Л.М., Полубабкин В.А., Усков Е.Д. – М.: ЗАО «Геоинформмарк», 1997. – 65 с.
2. Гончаров К.В. Одностадийный процесс прямого получения железа и титанованадиевого шлака из титаномагнетитовых концентратов и гидрометаллургическое извлечение ванадия из шлака: дис. ... канд. техн. наук: М., 2015. – 127 с.
3. Лякишев Н.П., Ванадий в черной металлургии / Лякишев Н.П., Слотвинский-Сидак Н.П., Плинер Ю.Л. и др. – М.: Металлургия, 1983. – 192 с.
4. Резниченко В.А., Шабалин Л.И., Титаномагнетиты. Месторождения, металлургия, химическая технология. – М.: Наука, 1986. – 294 с.
5. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Химическая переработка отходов обогащения титаномагнетитовых руд Кусинского месторождения // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2018. – №2. – С. 71 – 73.
6. R. Li, T. Liu, Y. Zhang, J. Huang, C. Xu. Efficient Extraction of Vanadium from Vanadium-Titanium Magnetite Concentrate by Potassium Salt Roasting Additives // Minerals. – 2018. – 8 (25). – pp. 2-14.
7. Извлечение и восстановление ванадия из руд (2015). – URL: <http://www.findpatent.ru/patent/256/2561554.html>

8. V.I. Sachkov, R.A. Nefedov, V.V. Orlov, R.O. Medvedev, A.S. Sachkova. Hydrometallurgical Processing Technology of Titanomagnetite Ores // Minerals.– 2018. – 8 (1). – P. 2.

9. Махоткина Е.С., Шубина М.В. Извлечение ванадия кислотным выщелачиванием концентратов титаномагнетитовых руд Урала // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2019. – №1. – С. 17 – 20.

10. Chen S, Chu M. Metalizing reduction and magnetic separation of vanadium titanomagnetite based on hot briquetting // Int. J. of Miner. Metall. Mater.: – 2014. № 21. – pp. 225-233.

УДК 622.778

МАГНИТНАЯ СИЛА И ЕЁ СОСТАВЛЯЮЩИЕ

Пелевин А. Е.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Магнитная сила – сила, действующая на неподвижные тела, обладающие магнитными свойствами, или на движущиеся электрические заряды. Магнитная сила вызывает перемещение этих тел или изменение их траектории движения.

Практически во всех магнитных сепараторах магнитная сила вызывает притяжение частиц, обладающих магнитными свойствами, к магнитной системе. Магнитная сила, действующая на частицу, определяется потенциальной энергией, приобретаемой частицей во время намагничивания [1, 2]:

$$U = - \int_V \frac{\mu_0 \kappa H^2}{2} dV, \quad (1)$$

где μ_0 – магнитная проницаемость вакуума или магнитная постоянная, Гн/м, $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$; κ – объёмная магнитная восприимчивость частицы (характеризует магнитные свойства частицы), безразмерная величина; H – напряжённость магнитного поля, А/м; V – объём частицы, м³.

Сила, действующая на тело, может быть выражена через $\text{grad}U$ с обратным знаком, тогда

$$F_m = -\text{grad}U = \text{grad} \int_V \frac{\mu_0 \kappa H^2}{2} dV, \quad (2)$$

Включая знак grad в подынтегральное выражение и допуская, что в пределах объёма частицы объёмная магнитная восприимчивость постоянна, получим:

$$F_m = \mu_0 \kappa \int_V H \text{grad}H dV, \quad (3)$$

где $\text{grad}H$ – производная dH/dx в направлении наибольшего возрастания H , A/m^2 .

При незначительном объёме частицы ($V \rightarrow 0$) можно допустить, что в пределах её объёма изменение $H \text{grad}H$ незначительно, тогда

$$F_M = \mu_0 \alpha V H \text{grad}H. \quad (4)$$

При расчётах динамики движения частиц в обогащательных аппаратах часто используют удельные магнитные силы. Удельное значение магнитной силы, отнесенной к единице массы при $V \rightarrow 0$, $H/\text{кг}$:

$$f_M = F_M/m = \mu_0 \alpha V H \text{grad}H / (V\rho) = \mu_0 \chi H \text{grad}H, \quad (5)$$

где χ – удельная магнитная восприимчивость (характеризует магнитные свойства частицы), равная α/ρ , $m^3/\text{кг}$; ρ – плотность частицы, $\text{кг}/m^3$.

В формулах (1)–(5) в качестве силовой характеристики магнитного поля использована напряжённость магнитного поля. Однако чаще для оценки силовой характеристики магнитного поля используют индукцию магнитного поля (B).

Индукция и напряжённость магнитного поля являются силовыми количественными характеристиками магнитного поля. Первая величина характеризует магнитное поле в любой среде, вторая – в вакууме и в других средах, не обладающих магнитными свойствами. Величина напряжённости прямо пропорциональна величине индукции магнитного поля.

Индукция магнитного поля связана с напряжённостью магнитного поля соотношением

$$B = \mu \mu_0 H, \quad (6)$$

где B – индукция магнитного поля, Тл ; μ – магнитная проницаемость среды (относительная), μ для вакуума равна единице.

Воздух и вода относятся к немагнитным средам, их магнитная проницаемость практически равна единице. Магнитное обогащение руд осуществляется в воздухе и в воде. Поэтому можно принять, что индукция и напряжённость магнитного поля будут связаны соотношением

$$B = \mu_0 H. \quad (7)$$

В этом случае величина μ_0 служит для перехода от единиц измерения напряжённости магнитного поля (A/m) к единицам измерения индукции магнитного поля (Тл) в вакууме, в воздухе, в воде и в других средах с $\mu \sim 1$.

Если в качестве силовой характеристики магнитного поля использовать индукцию магнитного поля, то магнитную силу и удельную магнитную силу можно рассчитать по формулам:

$$F_M = \alpha V B \text{grad}B / \mu_0, \quad (8)$$

$$f_M = \chi B \text{grad}B / \mu_0, \quad (9)$$

В вакууме и в других немагнитных средах, как напряжённость, так и индукцию магнитного поля можно использовать в качестве силовой количественной характеристики магнитного поля.

В работе [2] отмечено, что использование формулы (5) для нахождения магнитной силы даёт несколько заниженный результат величины магнитной силы, действующей на крупные частицы. Это подтвердили опыты по проверке магнитной силы на экспериментальной установке [2]. Поэтому с учётом крупности частиц в расчетные формулы необходимо добавлять поправочный коэффициент a :

$$f_m = a\mu_0\chi H \text{grad}H. \quad (10)$$

Предложены следующие значения коэффициента: $a=1,1$ – для максимальной крупности продукта 5 мм; $a=1,5$ – для максимальной крупности продукта от 5 до 25 мм; $a=2$ – для максимальной крупности продукта более 25 мм.

Анализ формул (4)–(10) для расчета магнитной силы притяжения показывает, что на неё влияют две составляющие.

Первая составляющая характеризует конструкцию магнитной системы – $H \text{grad}H$ ($B \text{grad}B$). Величину $H \text{grad}H$ ($B \text{grad}B$) принято называть *удельной магнитной силой магнитной системы*. Она зависит в основном от напряженности магнитного поля на поверхности полюсов, от расстояния между полюсами, размеров рабочей зоны сепаратора, формы полюсов.

Вторая составляющая характеризует свойства разделяемых частиц – магнитные (α , χ) и геометрические (крупность, форма). При этом влияние крупности частицы на величину магнитной силы указывает на то, что при магнитном обогащении разделение будет происходить не только по магнитным свойствам, но и по крупности.

Для разделения частиц на магнитные и немагнитные необходимо создать определенное значение магнитной силы, превышающей противодействующие силы. При обогащении сильномагнитных руд с высокими магнитными свойствами (α , χ) необходимы сепараторы с относительно низким значением $H \text{grad}H$, а при обогащении слабомагнитных руд с низкими магнитными свойствами необходимы сепараторы с относительно высоким значением $H \text{grad}H$.

Список литературы

1. Кармазин В. В., Кармазин В. И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: учебник. В 2 т. М.: Горная книга, 2012. Т. 1: Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. 672 с.
2. Деркач В. Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. 338 с.
3. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 296 с.

МАГНИТНОЕ ПОЛЕ СЕПАРАТОРОВ С МНОГОПОЛЮСНЫМИ МАГНИТНЫМИ СИСТЕМАМИ

Пелевин А. Е.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Сепараторы с открытыми многополюсными системами в основном применяются для обогащения сильномагнитных руд и продуктов. Наибольшее распространение получили барабанные сепараторы с верхней подачей с криволинейной магнитной системой и подвесные железоотделители с плоской магнитной системой (рисунок 1).

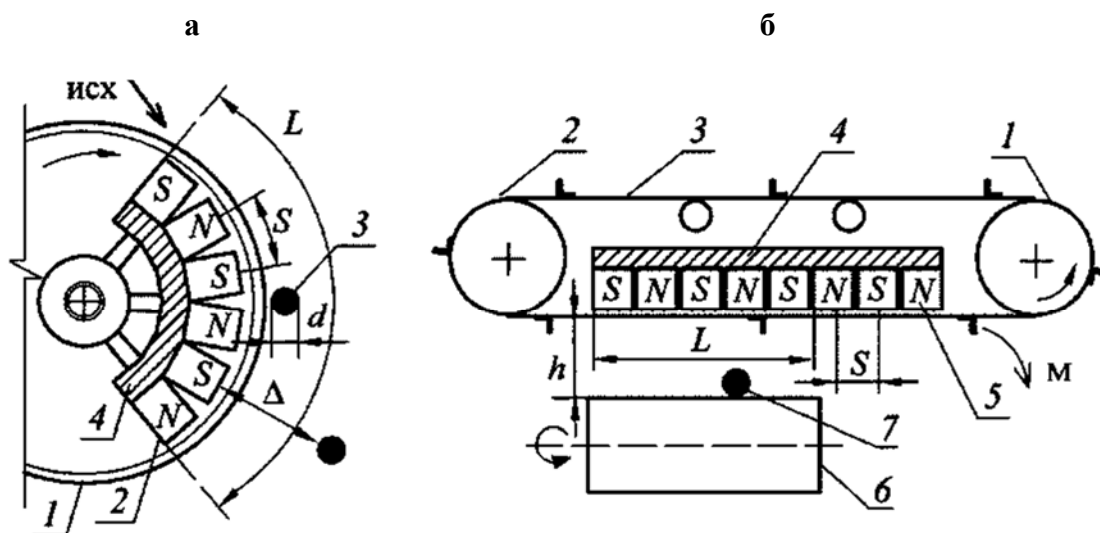


Рисунок 1 – Схемы открытых многополюсных магнитных систем сепараторов:

а – барабанный сепаратор с верхней подачей материала: 1 – барабан; 2 – полюса; 3 – частица руды; 4 – магнитопровод; **б** – подвесной железоотделитель с нижней подачей материала: 1 – приводной барабан; 2 – натяжной барабан; 3 – бесконечная лента; 4 – магнитопровод; 5 – полюса; 6 – конвейер, транспортирующий исходный продукт; 7 – частица руды; L – длина рабочей зоны; Δ – расстояние от поверхности магнитной системы (от полюса) до частицы; S – шаг полюсов; d – размер частицы; h – высота рабочей зоны

Рабочая зона разделения сепараторов с открытыми многополюсными системами характеризуется длиной L , равной расстоянию от начала участка, где начинается притяжение магнитных частиц, до участка, где начинается разгрузка магнитных частиц. Также рабочая зона характеризуется высотой

h . Для сепараторов с нижней подачей материала высота h ограничена геометрически – это может быть расстояние между поверхностью барабана и дном ванны для мокрого барабанного сепаратора или расстояние от ленты конвейера до ленты подвешенного железоотделителя.

Для сепараторов с верхней подачей высота h геометрически не ограничена и нет принципиальных ограничений для транспортирования материала через рабочую зону разделения. Ограничения по крупности связаны только с возможностью создания магнитных полей, достаточных для удерживания крупных кусков руды и с наличием кусков, которые можно выделить в конечный продукт (концентрат или хвосты).

В настоящее время сухую магнитную сепарацию применяют уже после первой стадии дробления, что соответствует крупности разделяемого материала 300 мм.

Открытые магнитные системы бывают криволинейными (рис. 2.1, *а*) и прямолинейными (рис. 2.1, *б*) и состоят из ряда полюсов чередующейся полярности.

На характеристику поля сепараторов с многополюсными магнитными системами в основном влияют напряженность магнитного поля на поверхности полюсов и шаг полюсов S . Кроме этого, характеристика магнитного поля будет зависеть от геометрических размеров полюсов, радиуса барабана сепаратора и других конструктивных особенностей магнитной системы.

Напряженность поля магнитных сепараторов с системами из постоянных магнитов из феррита бария обычно не превышает 120 кА/м. Для увеличения напряжённости магнитного поля используют постоянные редкоземельные магниты из самарий–кобальта, неодим–железо–бора, например, SmCo_5 , $\text{Nd}_2\text{Fe}_{14}\text{B}$, SmTiFe_{11} . Напряжённость магнитного поля сепараторов с открытой электромагнитной системой обычно не превышает 160 кА/м.

Теоретические и экспериментальные исследования показали, что для многополюсной системы изменение напряженности и индукции магнитного поля по нормали к поверхности полюсов определяется равенством [1, 2]

$$H_x = H_0 e^{-cx}, \quad B_x = B_0 e^{-cx}, \quad (1)$$

где H_x и B_x – напряженность и индукция магнитного поля на расстоянии x от полюса, А/м и Тл; H_0 и B_0 – напряженность и индукция магнитного поля на поверхности полюса ($x=0$), А/м и Тл; c – коэффициент неоднородности магнитного поля, м^{-1} .

Используя зависимости (1), найдём $\text{grad}H$ и $\text{grad}B$:

$$\text{grad}H = dH/dx = cH_0 e^{-cx}, \quad \text{grad}B = dB/dx = cB_0 e^{-cx}. \quad (2)$$

Знак «–» в равенствах (3) опускают. Он указывает на уменьшение напряжённости магнитного поля при удалении от магнитной системы.

Тогда удельная магнитная сила магнитной системы

$$H \text{grad}H = cH_0^2 e^{-2cx}, \quad B \text{grad}B = cB_0^2 e^{-2cx}. \quad (3)$$

Коэффициент неоднородности магнитного поля зависит от шага полюсов. *Шагом полюсов многополюсной магнитной системы называется расстояние между центрами двух соседних разноименных полюсов.*

Теоретическими исследованиями [1, 2] установлено, что при расположении полюсов по цилиндрической поверхности (внутри барабана) коэффициент неоднородности поля связан с шагом полюсов соотношением

$$c = \pi/S + 1/R, \quad S = \pi/(c - 1/R). \quad (4)$$

где S – шаг полюсов многополюсной магнитной системы; R – радиус цилиндрической поверхности (обечайки барабана), м.

При расположении полюсов в плоскости (подвесной железоотделитель, $R \rightarrow \infty$) коэффициент неоднородности поля связан с шагом полюсов соотношением

$$c = \pi/S, \quad S = \pi/c. \quad (5)$$

Из соотношений (4) и (5) следует, что чем меньше шаг полюсов многополюсной магнитной системы, тем выше коэффициент неоднородности магнитного поля и тем больше снижается напряжённость магнитного поля при удалении от полюса. Поэтому если частицы исходного продукта движутся вблизи полюсов и их размер относительно мал, то можно использовать магнитную систему с малым шагом полюсов (меньше масса магнитной системы). При обогащении более крупного материала или при движении частиц на значительном расстоянии от магнитной системы (нижняя подача) необходимо увеличить шаг полюсов.

Для барабанных сепараторов на коэффициент неоднородности магнитного поля влияет радиус барабана. Чем больше радиус барабана сепаратора, тем меньше снижается напряжённость магнитного поля при удалении от полюса. Поэтому в барабанных магнитных сепараторах с нижней подачей более высокая магнитная сила достигается в сепараторах с большим диаметром барабана. Например, промышленные сепараторы с диаметром барабана 1,5 м обеспечивают меньшую массовую долю железа магнетитового в хвостах по сравнению с сепараторами с диаметром барабана 0,9 м.

На рисунке 2 приведены экспериментальные значения и теоретические зависимости снижения индукции магнитного поля (над центром полюса) при удалении по нормали от поверхности барабанов промышленного сепаратора ПБМ-П-90/250 (постоянные магниты из феррита бария) [3], лабораторного сепаратора 120Т-СЭМ (электромагнит, $I=10$ А) и лабораторного сепаратора ПБС-33/18 (постоянные магниты из Nd–Fe–В). Экспериментальные значения индукции определены с помощью тесламетра.

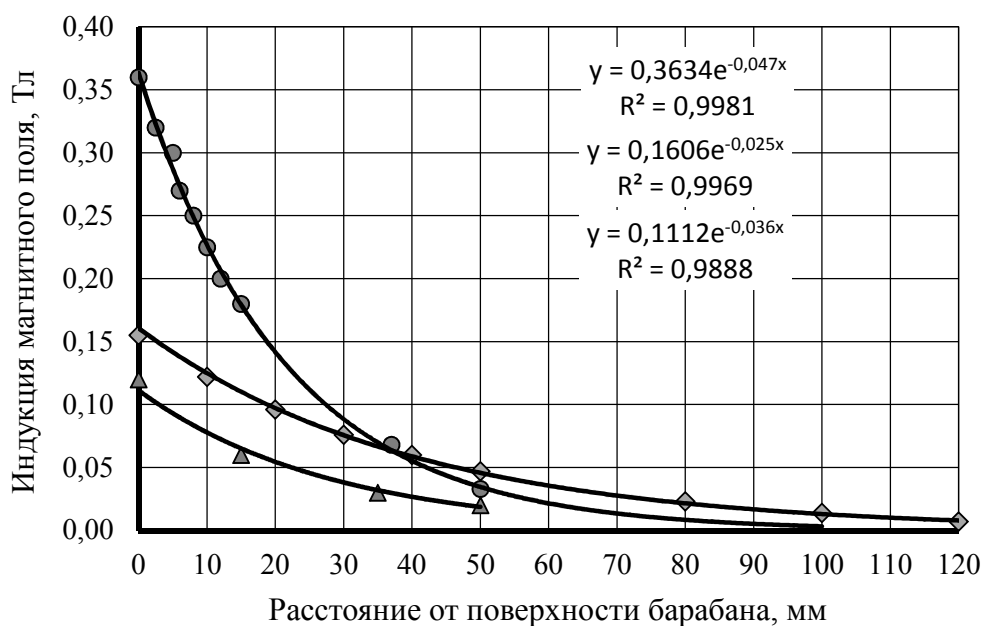


Рисунок 2 – Зависимость индукции магнитного поля от расстояния до полюса магнитной системы:

1 – ПБС-33/18; 2 – ПБМ-90/250; 3 – 120Т-СЭМ

Экспериментальные точки достаточно точно аппроксимируются экспоненциальными уравнениями (1). Экспериментальные и теоретические значения индукции магнитного поля B_0 на поверхностях барабанов рассмотренных сепараторов практически равны 0,36 и 0,363 Тл для сепаратора ПБС-33/18; 0,155 и 0,16 Тл – для сепаратора ПБМ-П-90/250; 0,12 и 0,11 Тл – для сепаратора 120Т-СЭМ.

Расчёт шага полюсов рассмотренных сепараторов с помощью формулы (4) также указывает на возможность использования теоретической формулы. Фактический и рассчитанный шаг полюсов S равен 70 и 76,7 мм для сепаратора ПБС-33/18; 130 и 137,9 мм – для сепаратора ПБМ-П-90/250; 102 и 104,9 мм – для сепаратора 120Т-СЭМ [4].

Список литературы

1. Кармазин В. В., Кармазин В. И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: учебник. В 2 т. М.: Горная книга, 2012. Т. 1: Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. 672 с.
2. Деркач В. Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. М.: Недра, 1966. 338 с.
3. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля при обогащении измельчённой титаномагнетитовой руды. Обогащение руд.
4. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения: учебник. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. 296 с.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПЯТИОКИСИ ВАНАДИЯ ИЗ РУД ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА АО «ЕВРАЗ КГОК»

Сытых Н. А., Бузмаков В. Н., Володина Ю. В.
АО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК», г. Качканар, Россия

Качканарский ГОК добывает и обогащает магнитной сепарацией (МС) бедную титан и ванадийсодержащую железную (титаномагнетитовую) руду, с низким содержанием вредных примесей: серы, фосфора. Руды имеют сложный минеральный состав. К рудным минералам относятся магнетит четырех генераций, ильменит двух генераций, титаномагнетит и ульвошпинель; нерудные включают моноклинный пироксен (диаллаг), ромбический пироксен, плагиоклазы и шпинель двух видов. Вторичные изменения заключаются в серпентинизации, амфиболитизации, окислении. Вмещающими породами являются диаллаговые, оливиновые и плагиоклазовые пироксениты, амфиболиты, верлиты и габбро. При этом, ильменит и шпинелиды образуют как отдельные зерна, связанные с титаномагнетитом, так и сростки в магнетите и титаномагнетите в виде тонких пластин (структуры распада твердых растворов).

Схема обогащения титаномагнетитовой руды на Качканарском ГОКе включает сухую магнитную сепарацию (СМС), три стадии измельчения и пять стадий мокрой магнитной сепарации (ММС). В результате получается концентрат, содержащий 60-62 % железа, 2,5-2,6 % двуокиси титана и до 0,6 % пятиокиси ванадия [1]. В получаемый концентрат добавляется небольшой объём бентонитовой глины и производится железорудное сырьё (ЖРС) для доменной плавки – окатыши. Из окатышей в доменном цехе НТМК получают ванадиевый передельный чугун, который по двух стадийной схеме перерабатывается в сталь, с получением ванадиевого шлака [2]. Последний используется для получения ванадиевых продуктов. Состав ЖРС значительно влияет на технические показатели доменного передела, при этом значительное влияние оказывают титан и ванадий [3]. Первый из них повышает вязкость чугуна и шлака, а второй служит легирующим металлом. Поэтому, наряду с увеличением извлечения магнетита, перед комбинатом стоит задача снижения в ЖРС доли титана и повышение доли ванадия.

При этом, наиболее интересно поведение данных элементов при обогащательном переделе и переделе производства ЖРС: из руды в концентрат вышперечисленные элементы переходят частично, часть их теряется с отвальными хвостами. В то же время, переход пятиокиси ванадия и оксида титана из концентрата в окатыши и агломерат более стабилен. Однако, периодически имеются необъяснимые отклонения ожидаемых результатов по содержанию указанных компонентов в ЖРС относительно прогноза. Прак-

тика показала, что уверенно управлять изменением их концентрации в конечных продуктах переделов обогащения и производства ЖРС технологический персонал не может.

Кроме того, надо учесть, что при механическом обогащении разделяются именно минералы, раздробленные до определенной крупности, а не отдельные элементы или окислы. Тонина помола обогащаемого материала составляет 85-95 % класса $-0,071$ мм. Поэтому, отделить от магнетита и титаномагнетита можно только ту часть ильменита и шпинели, которая образует отдельные зерна. При этом, тонкие вроски структур распада твердых растворов при существующей технологии обогащения отделить затруднительно.

Для того, чтобы определить взаимовлияния долей железа, двуокиси титана и пятиоксида ванадия друг на друга при обогащении и обжиге железорудного сырья, был проведен статистический анализ (таблица 1).

Таблица 1 – Корреляция содержаний железа, титана и ванадия в продуктах обогатительного передела

№п/п	Соотношение	Коэф. корреляции
1	Доля Fe в концентрате /доля V_2O_5 в концентрате	0,04
2	Доля TiO_2 в концентрате /доля V_2O_5 в концентрате	0,81
3	Доля Fe в хвостах/доля V_2O_5 в хвостах (ММС)	0,38
4	Доля TiO_2 в хвостах/доля V_2O_5 в хвостах (ММС)	0,25

Для анализа использовались оперативные данные за 2019 год, величина интервала – рабочая смена (12 час).

Из таблицы 1 видно:

1. Ванадий связан с железом ильменита, ульвошпинели и силикатов, но только частично с магнетитом (магнетит-2), так как более тесно коррелирует с железом в хвостах, чем в концентрате;

2. Ванадий и титан взаимосвязаны, как в оксидах (магнетит, ильменит, шпинель), так и в силикатах.

Причиной этого является вещественный состав руды. В небольших количествах V_2O_3 входит в состав минералов: магнетита и титаномагнетита. По данным В.М. Гольдшмидта [4], ванадий входит в кристаллическую решетку магнетита, изоморфно замещая трехвалентное железо. По данным Л. Ф. Борисенко и др. [5], ванадий присутствует в титаномагнетите в составе шпинели (плеонаст с 30 % герцининовой молекулы), возможно в виде кульсонита. Встречается так же VO , но в меньшем количестве, в порообразующих минералах группы пироксена, амфибола, эпидота и хлорита.

Титан в руде и концентрате связан с ильменитом и с ульвошпинелью. Корреляционная связь, существующая между двуокисью титана и пятиокисью ванадия, объясняется как ассоциацией между ильменитом и ванадиевой шпинелью (кульсонитом), так и наличием ванадия в ульвошпинели [6]. При

больших увеличениях под микроскопом, в шлифах наблюдается образование оторочек шпинели вокруг игольчатых выделений ильменита структуры распада твердых растворов в титаномагнетите.

Перечисленные взаимосвязи минералов объясняются генезисом месторождения. В конце кристаллизации магматического расплава, железо может изоморфно замещать магний в силикатах (вследствие близких значений ионных радиусов). При этом, накопление ванадия и титана увеличивает кислотность расплава и способствует образованию молекул шпинели, смешивающихся с титаномагнетитом. Вероятно, в этих условиях образовалась шпинель с высоким содержанием ванадия, где ионы трехвалентного алюминия замещаются ионами трехвалентного ванадия. По-видимому, по этой причине, кроме изоморфной примеси ванадия в титаномагнетите существует и примесь ванадия в шпинели.

Учитывая значительную стоимость ванадия [7], который только частично извлекается из руды, перед предприятием стоит задача повысить его извлечение и снизить потери на всех этапах производства ЖРС. Для этого, в АО «ЕВРАЗ КГОК», была разработана «Программа по определению возможностей извлечения ванадия», состоящая из пяти направлений.

Направление и методы изучения показаны в таблице 2.

Таблица 2 – Направление исследований и методы анализа

№ п/п	Направление	Методика анализа
1	Изучение возможности прогнозирования массовой доли V_2O_5 в концентратах по данным опробования шламовых проб.	Статистический анализ результатов магнитного анализа проб, отбираемых из шлама буровзрывных скважин
2	Определение влияния доли класса $-0,071$ мм в концентрате на извлечение ванадия в магнитную фракцию	Подготовка проб с крупностью по массовой доле класса $-0,071$ мм: 85,0; 87,5; 90,0; 92,5; 95,0. Проведение магнитного анализа на трубке Дэвиса
3	Изучение возможности доизвлечения железа и ванадия в магнитный продукт из хвостов	Отбор проб из хвостов СМС и ММС. Проведение магнитного анализа на трубке Дэвиса.
4	Определение влияния вторичных изменений руды на долю ванадия в концентрате	Отбор пробы из руды с вторичными изменениями (серпентинизация, амфиболитизация). Проведение магнитного анализа на трубке Дэвиса
5	Определение причин потерь ванадия при обжиге окатышей	Проведение лабораторного получения сырых окатышей и их обжиг на о/м № 1 из концентрата с известной долей V_2O_5 . Сравнение расчётных и опытных результатов

В течение 2019 г. были проведены исследования по перечисленным направлениям. По полученным результатам можно сделать следующие выводы:

1. Изменение массовой доли ванадия и его извлечения в магнитной фракции шламовых проб объясняются колебаниями минерального состава руды, в зависимости от рудной залежи. На Северном карьере преобладают диалоговое пироксениты, поэтому при обогащении наблюдается максимальное извлечение ванадия при низкой доле его в исходной руде и магнитной фракции. На Западном карьере преобладают плагиоклазовые (фельдшпатизированные) пироксениты, они перекристаллизованы и очищены от шпинели и ильменита, ванадий в основном находится в магнетите, поэтому он хорошо извлекается и имеет высокую концентрацию. На Главном рудном теле и Южной залежи диалоговые и амфиболитизированные пироксениты примерно равны. При этом, на Южном рудном теле пироксениты тонкозернистые, что дает низкую долю извлечения ванадия в магнитную фракцию.

2. При повышении тонины помола питания лабораторного магнитного анализатора с 85 до 95 % класса $-0,071$ мм, несмотря на улучшение качественных характеристик лабораторного концентрата по массовой доле Fe общего (с 63,9 до 64,3 %) и массовой доле TiO_2 (снижение 2,63 до 2,54 %), улучшений качественных характеристик лабораторного концентрата по массовой доле V_2O_5 не зафиксировано.

3. Существует возможность дополнительного извлечения V_2O_5 из хвостов СМС и ММС при их глубоком доизмельчении. При измельчении данных хвостов до 85 % класса $-0,071$ мм возможно снижение потерь V_2O_5 с общими хвостами на 0,0017 % и увеличение выхода концентрата на 0,33 % (или до 18 тыс. тонн в месяц). При этом, качество концентрата может снизиться на 0,18 % по массовой доле Fe общего и 0,002% V_2O_5 . Кроме того, потребуется увеличение фронта измельчения (в $4,5 \div 5,0$ раза), либо сопоставимого уменьшение производительности секций цеха обогащения (до $50 \div 60$ т/час на 1 секцию), что сведет весь результат к нулю.

4. Рост доли серпентинизированных руд приводит к снижению доли ванадия в руде и снижению его извлечения в концентрат, за счет снижения извлечения железа (образующийся при серпентинизации руд вторичный магнетит очень тонкий и частично уходит в хвосты). Рост доли амфиболитизированных руд приводит не только к увеличению доли ванадия в руде, но и к снижению извлечения ванадия из руды в концентрат, что провоцирует возрастание его потерь в хвостах. Это связано с тем, что при амфиболитизации руд ванадий рассеивается по высокожелезистым силикатам и при обогатительном переделе уходит в хвосты.

5. Из концентрата с определенной массовой долей V_2O_5 , после обжига сырых окатышей, массовая доля V_2O_5 в обожженных окатышах снижается на 4 % (отн.). При этом, расчет качества шихты и качества обожженных окатышей, выполненный согласно методике М-ИЛ/УКП-21-2010 показывает

невязку в 4 % (отн.). Причиной такой невязки является окисление ванадия в процессе обжига окатышей, так как в руде и концентрате ванадий трёхвалентный, а в окатышах в основном пятивалентный.

Таким образом, обобщив полученные данные, можно сделать следующие выводы:

1. Увеличение тонины помола концентрата позволяет снизить содержание двуокси титана в концентрате путем выделения отдельных зерен ильменита и шпинели. При этом снижается извлечение ванадия в ЖРС, из-за роста потерь ванадия в хвостах магнитной сепарации.

2. Колебания доли пятиокси ванадия в концентрате и окатышах зависят от минерально-петрографического состава отгружаемых руд. Можно управлять величинами колебаний полезного компонента, изменяя долю руды с отдельных участков в шихтовых рудных пакетах, отгружаемых ежедневно на обогатительную фабрику. Управлять величинами колебаний полезного компонента на обогатительном переделе достаточно сложно.

Список литературы

1. Макушев С. Ю. и др. Дробильно-обогатительная фабрика ОАО «ЕВРАЗ КГОК»//Горный журнал № 9/1 2013г. С. 13-16.

2. Темников В. В., Калимулина Е. Г., Тлеуглабулов Б. С. Анализ образования и переработки металлургических отходов в АО «ЕВРАЗ НТМК»//Черные металлы №7 (1039) 2018 г., С. 32-37

3. Дмитриев, А. Н. Аналитическое исследование влияния качества титаномагнетитового сырья на показатели доменной плавки. //Известия высших учебных заведений. Черная металлургия. 2017. Т. 60. № 8. С. 609-615.

4. Химия и технология редких и рассеянных элементов, под ред. К. А. Большакова, 2 изд., Уч. Пособие. т. 1, М., Высшая школа. 1976, 368 с.

5. Борисенко Л. Ф., Делицин Л. М., Полубабкин Е. А., Усков Е. Д. Комплексное использование титаномагнетитовых руд. – М. Геоинформатик. 1997 – 65 с.

6. Бузмаков В. Н., Володина Ю. В. Влияния массовой доли ильменита в руде Гусевогорского месторождения на качество производимого концентрата. //Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIII МНТК, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2018. С. 174-177.

7. Yi-min Zhang, Li-na Wang, De-sheng Chen, Wei-jing Wang, Ya-hui Liu, Hong-xin Zhao, Tao Q. A method for recovery of iron, titanium, and vanadium from vanadium-bearing titanomagnetite//International Journal of Minerals, Metallurgy, and Materials. Volume 25, Number 2, February 2018, Page 131.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦИНКА ИЗ ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ ВИСКОЗНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Дзиваковская Т. Н.¹, Колтунов А. В.¹, Шумило С. И.², Юзвович В. А.²,
Сычев В. А.³

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²ООО «ТД «ТРУБПРОМ УРАЛА», г. Екатеринбург, Россия

³ООО «Систум», г. Екатеринбург, Россия

Отходы вискозного производства содержат большое количество цинка, поэтому являются перспективным источником его производства.

Запасы шламов вискозного производства значительны. Например, в шламах ОАО «Сибволокно» запасы цинка составляют около 220 тыс. тонн, средняя массовая доля цинка в шламах хвостохранилища составляет около 12 %.

В Российской Федерации и странах СНГ имеется более 10 подобных и более мощных шламоохранилищ.

Цинк в шламах присутствует в виде силикатов, карбонатов, сульфатов и гидроксидов сложного минералогического состава. Шламы содержат до 10 % органических веществ в виде целлюлозы, растений, древесины. Влажность шламов составляет 70-80 %.

Задачей настоящих исследований являлось изучение возможностей извлечения цинка в товарную продукцию в виде цинксодержащего концентрата или в виде электролизного цинка.

Эксперименты проводились на двух пробах цинксодержащих шламов вискозного производства: сухой и влажной.

Исследование характеристик проб показали, что влажность пробы влажного шлама составляет 15-20 %, максимальная крупность высушенных шламов – 5 мм, цинк по классам крупности распределяется равномерно с незначительным снижением значения в крупном классе. Массовая доля цинка в сухих шламах составляет около 11 %, цинк по классам крупности распределяется равномерно.

Эксперименты по извлечению цинка на пробе сухих шламов вискозного производства проводились следующим образом. Навеску исходных шламов массой 300 грамм подвергали обжигу в течение 3 часов при температуре в диапазоне от 500 °С до 600 °С. Обожженные шламы направляли на выщелачивание. Выщелачивание осуществляли при постоянном перемешивании с порционной подачей серной кислоты. Расход серной кислоты в опытах изменялся от 0,17 до 0,33 мл/г, продолжительность выщелачивания составляла 1 и 2 часа.

Полученная пульпа поступала на стадию фильтрации с получением продуктивного раствора, направляемого на следующую операцию технологической цепочки – электролиз, и кека, содержащего не растворившиеся компоненты.

В результате выщелачивания в жидкую фазу перешло 48-50 % цинка.

Массовая доля цинка в кеке после выщелачивания составила 6,39-6,64 %. Содержание цинка в растворе – от 60 до 40 г/л.

Растворы всех опытов объединили, полученный раствор подвергли электролизу. Содержание цинка в объединенном растворе составляло 53,3 г/л.

Электролиз проводили в электролизере со свинцовыми анодами и алюминиевым катодом при значении рН раствора около 0. Схема лабораторной установки приведена на рисунке 1.

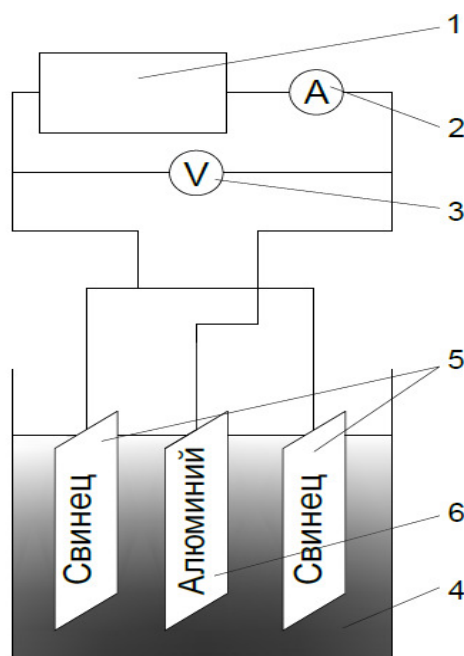
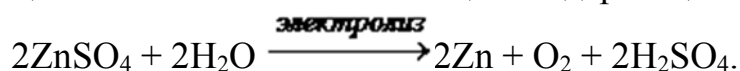


Рисунок 1 – Схема лабораторной установки:

1 – блок питания; 2 – амперметр; 3 – вольтметр; 4 – ячейка с электролитом;
5 – свинцовые аноды; 6 – алюминиевый катод

Площадь катода составила 0,0054 м². Напряжение на электродах равнялось 5 V. Для обеспечения заданной плотности тока на катоде (800 А/м²) силу тока установили равной 4,32 А. Продолжительность электролиза составила 30 минут. В процессе электролиза на катоде осаждался цинк, на анодах выделялся кислород, а в растворе накапливалась серная кислота, снова пригодная для выщелачивания обожженного цинксодержащего шлама.



В процессе проведения электролиза периодически счищали металлический цинк с катода. Полученные продукты подвергнуты анализу на содержание цинка в продукте.

Фотография металлического цинка, счищенного с катода, приведена на рисунке 2.



Рисунок 2 – Фотография металлического цинка, счищенного с катода

Результаты анализов металлического цинка приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты анализов на содержание цинка продуктов электролиза

Наименование продукта	Продолжительность электролиза, мин	Массовая доля цинка, %
Цинк металлический 1	35	> 95
Цинк металлический 2	60	> 95
Цинк металлический 3	60	> 95
Цинк металлический 4	120	> 95
Цинк металлический 5	120	> 95
Цинк металлический 6	120	> 90
Осадок	120	< 6

Экспериментальная имитация опытов в замкнутом цикле продуктивных растворов показала возможность получения на катоде электролизного металлического цинка с массовой долей $> 95 \%$ при извлечении в него цинка 75% .

Схема проведения опытов в замкнутом цикле электролиза приведена на рисунке 3.

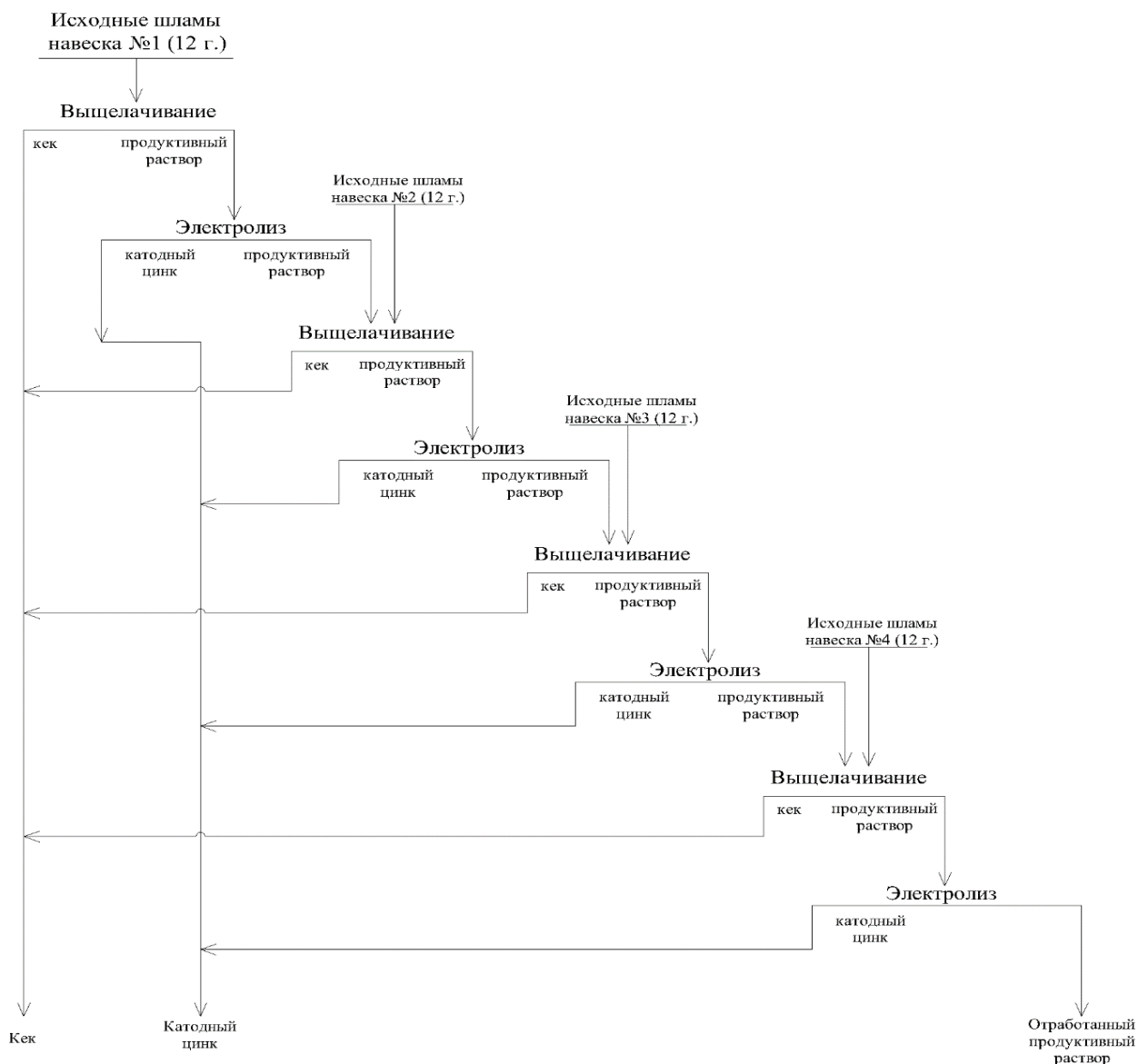


Рисунок 3 – Схема проведения опытов в непрерывном замкнутом цикле

Результаты эксперимента в замкнутом цикле приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты эксперимента в замкнутом цикле продуктивного раствора

Наименование продукта	Масса металла, г	Извлечение цинка, %
Электролизный цинк	4,5	75
Кек	0,9	15
Отработанный продуктивный раствор	0,6	10
ИТОГО	6	100

Фотография катодного цинка, полученного в результате опытов, проведенных в замкнутом цикле, приведена на рисунке 4.



Рисунок 4 – Фотография катодного цинка, полученного в результате опытов, проведенных в замкнутом цикле

Таким образом, проведенными исследованиями экспериментально показано, что при электролизе продуктивного раствора возможно получение металлического цинка с массовой долей цинка $> 95 \%$ при продолжительности электролиза в течение 8 часов. Извлечение цинка составило 75% .

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА ПРИ КЛАССИФИКАЦИИ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ

Управителева А. А., Львов В. В.
ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет»,
г. Санкт-Петербург, Россия

ВВЕДЕНИЕ

В горной промышленности важным направлением является повышение технико-экономических показателей переработки минерального сырья. Объемы освоения сырьевой базы растут и появляется необходимость внедрять новые технологии для совершенствования процессов переработки полезных ископаемых. Классификация является важным процессом, от которого зависят технологические показатели работы последующих обогатительных переделов. На обогатительных фабриках, за счет простоты конструкции, гидроциклон получил широкое распространение в качестве классифицирующего аппарата в циклах измельчения [6]. На сегодняшний день, тематика вопроса о влиянии магнитного гидроциклона на классификацию окисленных железистых кварцитов является актуальной и недостаточно изученной.

Данная работа посвящена разработке конструкции магнитного гидроциклона, который позволит увеличить содержание железа общего перед операциями магнитного обогащения окисленных железистых кварцитов.

ОБЪЕКТ И МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ

Объектом исследования являлась проба окисленных железистых кварцитов (ОЖК).

Были проведены исследования по изучению вещественного состава ОЖК. Содержание основных компонентов в окисленных железистых кварцитах приведен в таблице 1 [4].

Таблица 1 – Содержание основных компонентов исходной руды

Содержание в исходной пробе, %	Fe _{общ}	Fe _{маг}	SiO ₂	P	S
	48,40	3,12	26,00	0,07	0,30

Исследуемая проба руды по данным минералогического анализа образована железистыми кварцитами и является магнетит-гематитовой рудой.

Руда представляет собой тонкополосчатую и тонкослоистую текстуру; структура выражена мелкими и тонкими вкраплениями. Магнетит в зависимости от содержания в прослоях и взаимосвязи с другими минералами имеет различные формы. Гематит преобладает в виде изометрической и удлиненно-пластинчатой формах.

Для получения исходного материала для опытов классификации на гидроциклонной установке было проведено двухстадиальное измельчение пробы до $P_{80} = 99,75$ мкм в мельнице объемом 7 литров (МШЛ-40МЛ) и в мельнице IsaMill M4 до $P_{80} = 11,85$ мкм – для получения тонкоизмельченного материала [5, 8].

РЕЗУЛЬТАТЫ ИССЛЕДОВАНИЯ

Были проведены литературный и патентный обзоры существующих конструкций магнитных гидроциклонов [3, 6, 9-17]. Анализ источников показал, что существуют два различных типа магнитных гидроциклонов: с радиальным полем (в западной литературе больше известный, как гидроциклон Фрикера) и с внешним полем (гидроциклон Уотсона) [1, 2, 7].

В результате анализа литературных и патентных источников была разработана оригинальная магнитная система для гидроциклона (рисунок 1). Магнитная система выполнена из магнитопроницаемого материала – пластмассы, по бокам которой установлены четыре магнита из сплава неодим–железо–бор (диаметр 10 мм). В данной магнитной системе (рисунок 2) создано чередующее магнитное поле, среднее значения магнитной индукции по бокам (точки В, С, D, E) $B = 0,1$ Тл., в середине (точка А) $B = 0,03$ Тл.

Серия опытов классификации проводилась на гидроциклонной установке AKW Laborant ZLF 50-CH компании «Apparate und Verfahren GmbH» (Германия) с установленной магнитной системой на гидроциклон RWK 42L (рисунок 3, 4) и без нее, с песковыми насадками диаметром 4 мм и 5 мм.

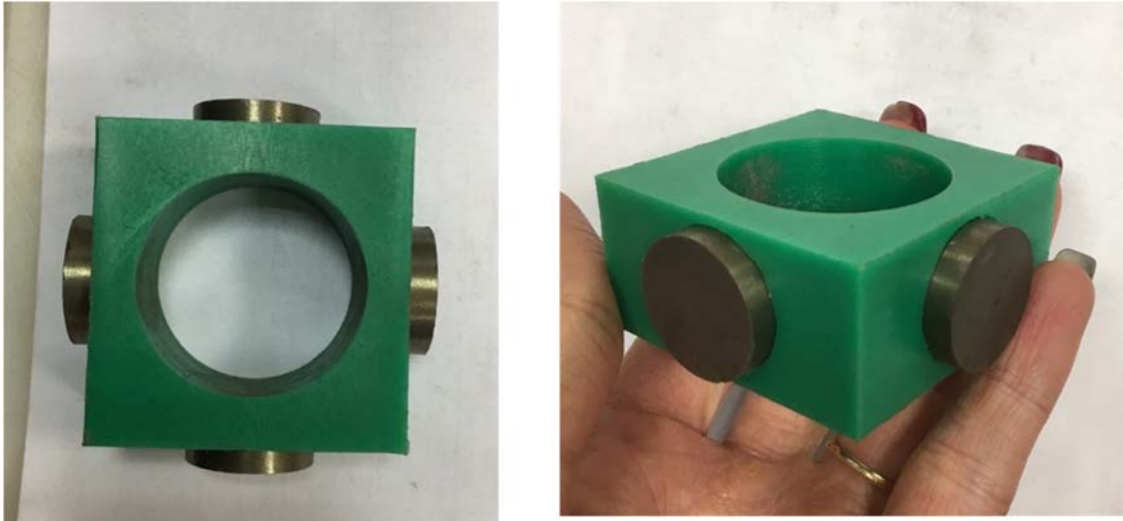


Рисунок 1 – Разработанная магнитная система

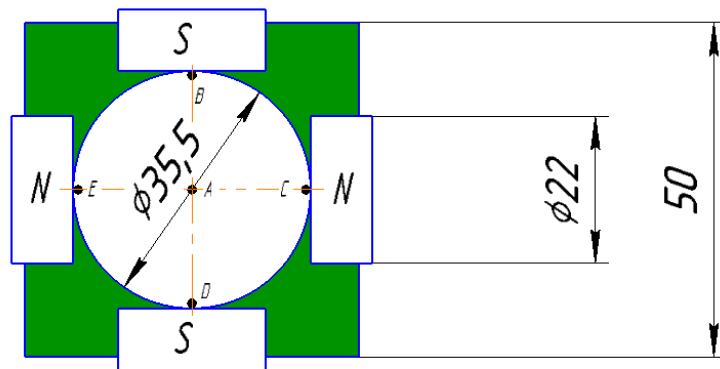


Рисунок 2 – Точки магнитной индукции установки



Рисунок 3 – Магнитная система на лабораторной установке

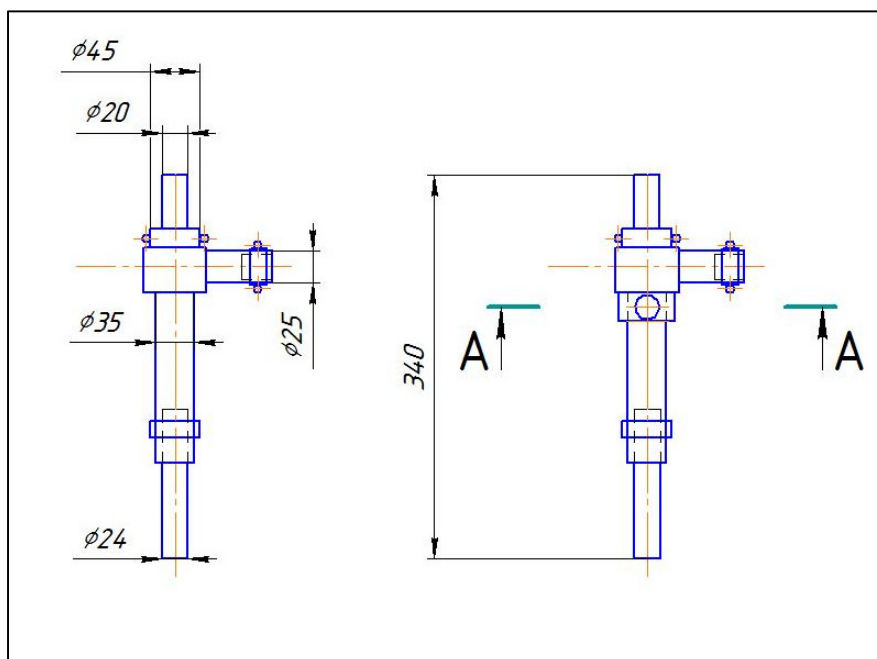


Рисунок 4 – Чертеж гидроциклона RWK 42L

Условия проведения опытов представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Условия проведения опытов классификации

Параметр	Значение	Единицы измерения
Материал	Окисленные железистые кварциты	
Содержание железа общего в исходном материале, $\beta_{\text{Fe общ}}$	48,40	%
Содержание железа магнитного в исходном материале, β_{Fe}	3,12	%
Объем пульпы в баке, V	25,00	л
Содержание твердого, C	5,00	%
Разжижение, R	19,00	
Масса исходной навески, m	1315,00	г
Производительность, Q	0,65	м ³ /ч
Плотность пульпы	1,04	т/м ³
Температура пульпы	27,7	°C
Давление	3,2	бар

Результаты проведения опытов представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты проведения опытов

Параметры	Опыт № 1 с песковой насадкой Ø 4, с магнитной установкой	Опыт № 2 с песковой насадкой Ø 4, без магнитной установки	Опыт № 3 с песковой насадкой Ø 5, с магнитной установкой	Опыт № 4 с песковой насадкой Ø 5, без магнитной установки
Выход песков, %	78,81	78,60	79,13	79,81
Выход слива, %	21,19	21,40	20,87	20,19
Содержание железа магнитного в песках, %	3,66	3,54	3,64	3,52
Содержание железа магнитного в сливе, %	1,11	1,58	1,14	1,52
Содержание железа общего в песках, %	52,5	51,09	50,70	50,17
Содержание железа общего в сливе, %	46,70	42,28	47,20	45,76
Содержание SiO ₂ в песках, %	22,09	22,07	21,53	20,50
Содержание SiO ₂ в сливе, %	20,90	20,51	24,61	21,59
Извлечение в пески, %	92,43	89,18	92,38	90,16
Извлечение в слив, %	7,57	10,82	7,62	9,84

В результате исследования был получен прирост железа общего за счет установки магнитной системы оригинальной конструкции на гидроциклон. Установлено, что гидроциклон с песковой насадкой диаметром 4 мм и магнитной системой показывает максимальные показатели содержания железа общего.

ВЫВОДЫ

Проведенный анализ литературных и патентных источников показал высокую актуальность использования магнитного гидроциклона для классификации окисленных железистых кварцитов.

В результате исследования была разработана оригинальная магнитная система для гидроциклона, основанная на применении постоянных магнитов неодим–железо–бор.

В результате проведения опытов классификации на магнитном гидроциклоне на пробе богатых окисленных железистых кварцитов были получены следующие показатели: содержание железа общего 52,5 %, содержание железа магнитного 3,66 %. Применение магнитного гидроциклона позволяет повысить содержание железа общего по сравнению с исходной пробой в продукте классификации на 4,1 %.

Список литературы

1. Premaratne, W. A. P. J. Development of a Magnetic Hydrocyclone Separation for the Recovery of Titanium From Beach Sands [Text] / W. A. P. J. Premaratne, N. A. Rowson // Physical Separation in Science and Engineering: Hindawi Publishing Corporation. — 2003. — Vol. 12, №. 4. — P. 215—222.
2. Freeman, R. J. The progress of the magnetic hydrocyclone [Text] / R. J. Freeman, N. A. Rowson, T. J. Veasey, I. R. Harris // Magnetic and Electrical Separation: Gordon and Breach Science Publishers S. A. — 1993. — Vol. 4. — P.139—149.
3. Авдеев, Б. А. Анализ воздействия магнитного поля на процесс сепарации в гидроциклонах / Б. А. Авдеев // Технический аудит и резервы производства. — Харьков, 2013. — № 5/4(13). — С. 45-47.
4. ГОСТ 26136-84 «Руды железные, концентраты, агломераты и окатыши. Методы отбора и подготовки проб для физических испытаний». М.: Издательство стандартов, 1999 г. 6 с.
5. Максимов И.И., Сентемова В.А. Особенности технологии обогащения окисленных железистых кварцитов с повышенным содержанием магнетита/ И.И. Максимов, В.А. Сентемова, // Обогащение руд. — 2012 г. — № 3 — С. 7-9.
6. Поваров А.И. Гидроциклоны на обогатительных фабриках [Текст]. — Москва: Недра, 1978. — 232 с.
7. Терновский, И. Г. Гидроциклонирование [Текст] / И. Г. Терновский, А. М. Кутепов. — М.: Наука, 1994. — 350 с.
8. Усачев, П.А. Получение высококачественных железных концентратов на обогатительной фабрике ОАО «Лебединский ГОК» / П.А. Усачев // Горный журнал. — 2000. — № 3. — С. 41-44.
9. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <https://patentdb.ru/patent/1734854>.
10. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): https://yandex.ru/patents/doc/SU1551424A1_19900323.
11. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <http://patents.su/4-1247089-magnitnyjj-gidrociklon.html>.
12. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <https://patentdb.ru/patent/1666183>.
13. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020) <http://patents.su/3-1837983-magnitnyjj-gidrociklon.html>.
14. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <https://patentdb.ru/patent/247154>.
15. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <http://patents.su/3-1535633-magnitnyjj-gidrociklon.html>.
16. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <http://bypatents.com/2-u1572-gidrociklon.html>.
17. Интернет ресурс (дата обращения: 10.03.2020): <http://uapatents.com/5-85261-magnitnij-gidrociklon.html>.

АГИТАЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И ЗОЛОТА ИЗ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД*

Булаев А. Г.¹, Нечаева А. В.^{1,2}, Меламуд В. С.¹, Елкина Ю. А.^{1,3}, Бодуэн А. Я.⁴

¹Институт микробиологии им. С. Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

²Российский государственный аграрный университет – МСХА им. К.А. Тимирязева, г. Москва, Россия

³Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова, г. Москва, Россия

⁴ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

*Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ, проект 18-29-24103

Целью данной работы являлось определение возможности извлечения цветных металлов (меди и цинка) и золота из проб лежалых хвостов флотации полиметаллических руд. Истощение запасов легкообогатимых руд, которые хорошо поддаются переработке с помощью традиционно используемых технологий (флотационное обогащение, обжиг, плавка, конвертирование), на месторождениях, являющиеся сырьевой базой для действующих крупных ГОКов, приводит к необходимости вовлечения в хозяйственный оборот альтернативных источников сырья, в том числе техногенных, таких как отходы добычи руд, обогащения и металлургических переделов [1–3]. Хвосты флотации полиметаллических руд могут рассматриваться как перспективное техногенное минеральное сырье, так как содержание цветных металлов в них зачастую сравнимо с бедными рудами, которые успешно перерабатываются с помощью биовыщелачивания [4]. При этом вовлечение хвостов флотации в хозяйственный оборот ограничивается отсутствием эффективных технологий для их переработки. В предыдущих работах мы показали, что лежалые хвосты флотации могут быть подвергнуты биовыщелачиванию, которое позволяет достичь достаточно высокой степени извлечения цветных металлов, но из-за специфики минерального и химического состава отходов обогащения даже высокая степень извлечения металлов не всегда позволяет их успешно перерабатывать с помощью известных подходов [2, 3]. Так, полученные в ходе биовыщелачивания продуктивные растворы характеризовались высоким содержанием ионов двух- и трехвалентного железа (10-15 г/л) и низкими концентрациями ионов цветных металлов (0,3-0,45 г/л), что затрудняло дальнейшее извлечение цветных металлов из жидкой фазы [1, 2].

В данной работе была исследована возможность селективного выщелачивания цветных металлов из проб лежалых хвостов флотации полиметаллических (медно-цинковых) руд растворами серной кислоты. Кроме

того, была определена возможность получения в ходе выщелачивания растворов с высокой концентрацией ионов Fe^{3+} , которые могут быть использованы для окислительного выщелачивания различного минерального сырья и извлечения золота из хвостов флотации с помощью сорбционного цианирования.

Содержание металлов и серы в образцах хвостов флотации показано в таблице 1. Частицы класса крупности -74 мкм составляли 95 % ($P_{95} = 74$ мкм). Пробы хвостов флотации характеризовались высоким содержанием железа в виде пирита и оксидных минералов.

Таблица 1 – Содержание железа и цветных металлов в образцах лежалых хвостов флотации

№	Содержание, %					Au, г/т
	Fe _{сумм}	Cu	Zn	S _{общ}	S _s	
1	29,5	0,12	0,25	29,2	25,4	0,80
2	23,2	0,36	0,23	25,3	21,4	1,26
3	17,4	0,26	0,23	17,8	15,7	0,70
4	17,2	0,22	0,17	15,0	12,5	0,79

Выщелачивание цветных металлов из проб хвостов флотации проводили с помощью растворов серной кислоты (от 0,5 до 10 %) или дистиллированной воды на бутылочном агитаторе. Объем выщелачивающего раствора составлял 250 мл, выщелачивание было проведено при значениях плотности пульпы (Т:Ж) 1:5, 1:2,5 и 1:1, чтобы определить влияние плотности пульпы на извлечение металлов, максимальное время выщелачивания составляло 3 ч.

После проведения процессов кислотного выщелачивания в различных условиях твердые остатки выщелачивания отделяли от продуктивного раствора и подвергали выщелачиванию для извлечения золота. Кроме того, выщелачиванию подвергали и сами пробы хвостов обогащения. Выщелачивание золота проводили на бутылочном агитаторе с помощью цианида натрия. Плотность пульпы Т:Ж составила 1:2,5. Продолжительность выщелачивания составила 24 часа. Начальная концентрация цианида составила 2 г/л. Для проведения цианирования рН пульпы доводили до значений 10,5-11,0 с помощью 20 % раствора CaO. Использовали сорбент (активированный уголь НуCarb), который вносили в пульпу в количестве 5 г на 250 мл жидкой фазы. После проведения процесса выщелачивания твердую фазу пульпы и сорбент отделяли от жидкой фазы, высушивали и определяли содержание золота в твердых остатках и сорбенте, чтобы рассчитать степень извлечения золота.

Концентрации ионов металлов и степени извлечения цветных металлов после выщелачивания растворами серной кислоты разной концентрации и при разных плотностях пульпы показаны в таблице 2. Было показано, что

во всех вариантах эксперимента при увеличении концентрации серной кислоты в выщелачивающем растворе происходило увеличение концентрации в продуктивных растворах ионов железа, что усложняет извлечение цветных металлов из растворов. При этом увеличение концентрации кислоты мало влияло на извлечение цветных металлов (таблица 2). Таким образом, было показано, что при определенных условиях можно достичь селективного выщелачивания цветных металлов и получить растворы с относительно низкими концентрациями ионов железа, что необходимо для дальнейшей эффективной экстракции ионов цветных металлов из раствора. Так как выщелачивание дистиллированной водой позволило достичь достаточно высокой степени извлечения металлов, то были проведены дальнейшие эксперименты по выщелачиванию проб хвостов флотации с помощью дистиллированной воды при различной плотности пульпы (таблица 3). Было показано, что увеличение плотности пульпы позволило почти во всех экспериментах увеличить концентрацию цветных металлов в продуктивных растворах, но при этом степень выщелачивания металлов из проб хвостов флотации практически не уменьшалась.

Таблица 2 – Концентрации ионов металлов в продуктивных растворах кислотного выщелачивания и степень извлечения меди и цинка (Т:Ж = 1:5)

№	Концентрация H ₂ SO ₄ , %	Концентрация, г/л				Извлечение, %	
		Fe ³⁺	Fe ²⁺	Cu ²⁺	Zn ²⁺	Cu	Zn
1	0 (дист. вода)	1,7	2,2	0,023	0,15	9,6	28,9
	0,5	3,3	3,6	0,025	0,16	10,4	31,4
	1,0	2,9	5,4	0,027	0,15	11,2	29,5
	2,5	6,1	3,6	0,288	0,16	12,0	32,3
	5,0	5,5	5,1	0,295	0,15	12,2	29,0
	10	5,7	3,7	0,034	0,18	14,2	35,1
2	0 (дист. вода)	0,3	0,3	0,24	0,31	33,8	68,4
	0,5	1,9	0,4	0,19	0,27	25,7	58,1
	1,0	2,9	0,2	0,19	0,29	30,4	62,9
	2,5	5,4	0,5	0,22	0,29	31,5	64,6
	5,0	6,8	0,5	0,24	0,30	35,8	66,7
	10	8,0	1,1	0,25	0,32	34,3	70,1
3	0 (дист. вода)	0,20	0,07	0,22	0,22	43,1	49,2
	0,5	0,56	0,02	0,21	0,22	41,1	50,4
	1,0	1,01	0,09	0,24	0,20	45,3	46,2
	2,5	1,42	0,28	0,27	0,24	52,7	54,1
	5,0	2,03	0,37	0,27	0,21	52,7	47,1
	10	2,24	0,66	0,28	0,22	54,0	49,5
4	0 (дист. вода)	0,02	0,14	0,19	0,25	42,8	72,9
	0,5	0,59	1,86	0,23	0,28	53,0	82,8
	1,0	0,73	3,82	0,23	0,29	53,0	85,2
	2,5	2,20	4,30	0,22	0,26	48,3	77,8
	5,0	2,48	6,92	0,24	0,31	53,6	90,5
	10	3,85	6,05	0,18	0,24	40,9	69,7

Твердые остатки после выщелачивания дистиллированной водой были подвергнуты дальнейшему выщелачиванию 10 % серной кислотой, чтобы получить растворы с высокими концентрациями ионов Fe^{3+} , которые могут быть использованы для выщелачивания других продуктов, таких как шлаки и некондиционные концентраты [5, 6]. Вторая стадия кислотного выщелачивания позволила получить продуктивные растворы с высокими концентрациями ионов Fe^{3+} , при этом концентрации ионов меди и цинка в продуктивных растворах второй стадии выщелачивания были низкими, поэтому вторая стадия не позволила в значительной степени увеличить степень извлечения цветных металлов (таблица 4).

Таблица 3 – Концентрации ионов металлов в продуктивных растворах выщелачивания и степень извлечения меди и цинка при разной плотности пульпы (выщелачивание дистиллированной водой)

№	Т:Ж	Концентрация, г/л				Извлечение, %	
		Fe^{3+}	Fe^{2+}	Cu^{2+}	Zn^{2+}	Cu	Zn
1	1:5	0,81	2,99	0,05	0,26	19	52
	1:2,5	1,09	1,41	0,09	0,18	19	48
	1:1	2,2	4,4	0,24	0,48	20	47
2	1:5	0,7	0,7	0,40	0,17	57	37
	1:2,5	1,47	1,03	0,86	0,34	60	38
	1:1	4,5	2,7	1,92	0,77	53	34
3	1:5	0,0	0,39	0,27	0,25	52	54
	1:2,5	0,0	0,60	0,50	0,48	47	52
	1:1	0,0	1,20	1,30	1,17	48	51
4	1:5	0,0	0,28	0,22	0,23	51	67
	1:2,5	0,0	0,35	0,38	0,44	43	65
	1:1	0,0	0,84	1,01	1,03	35	60

Таблица 4 – Концентрации ионов металлов в продуктивных растворах выщелачивания 10 % H_2SO_4 и степени извлечения меди и цинка при плотности пульпы Т:Ж = 1:1

№	Концентрация, г/л			
	Fe^{3+}	Fe^{2+}	Cu^{2+}	Zn^{2+}
1	7,1	5,6	0,07	0,11
2	11,8	1,8	0,16	0,18
3	3,3	4,2	0,28	0,12
4	5,05	4,97	0,56	0,35

Результаты выщелачивания золота представлены в таблице 5. Было показано, что кислотное выщелачивание практически не повлияло на степени извлечения золота из проб 3 и 4. При этом кислотное выщелачивание снизило степень извлечения золота из первой пробы, а из второй пробы степень извлечения золота увеличилась. Таким образом, было показано, что

остатки кислотного выщелачивания могут быть успешно подвергнуты цианированию для извлечения золота.

Таблица 5 – Степени извлечения золота цианированием

№	Продукт	Извлечение, %
1	лежалые хвосты	48
	кек выщелачивания дистиллированной водой	42
	кек выщелачивания 10% H ₂ SO ₄	33
2	лежалые хвосты	37
	кек выщелачивания дистиллированной водой	50
	кек выщелачивания 10% H ₂ SO ₄	49
3	лежалые хвосты	50
	кек выщелачивания дистиллированной водой	48
	кек выщелачивания 10% H ₂ SO ₄	50
4	лежалые хвосты	46
	кек выщелачивания дистиллированной водой	50
	кек выщелачивания 10% H ₂ SO ₄	45

Результаты работы показывают, что для переработки лежалых хвостов обогащения могут быть разработаны подходы, позволяющие добиться высокой степени извлечения металлов и высокой селективности. При этом кислотное выщелачивание в некоторых случаях позволяет увеличивать степень извлечения золота и получать продуктивные растворы, содержащие высокие концентрации ионов Fe³⁺.

Список литературы

1. Грановская, Н.В., Техногенные месторождения полезных ископаемых [Текст] / Н.В. Грановская, А.В. Наставкин, Ф.В. Мещанинов // Ростов-на-Дону: ЮФУ, 2013. – 93 с.
2. Kondrat'eva, T.F. Percolation bioleaching of copper, zinc and gold recovery from flotation tailings of the sulfide complex ores of the Ural region, Russia [Text] / T.F. Kondrat'eva, T.A. Pivovarova, A.G. Bulaev, V.S. Melamud, M.I. Muravyov, A.V. Usolcev, E.A. Vasil'ev // Hydrometallurgy. – 2012. – V. 111-112. – P. 82-86.
3. Булаев, А.Г., Биовыщелачивание цветных металлов из отходов обогащения [Текст] / А.Г. Булаев, В.С. Меламуд // Международный научно-исследовательский журнал. – 2018. – № 12-1 (78). – С. 63-71.
4. Gentina, J.C. Application of bioleaching to copper mining in Chile [Text] / J.C. Gentina, F. Acevedo // Electron. J. Biotechnol. – 2013. – V. 16. – № 3. – P. 16.
5. Muravyov, M.I. Complex treatment of mining and metallurgical wastes for recovery of base metals [Text] / M.I. Muravyov, A.G. Bulaev, T.F. Kondrat'eva // Minerals Engineering. – 2014. – V. 64. – P. 63-66.
6. Bulaev, A. Two-stage agitation leaching of old flotation tailings [Text] / A. Bulaev, V. Melamud, A. Boduen // Solid State Phenomena. – 2019. – V. 298. – P. 116–120.

БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ И ЦИНКА ИЗ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ*

Фомченко Н. В., Муравьев М. И., Меламуд В. С., Булаев А. Г.

Институт микробиологии им. С. Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

*Работа выполнена в рамках государственного задания при поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации.

Запасы медно-цинковых руд в разрабатываемых месторождениях постепенно уменьшаются, что приводит к необходимости вовлечения в переработку уже разведанных бедных и упорных руд. Относительно легко и дешево на предприятиях получают коллективные медно-цинковые концентраты, однако их дальнейшее разделение на кондиционные медные и цинковые связано со значительными технологическими трудностями. Нами предлагается технология биовыщелачивания сложных медно-цинковых концентратов, позволяющая удалить из них цинк в виде сульфатного раствора, который может быть получен в виде товарного продукта. При этом содержание меди в твердой фазе может быть повышено до тех значений, которые отвечают по качеству медным концентратам для пирометаллургической переработки.

В наших предыдущих работах мы исследовали процессы биовыщелачивания некондиционных медно-цинковых концентратов с целью определения оптимальных соотношений между содержанием медных и цинковых сульфидных минералов в концентратах с целью наиболее эффективного удаления из них цинка, и повышения содержания меди. Было показано, что извлечение цинка в жидкую фазу достигало 90-95 %, в то время как извлечение меди составляло всего 7,0-7,3 % во всех опытах. При этом в исследуемых концентратах содержание меди превышало содержание цинка, поэтому были получены медные концентраты с содержанием меди до 20 %, практически не содержащие цинка.

Целью данной работой было продолжение исследований по влиянию содержания цветных металлов на эффективность их биовыщелачивания для концентратов, в которых содержание цинка превышало содержание меди.

В качестве объектов исследования были использованы сульфидные концентраты, полученные из сульфидной руды Тарньерского месторождения (Свердловская область, Россия) в производственных условиях на горно-обогатительном комбинате. Состав сульфидных концентратов представлен в табл. 1.

Таблица 1 – Содержание основных минералов в концентратах (%)

№ п/п концентратов	Содержание металлов, %			Отношение сод. меди (%) к цинку (%)
	Cu	Zn	Fe	
1. Zn – концентрат	2.03	43.3	13.6	0.047
2. Смесь цинкового и медно-цинкового к-тов (3:1)	4.05	34.3	19.23	0.117
3. Смесь концентратов 1:1	6.07	25.3	24.85	0.241
4. Смесь цинкового и медно-цинкового к-тов (1:3)	8.08	16.3	30.48	0.497

Из данных, представленных в табл. 1 следует, что в исследуемых продуктах отношение содержания меди к содержанию цинка составило от 0.497 до 0.047. Задачей данного исследования являлось определение возможности выщелачивания из данных продуктов не только цинка, но и меди.

На рис. 1-2 представлены зависимости концентраций меди и цинка в жидкой фазе от времени биовыщелачивания сульфидных медно-цинковых продуктов при их окислении смешанной культурой микроорганизмов при 30 и 35 °С.

Из представленных данных следует, что концентрация меди в жидкой фазе в процессе биоокисления зависит, как и в предыдущих опытах, от ее содержания в исходных продуктах. Концентрации меди в процессе выщелачивания цинкового концентрата на 3-и сутки процесса при 30 °С составила 0,035 г/л, на 16-е сутки – 0,071; в суспензии со смесью 3:1 – 0,045-0,093 г/л (с 3-и по 16-е сутки процесса); в суспензии со смесью 1:1 – 0,063-0,118 г/л; и в суспензии со смесью 1:3 – 0,073-0,137 г/л.

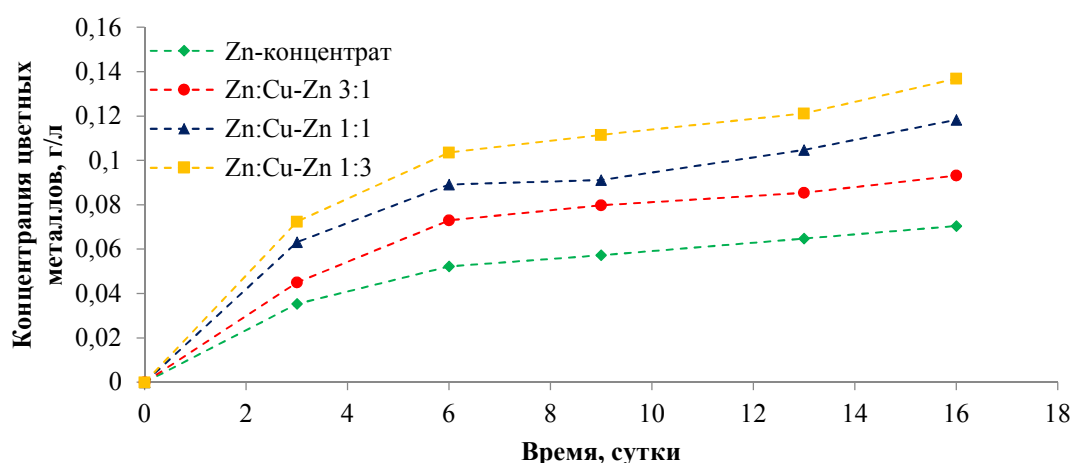


Рисунок 1 – Динамика накопления меди в жидкой фазе при биоокислении сульфидных концентратов культурой микроорганизмов (рН ~ 1,3, плотность твердой фазы – 1 %, начальная концентрация Fe²⁺ = 5 г/л, t° = 30 °С)

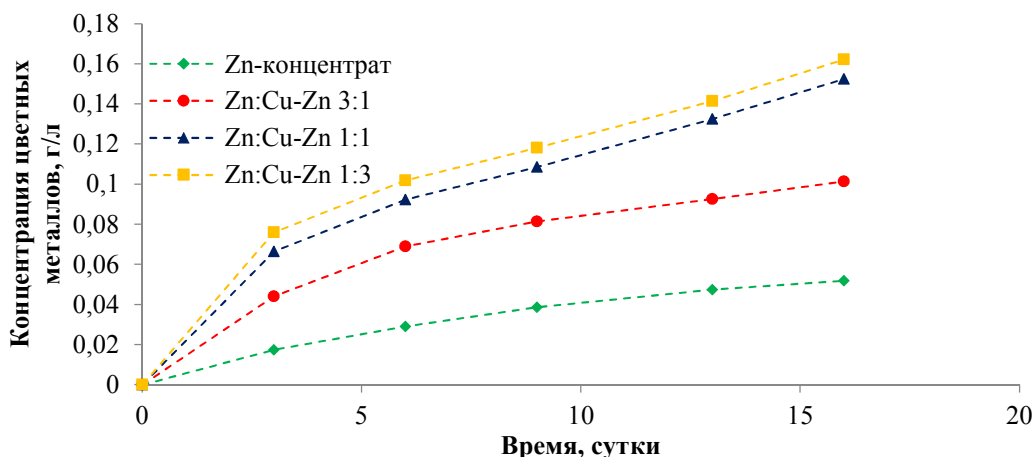


Рисунок 2 – Динамика накопления меди в жидкой фазе при биоокислении сульфидных концентратов культурой микроорганизмов (рН ~ 1,3, плотность твердой фазы – 1 %, начальная концентрация $Fe^{2+} = 5$ г/л, $t^{\circ} = 35$ °С)

Аналогичная динамика накопления меди наблюдалась и при биовыщелачивании концентратов при 35 °С (рис. 2).

Накопление цинка в жидкой фазе также менялось в зависимости от его содержания в выщелачиваемых продуктах. Цинковый концентрат, как самый богатый по содержанию цинка, показал самые высокие результаты по его накоплению в жидкой фазе для обеих культур: до 3,803 г/л (30 °С) и до 4,11 г/л (35 °С) после 16 суток биоокисления (рис. 3, 4). В остальных случаях, при снижении содержания цинка в исходных продуктах, концентрация его в растворах также уменьшалась. За 16 суток процесса концентрация цинка составила: 3,082 г/л, 2,406 г/л и 1,548 г/л для концентратов 2-4 соответственно (табл. 1).

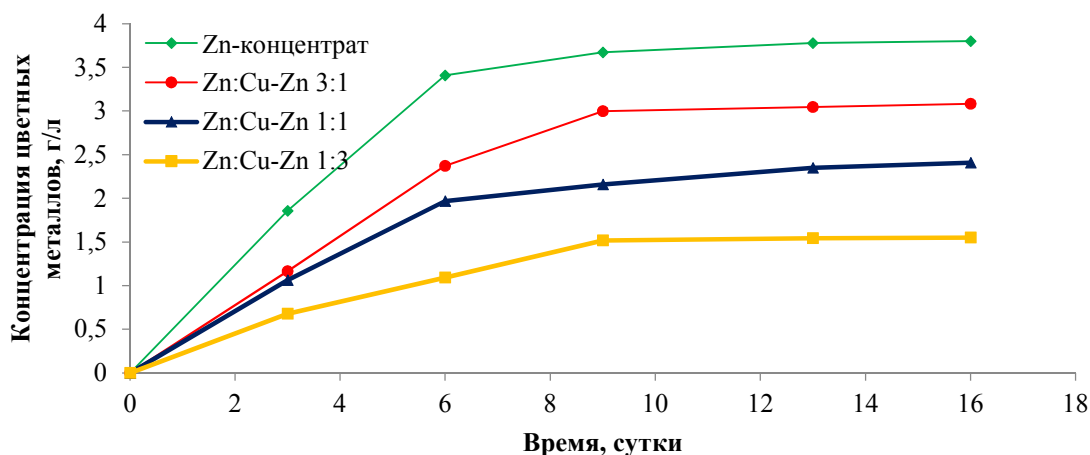


Рисунок 3 – Динамика накопления цинка в жидкой фазе при биовыщелачивании сульфидных концентратов культурой микроорганизмов (рН ~ 1,3, плотность твердой фазы – 1 %, начальная концентрация $Fe^{2+} = 5$ г/л, $t^{\circ} = 30$ °С)

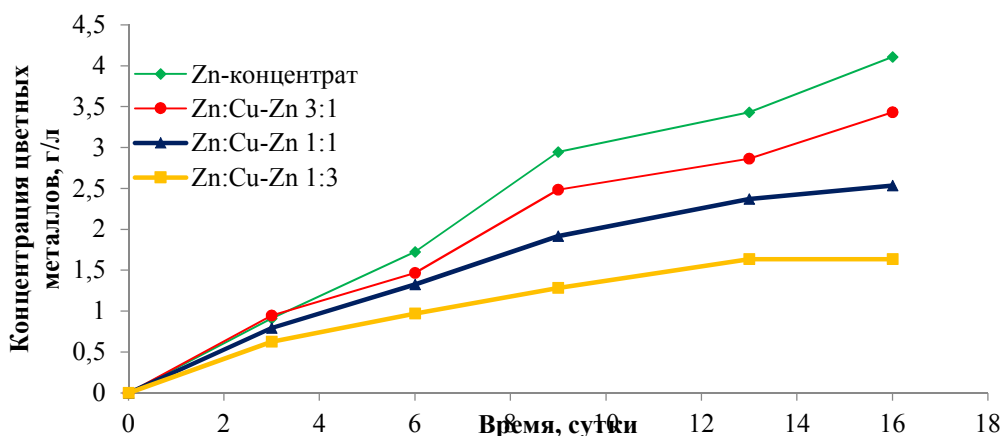


Рисунок 4 – Динамика накопления цинка в жидкой фазе при биовыщелачивании сульфидных концентратов культурой микроорганизмов (рН ~ 1,3, плотность твердой фазы – 1 %, начальная концентрация $Fe^{2+} = 5$ г/л, $t^{\circ} = 35$ °С)

Таким образом, окислительная способность культуры была выше в первые сутки процесса биовыщелачивания при 30 °С по сравнению с 35 °С, но конечные концентрации цинка в жидкой фазе были выше у при 35 °С и соответствовали практически полному выщелачиванию цинка из твердой фазы.

После биовыщелачивания четырех концентратов при 30 и 35 °С в течение 16 суток определялся выход твердой фазы в % по отношению к исходному его количеству. По материальному балансу рассчитывалось извлечение металлов в твердую фазу, а также содержание в ней меди и цинка. Полученные показатели сравнивались с содержанием металлов в исходных концентратах. Результаты расчетов представлены в табл. 2 и 3.

Таблица 2 – Основные показатели по содержанию и извлечению цветных металлов при биоокислении концентратов при 35 °С

Концентрат, № п/п	Выход осадка, %	Исходное содержание металла, %		Извлечение металла в осадок, %		Содержание металла в осадке, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
1	44,7	2,03	43,3	65,3	12,2	2,96	11,79
2	32,2	4,05	34,3	76,7	10,1	9,64	10,81
3	40,3	6,07	25,3	80,6	4,9	12,14	3,08
4	53,4	8,08	16,3	83,1	5,0	12,58	1,54

Из данных табл. 2 следует, что выход осадков после биовыщелачивания был низким (53.4-32.2 %), также значительно снижалось содержание в них цинка. Однако содержание меди во всех осадках наоборот, увеличивалось. Это связано с тем, что несмотря на переход в жидкую фазу ионов меди, ее концентрирование за счет снижения выхода твердой фазы довольно заметно. При этом полного удаления цинка достигнуто не было. Анализ полу-

ченных результатов свидетельствовал о том, что продукты 3 и 4 могут считаться низкокачественными медными концентратами (12.15 и 12.58 % меди), однако только продукт 4 имел достаточно низкое содержание цинка (1.54 %).

Таблица 3 – Основные показатели по содержанию и извлечению цветных металлов при биоокислении концентратов при 35 °С

Концентрат, № п/п	Выход осадка, %	Исходное содержание металла, %		Извлечение металла в осадок, %		Содержание металла в осадке, %	
		Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
1	33,1	2,03	43,3	74,4	10,1	4,56	13,20
2	36,3	4,05	34,3	74,7	0	8,33	0
3	42,4	6,07	25,3	87,3	0	12,49	0
4	50,6	8,08	16,3	80,0	0	12,77	0

Анализ данных табл.3 показал, что удаление цинка из продуктов было более эффективным при 35 °С, и его удалось полностью выщелочить из всех продуктов, кроме цинкового концентрата (концентрат 1). Однако, как и в первом случае, медными концентратами могут считаться только осадки, полученными из продуктов 3 и 4. При этом содержание в них меди повышалось с 6.07-8.08 до 12.49-12.77 % при полном отсутствии в них цинка.

Таким образом результаты экспериментов показали, что даже при низких содержаниях меди в выщелачиваемых продуктах, этот металл не удавалось достаточно полно выщелочить из твердой фазы в жидкую. При этом низкий выход осадков после биовыщелачивания приводит к концентрированию меди в твердой фазе, поэтому содержание меди в осадках после биовыщелачивания повышалось на 2.5-6,4 % при значительном снижении количества или при отсутствии в ней цинка,

Анализ результатов показал, что наиболее перспективным для переработки являлся сульфидный концентрат №4, в котором содержание цинка наиболее низкое (16.3 %), а меди – самое высокое (8.08 %), и из него можно получить низкокачественный медный концентрат (около 13 % меди) при низком содержании в нем цинка (не более 1.5 %) при проведении биовыщелачивания при 30 °С и практически его полное отсутствие при биовыщелачивании при 35 °С. Остальные концентраты по своему химическому составу являются неперспективными для применения технологии биовыщелачивания. Для повышения эффективности биовыщелачивания содержание меди в коллективных концентратах должно быть повышено, а цинка – снижено.

ТРЕХСТАДИЙНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩЕГО МЕДНО-ЦИНКОВОГО ПРОМПРОДУКТА*

Булаев А. Г.^{1,2}, Меламуд В. С.², Артыкова А. В.^{1,2}, Елкина Ю. А.^{1,2}, Нечаева А. В.³,
Гавирова Л. А.¹, Бодуэн А. Я.^{2,4}

¹Московский государственный университет им. М.В. Ломоносова, г. Москва, Россия

²Институт микробиологии им. С. Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

³Российский государственный аграрный университет – МСХА им. К.А. Тимирязева, г. Москва, Россия

⁴ФГБОУ ВО «Санкт-Петербургский горный университет», г. Санкт-Петербург, Россия

*Исследование было выполнено при поддержке Гранта Президента РФ для государственной поддержки молодых российских учёных – кандидатов наук № МК-6639.2018.8

Из-за исчерпания на эксплуатируемых месторождениях цветных металлов запасов минерального сырья, пригодного для получения кондиционных концентратов, в данный момент действующим ГОКом зачастую приходится обогащать руды, из которых сложно получить кондиционные концентраты. К такому минеральному сырью относятся руды с высоким содержанием вредных компонентов, например, для получения меди приходится использовать руды, содержащие минералы мышьяка (энаргит Cu_3AsS_4 и теннантит $\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), что сопряжено с высокими экологическими рисками [1]. Кроме того, большое значение имеет проблема переработки полиметаллических руд, которое может быть затруднено из-за тонкой вкрапленности минералов [2]. Гидрометаллургические подходы могут быть перспективными для переработки таких типов руд и продуктов их обогащения. Например, показано, что реакторное биоокисление успешно применяется для переработки мышьяксодержащих сульфидных концентратов, включая золотосодержащие и никелевые концентраты, содержание мышьяка в которых не позволяет направлять их на пирометаллургическую переработку [3, 4].

Целью данной работы было проведение лабораторных испытаний по реакторному выщелачиванию медно-цинкового промпродукта. Основными сульфидными минералами промпродукта были пирит (FeS_2), халькопирит (CuFeS_2), теннантит ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), сфалерит (ZnS). Состав промпродукта представлен в таблице 1. В нашей предыдущей работе было показано, что биовыщелачивание данного промпродукта при 40°C , плотности пульпы Т:Ж = 1:10 и времени пребывания 7 сут позволило извлечь в раствор 17 % меди и 70 % цинка [5]. Кроме того, было показано, что для увеличения степени извлечения цветных металлов из исследуемого промпродукта возможно было применить двухстадийное выщелачивание, которое включало стадии биовыщелачивания и химического выщелачивания [6]. На первой

стадии проводили биовыщелачивание с использованием смешанной культуры ацидофильных микроорганизмов в непрерывном режиме. Биовыщелачивание в цепи реакторов за 7 суток (3 сут при 40 °С, 4 сут при 50 °С) позволило извлечь 30 % меди и 78 % цинка. На второй стадии остаток биоокисления подвергали высокотемпературному выщелачиванию при 90 °С, а в качестве выщелачивающего раствора использовали жидкую фазу пульпы, содержащую ионы Fe^{3+} , которые накапливались в процессе биоокисления, в которую вносили 1 М NaCl. Введение второй стадии позволило извлечь 48 % меди и 84 % цинка и увеличить, таким образом, извлечение и меди, и цинка. При этом было показано, что теннантит, содержащийся в промпродукте, был весьма устойчив как к биовыщелачиванию, так и к химическому выщелачиванию, и его содержание возросло в продуктах выщелачивания по сравнению с исходным промпродуктом. Таким образом, было показано, что для извлечения меди из теннантита подходы, основанные на биовыщелачивании и окислительном выщелачивании ионами Fe^{3+} , оказались неэффективны. В данной работе был исследован комбинированный процесс выщелачивания, который включал помимо биовыщелачивания и выщелачивания ионами Fe^{3+} стадию сульфидного выщелачивания в щелочной среде. Ранее было показано, что перспективным методом для переработки сульфидных концентратов, содержащих теннантит ($Cu_{12}As_4S_{13}$) и энаргит (Cu_3AsS_4), может быть сульфидное выщелачивание [7]. Данный подход предполагает проведение выщелачивания медных концентратов, содержащих данные минералы, щелочными растворами гидросульфида натрия при высокой температуре (80-90 °С). Процесс сульфидного выщелачивания приводит к выходу мышьяка в жидкую фазу в виде тиоарсенита, а медь остается в твердой фазе сульфидов CuS и Cu_2S . Данный метод подходит для кондиционирования медных концентратов и получения продуктов, подходящих для пирометаллургической переработки.

Таблица 1 – Химический состав промпродукта

Компонент	Содержание, %
SiO_2	4,02
Al_2O_3	1,32
CaO	1,40
$S_{общ}$	38,6
$Fe_{общ}$	24,4
As	1,70
Cu	6,22
Zn	7,30

В предварительных экспериментах промпродукт подвергали сначала сульфидному выщелачиванию, а затем биовыщелачиванию. Для деструкции теннатита проводили сульфидное выщелачивание концентрата раствором, содержащим 4М NaOH и 1,5 М Na₂S, в лабораторном реакторе при плотности пульпы Т:Ж = 1:5, при 90 °С в течение 6 ч. Полученный кек подвергали биовыщелачиванию. Для биовыщелачивания концентрата и кека использовалась смешанная культура ацидофильных микроорганизмов, состоящая из штаммов *Sb. thermosulfidooxidans* SH-1, *Acidiplasma* sp. МВА-1 и *A. caldus* МВС-1. Опыты проводили в колбах со 100 мл минеральной среды, 0,2 мл 10 % дрожжевого экстракта и 2 г кека или концентрата на ротационной качалке в течение 30 сут. при температуре 50 °С. Сульфидное выщелачивание позволило удалить около 90 % мышьяка из концентрата, но медь и цинк практически не выщелачивались. Биовыщелачивание за 30 суток позволило извлечь в раствор около 56 % меди и 78 % цинка из концентрата и 95 % меди и 68 % цинка из кека. Таким образом, было показано, что щелочное выщелачивание может служить эффективным способом предобработки мышьяксодержащих полиметаллических концентратов перед последующим биовыщелачиванием, так как позволило увеличить степень извлечения меди. Это может объясняться тем фактом, что сульфиды меди CuS и Cu₂S, которые образуются при сульфидном выщелачивании, являются относительно легковыщелачиваемыми минералами. При этом стоит отметить, что степень выщелачивания цинка из кека сульфидного выщелачивания, была относительно низкой по сравнению со степенью выщелачивания из концентрата. Помимо биовыщелачивания, кек сульфидного выщелачивания и концентрат были подвергнуты химическому выщелачиванию раствором сульфата железа (III), который содержал 50 мМ ионов Fe³⁺. Химическое выщелачивание проводили в тех же условиях, что и биовыщелачивание. За 30 суток из концентрата было выщелочено 65 % меди и 88 % цинка. Из кека сульфидного выщелачивания было извлечено 72 % цинка, тогда как медь была извлечена почти полностью. При этом стоит отметить, что максимальная степень выщелачивания меди из кека была достигнута уже за 5 суток. Таким образом, было показано, что кек сульфидного выщелачивания мог быть эффективно обработан для извлечения металлов как с помощью биовыщелачивания, так и с помощью химического выщелачивания.

На следующем этапе работы были проведены лабораторные испытания по трехстадийному выщелачиванию промпродукта, которое включало стадии биовыщелачивания, сульфидного выщелачивания и химического выщелачивания ионами Fe³⁺. На первой стадии концентрат был подвергнут биовыщелачиванию для частичного извлечения металлов и наработки раствора окислителя Fe³⁺, на второй стадии твердый остаток биовыщелачивания был подвергнут сульфидному выщелачиванию, а на третьей стадии продукт сульфидного выщелачивания был подвергнут выщелачиванию при 90 °С раствором, полученным при биовыщелачивании. Биовыщелачивание

проводили при 40 °С и плотности пульпы Т:Ж = 1:10. Время пребывания составило 4 сут, так как такая продолжительность процесса обеспечила стабильное биовыщелачивание и наработку жидкой фазы с ионами Fe³⁺. В результате биовыщелачивания был получен раствор, содержащий 12,5, 0,37, 0,90 и 5,82 г/л железа, мышьяка, меди и цинка, соответственно. Это обеспечило извлечение 16 % меди и 76 % цинка. Твердый остаток содержал 2,55 % мышьяка, а выход остатка биовыщелачивания составил 53 %. Твердый остаток биовыщелачивания был подвергнут сульфидному выщелачиванию раствором, содержащим 4М NaOH и 1,5 М Na₂S, в лабораторном реакторе при плотности пульпы Т:Ж = 1:5, при 90 °С в течение 6 ч. Это обеспечило извлечение около 98 % мышьяка. Остаток сульфидного выщелачивания, а также остаток биовыщелачивания подвергали выщелачиванию при 90 °С в течение 25 часов. В одном из вариантов выщелачивание проводили в присутствии 1М хлорида натрия. Результаты испытаний, представленные в табл. 2, показывают, что трехстадийное выщелачивание обеспечило наиболее высокое извлечение меди и цинка из исследуемого концентрата. При этом суммарное время пребывания было намного меньше, чем при обычном одностадийном процессе биовыщелачивания (5 и 7 суток, соответственно), который обеспечил относительно низкую степень извлечения металлов и не позволял эффективно удалять мышьяк из концентрата [6].

Таблица 2 – Степень выщелачивания цветных металлов

Эксперимент	Извлечение, %	
	Cu	Zn
Биовыщелачивание, 40°С, время пребывания 4 сут, Ж:Т = 10:1	16	76
Биовыщелачивание + химическое выщелачивание биокека при 90 °С	23	83
Биовыщелачивание + химическое выщелачивание биокека при 90 °С в присутствии 1М NaCl	54	84
Биовыщелачивание + химическое выщелачивание кека сульфидного выщелачивания при 90 °С	66	78
Биовыщелачивание + химическое выщелачивание кека сульфидного выщелачивания при 90 °С в присутствии 1М NaCl	84	88



Рисунок 1 – Блок-схема предлагаемой технологии трехстадийного выщелачивания

Список литературы

1. Filippou, D. Recovery of metal values from copper–arsenic minerals and other related resources [Text] / D. Filippou, P. St-Germain, T. Grammatikopoulos // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2007. – V. 28:4. – P. 247-298.
2. Иванов, Б. В. Возможность гидрометаллургического кондиционирования низкосортных концентратов, полученных при переработке медно-колчеданных руд [Текст] / Б. В. Иванов, А. Я. Бодуэн, Ю. Р. Ягудина, О. В. Черемисина // Цветные металлы – 2014. – № 11. – С. 42-46
3. Johnson, D. B. Biomining – biotechnologies for extracting and recovering metals from ores and waste materials [Text] / D. B. Johnson // Current Opinion in Biotechnology. – 2014. – V. 30. – P. 24–31.
4. Neale, J. The MONDO minerals nickel sulfide bioleach project: from test work to early plant operation [Text] / J. Neale, J. Seppälä, A. Laukka, P. van Aswegen, S. Barnett, M. Gericke // Solid State Phenomena. – 2017. – V. 262. – P. 28-32.
5. Булаев, А. Г. Биоокисление сульфидных мышьяксодержащих концентратов [Текст] / А. Г. Булаев, В. С. Меламуд, К. С. Воробьева, Г. Г. Челидзе, А. Я. Бодуэн // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2018. – С. 228-233.
6. Булаев, А. Г. Выщелачивание мышьяксодержащего медно-цинкового промпродукта [Текст] / А. Г. Булаев, В. С. Меламуд, Ю. А. Елкина, Е. А. Мельникова, А. Я. Бодуэн // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIV Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVII Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Форт Диалог-Исеть, 2019. – С. 159-163.
7. Nazari, A. M. Review of arsenic metallurgy: treatment of arsenical minerals and the immobilization of arsenic [Текст] / A. M. Nazari, R. Radzinski, A. Ghahreman // Hydrometallurgy. – 2017. – V. 174. – P. 258-281.

БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ И НИКЕЛЯ ИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ И КОНЦЕНТРАТА

Янишевская Е. С.^{1,2}, Меламуд В. С.², Булаев А. Г.²

¹Институт проблем промышленной экологии Севера ФИЦ КНЦ РАН,
г. Апатиты, Россия

²Институт микробиологии им. С. Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные
основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

Биогидрометаллургические технологии в настоящее время применяются на практике для получения цветных и благородных металлов (золота) из сульфидных руд и концентратов [1, 2]. При этом технологии кучного и отвального выщелачивания обычно применяют для извлечения цветных металлов из бедных руд из-за низких капитальных и эксплуатационных затрат, тогда как технологии чанового (или реакторного) биовыщелачивания обычно применяются для переработки упорных золотосодержащих концентратов, так как требуют больших затрат по сравнению с кучным и отвальным выщелачиванием [1]. Тем не менее, опыт применения реакторного биовыщелачивания показывает, что оно может успешно применяться и для извлечения цветных металлов (меди, никеля, кобальта), в том числе и из некондиционных концентратов, в которых содержание примесей, в т.ч. мышьяка, не позволяет направлять их на пирометаллургические переделы [3-5]. Так как в настоящее время стоит проблема истощения запасов никелевых и медно-никелевых руд, которые можно перерабатывать с помощью традиционных технологий обогащения и металлургии, то ведутся разработки технологий, которые позволяют извлекать из бедных и техногенных руд, а также некондиционных концентратов эти цветные металлы.

Целью данной работы являлось проведение перколяционного биовыщелачивания медно-никелевой руды и реакторного биовыщелачивания медно-никелевого концентрата. Объектами исследования являлись концентрат и сульфидная руда месторождения Нюд II Мончегорского рудного района. Руда содержала Ni – 1 %, Cu – 0,23 %, Fe – 19,4 %. Основными рудными минералами являются пентландит (5 %), халькопирит (0,8 %), пирротин (40 %), магнетит (1,5 %), гематит (1 %). Основными нерудными минералами руды являются пироксены (40 %), полевые шпаты (13 %), оливин (5 %), слюды (1,5 %). Концентрат содержал Ni – 6,2 %, Cu – 2,7%.

Перколяционное выщелачивание проводили в пластиковых колонках, куда помещали 1 кг руды. Объем выщелачивающего раствора составлял 1 л. Для биовыщелачивания использовали смешанные культуры ацидофильных микроорганизмов, которая ранее применялась для биовыщелачивания хвостов флотации и сульфидного концентрата [6, 7]. Биовыщелачивание проводили при 25, 35 и 45 °С.

Для определения влияния температуры на биовыщелачивание концентрата использовалась смешанная культура ацидофильных микроорганизмов, состоящая из штаммов *Sb. thermosulfidooxidans* SH-1, *Acidiplasma* sp. МВА-1 и *A. caldus* МВС-1. Опыты проводили в колбах со 100 мл минеральной среды и 2 г концентрата на ротационной качалке в течение 10 суток при температурах 40-60 °С. Для роста двух исследуемых штаммов (*S. thermosulfidooxidans* SH-1 и *Acidiplasma* sp. МВА-1) необходимо наличие органического источника углерода, поэтому в среду в одном варианте эксперимента добавляли органический источник углерода (0,02 % дрожжевого экстракта (ДЭ)). Штаммы во всех экспериментах инокулировали таким образом, чтобы начальная численность каждого микроорганизма составляла примерно 1×10^7 кл/мл.

Реакторное биовыщелачивание проводили в периодическом режиме в лабораторных реакторах объемом 2,5 л при следующих параметрах: аэрация – 5 л/мин, скорости вращения турбинной мешалки – 500 об/мин. Температура 39-40 °С, плотность пульпы (Т:Ж) составляла 1:10 (200 г концентрата на 2000 мл жидкой среды). Продолжительность эксперимента составила 15 суток.

Результаты экспериментов представлены в таблицах 1-3.

Перколяционное выщелачивание позволило за 38 суток выщелочить от 0,86 до 1,38 % меди и от 4,97 до 6,6 % никеля, при этом максимальные извлечения металлов отмечены при температуре 35 °С (таблица 1). Вероятно, это может объясняться тем, что повышение температуры до 35 °С ускорило процесс выщелачивания, но более высокая температура подавляла активность микроорганизмов.

Таблица 1 – Концентрация ионов металлов в продуктивных растворах перколяционного биовыщелачивания и степень извлечения меди и никеля после 38 суток выщелачивания

Температура, °С	Концентрация, г/л				Извлечение, %	
	Fe ³⁺	Fe ²⁺	Cu ²⁺	Ni ²⁺	Cu	Ni
25	3,9	0	0,031	0,62	1,22	5,67
35	4,27	0	0,036	0,75	1,38	6,6
45	2,72	0	0,012	0,57	0,86	4,97

Выщелачивание в колбах позволило за 10 суток выщелочить от 2,87 до 10,5 % меди и от 20,5 до 26,6 % никеля. При этом температура оказала существенное влияние на выщелачивание меди (таблица 2). Скорость извлечения никеля в меньшей степени зависела от температуры и внесения дрожжевого экстракта. При этом при температуре 60 °С степень извлечения металлов была ниже, чем при 50 и 55 °С, что может быть обусловлено подавлением жизнедеятельности микроорганизмов.

Таблица 2 – Концентрация ионов металлов в продуктивных растворах биовыщелачивания в колбах и степень извлечения меди и никеля после 10 суток выщелачивания

Температура, °С	Внесение дрожжевого экстракта	Концентрация, г/л				Извлечение, %	
		Fe ³⁺	Fe ²⁺	Cu ²⁺	Ni ²⁺	Cu	Ni
40		4,7	0	0,016	0,29	2,87	23,2
	+	3,5	0	0,017	0,32	3,13	25,7
45		4,2	0	0,019	0,28	3,5	23,0
	+	3,4	0	0,018	0,30	3,37	24,2
50		3,7	0	0,028	0,33	5,2	26,6
	+	3,0	0	0,029	0,30	5,3	24,2
55		0,45	2,3	0,057	0,28	10,5	23,0
	+	2,8	0	0,027	0,29	5,0	24,1
60		0,45	2,5	0,044	0,26	8,14	20,9
	+	0,84	2,9	0,021	0,25	3,88	20,5

Выщелачивание в реакторах за 15 суток позволило выщелочить 6,7 % меди и 20,5 % никеля (таблица 3).

Таблица 3 – Концентрация ионов металлов в продуктивных растворах реакторного биовыщелачивания при 40 °С и степень извлечения меди и никеля после 15 суток выщелачивания

Реактор	Концентрация, г/л				Извлечение, %	
	Fe ³⁺	Fe ²⁺	Cu ²⁺	Ni ²⁺	Cu	Ni
1	19,95	0	0,18	1,43	6,7	23
2	21,56	0	0,18	1,11	6,7	18
Среднее	20,76	0	0,18	1,27	6,7	20,5

Результаты данной работы показывают, что процесс выщелачивания сульфидной руды и концентрата зависит от условий процесса. Так, максимальное выщелачивание металлов из рудного образца отмечено при температуре 35 °С, за 38 суток эксперимента в жидкую фазу перешло 1,38 % меди и 6,6 % никеля. При выщелачивании концентрата в колбах, извлечение меди росло по мере увеличения температуры, и особенно активно происходило при температуре 55-60 °С, в то же время в эксперименте с добавлением ДЭ и ростом температуры отмечена низкая активность извлечения меди. Необходимо отметить, что во всех экспериментах никель выщелачивался намного активнее, чем медь. Это может быть объяснено относительно большей устойчивостью халькопирита, основного минерала, содержащего медь в исследуемых руде и концентрате, к выщелачиванию.

Список литературы

1. Johnson, D.B. Biomining – biotechnologies for extracting and recovering metals from ores and waste materials [Text] / D.B. Johnson // Current Opinion in Biotechnology. –2014. –V. 30. –P. 24-31.
2. Anjum, F. Biohydrometallurgy techniques of low grade ores: A review on black shale [Text] / F. Anjum, M. Shahid, A. Akcil // Hydrometallurgy. –2012. –V. 117. –P. 1-12.
3. Gericke, M. Base metal tank bioleaching: from laboratory test work to commercialization [Text] / M. Gericke // Advanced Materials Research. – 2015. V. 1130. – P. 197-200.
4. Neale, J. The MONDO minerals nickel sulfide bioleach project: from test work to early plant operation [Text] / J. Neale, J. Seppälä, A. Laukka, P. van Aswegen, S. Barnett, M. Gericke // Solid State Phenomena. – 2017. – V. 262. – P. 28-32.
5. Morin, D.H.R. Bioleaching of a cobalt-containing pyrite in stirred reactors: a case study from laboratory scale to industrial application [Text] / D.H.R. Morin, P. d’Hugues // Bio-mining. – Berlin-Heidelberg: Springer Verlag, 2007. – P. 35-55.
6. Булаев, А.Г. Биовыщелачивание цветных металлов из отходов обогащения [Текст] / А.Г. Булаев, В.С. Меламуд // Международный научно-исследовательский журнал. – 2018. – № 12-1 (78). – С. 63-71.
7. Bulaev, A. Bioleaching of non-ferrous metals from arsenic-bearing sulfide concentrate [Text] / A. Bulaev, V. Melamud, A. Boduen // Solid State Phenomena. –2020. – V. 299. – P. 1064-1068.

УДК 622.7

МОДИФИЦИРОВАНИЕ СИЛЬНОСПЕКАЮЩЕГОСЯ ЛЕГКОПЛАВКОГО ГЛИНИСТОГО СЫРЬЯ АКТИВИРОВАННОЙ ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩЕЙ ДОБАВКОЙ

Корнилов А. В., Пермяков Е. Н., Гайнутдинов Н. К.

ФГУП «Центральный научно-исследовательский институт геологии нерудных полезных ископаемых» (ФГУП «ЦНИИГеолнеруд»), г. Казань, Татарстан

Применение в производстве керамики компонентов сырьевой шихты (глинистое сырье, технологические добавки) в природном виде не всегда позволяет получать высококачественную продукцию: стеновые и облицовочные материалы, клинкерные и кислотоупорные изделия и др. В этом случае для улучшения свойств сырья необходимо использовать эффективные способы переработки и модификации. Одним из таких способов является механическая активация в различных аппаратах, в частности в планетарной мельнице «Активатор-2SL».

Переработка глинистого сырья с различным показателем огнеупорности (легкоплавкого, тугоплавкого, огнеупорного) в мельнице «Активатор-2SL» позволяет улучшать эксплуатационные характеристики керамических изделий [1, 2]. Эффективна переработка в ней и технологических добавок, вводимых в глинистое сырье. Например, добавка цеолитсодержащей кремнистой породы (ЦСКП), активированной в данной мельнице, улучшает

прочностные и теплоизоляционные свойства стеновых керамических материалов. При ее введении в глинистое сырье, относящееся по степени спекания к группе неспекающегося сырья, прочность лабораторных керамических образцов, обожженных при 1000 °С, возрастает с 10,4 МПа более чем в 2,5 раза, а средняя плотность снижается с 1,81 до 1,54-1,71 г/см³. Улучшение эксплуатационных характеристик керамики, полученной с применением активированной цеолитсодержащей кремнистой породы, обусловлено тем, что при переработке происходит ее активация с изменением свойств. В ЦСКП увеличивается содержание тонкодисперсной фракции и, соответственно, удельная поверхность, возрастает число пластичности сырья, улучшается его спекаемость. При этом также изменяются морфология микрочастиц, состояние поверхности и точечных дефектов структуры, уменьшается количество ионов Mn²⁺ и агрегатного железа Fe³⁺_{агр.} [3].

Практический интерес представляет изучение влияния на физические характеристики керамики активированной добавки ЦСКП в сильноспекающееся легкоплавкое глинистое сырье, используемое для получения изделий с повышенной прочностью.

Исследованное глинистое сырье относится к группе сильноспекающегося сырья и имеет следующий химический состав, %: SiO₂ – 63,12; TiO₂ – 0,89; Al₂O₃ – 13,53; Fe₂O₃ – 5,32; FeO – 0,41; MnO – 0,09; CaO – 3,70; MgO – 2,20; Na₂O – 1,39; K₂O – 2,01; P₂O₅ – 0,12; SO₃ общ – 0,20; п.п.п. – 6,84. Керамические образцы, полученные из него, имеют достаточно высокую прочность – 30,6 МПа при температуре обжига 1000 °С и 50,3 МПа при температуре 1100 °С.

Минеральный состав ЦСКП: 40 % опал–кристобалит–тридимитовой фазы, 22 % кальцита, 19 % глинистых минералов, 13 % цеолита, 5 % кварца, 1 % полевых шпатов. Содержание оксидов в породе составляет, %: SiO₂ – 62,30; Al₂O₃ – 4,93; TiO₂ – 0,23; Fe₂O₃ – 1,48; MnO – 0,01; MgO – 0,73; CaO – 14,46; Na₂O – 0,09; K₂O – 0,87; P₂O₅ – 0,10; SO₃ – 0,06; п.п.п. – 14,53.

Активированная ЦСКП была получена путем переработки в планетарной мельнице «Активатор-2SL» в течение 2 и 5 минут при скорости вращения вала мельницы 500 и 800 об/мин.

Режимы переработки влияют на гранулометрический состав активированного сырья. Анализ на лазерном анализаторе LA-950 HORIBA показал, что при увеличении скорости вращения вала с 500 до 800 об/мин (при времени механического воздействия 2 мин.) средний размер частиц увеличивается с 25,51 до 40,41 мкм, а содержание частиц размером менее 2 мкм снижается с 6,40 до 1,52. Меньшее значение среднего размера частиц (20,86 %) исходной ЦСКП можно объяснить агломерацией активированных частиц.

Процессы, протекающие в ЦСКП в результате механического воздействия, изучались термогравиметрическим методом и методом дифференциальной сканирующей калориметрии. Установлено, что у активированной

породы наблюдается минимальное изменение (на 0,43-0,77 %) значений общей потери массы в интервале 30-1000 °С. Для цеолитсодержащей кремнистой породы, обработанной при скорости вращения вала 800 об/мин в течение 2 минут, следует отметить в интервале температур 500-800 °С наличие дополнительного эндотермического эффекта (при максимуме 679 °С), а в интервале 800-1000 °С – дополнительного экзотермического эффекта (при максимуме 987 °С). В последнем случае максимум первого экзотермического эффекта смещен в область более низкой температуры (829 °С).

Исследования по изучению влияния активированной технологической добавки на свойства керамики (прочность к сжатию, водопоглощение и среднюю плотность) проводились на малообъемных лабораторных образцах-цилиндрах диаметром 15 мм и высотой 20 мм, которые формовались пластическим способом путем набивки в специальную форму. Содержание активированной породы в двухкомпонентной сырьевой шихте равнялось 10, 20, 30 и 40 %. Обжиг лабораторных образцов проводился при 1000 и 1100 °С. Их характеристики приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Физико-механические характеристики керамических образцов

Содержание добавки, %	Скорость вращения вала, об/мин	Время обработки, мин.	Средняя плотность, г/см ³	Водопоглощение, %	Прочность к сжатию, МПа
10	500	2	1,81/2,02*	14,0/3,7*	17,0/40,8*
10	500	5	1,83/2,15	13,2/2,5	27,4/52,0
10	800	2	1,83/2,06	13,3/4,0	20,2/30,5
10	800	5	1,55/1,93	22,4/5,7	8,2/41,0
20	500	2	1,77/2,14	14,4/2,4	39,5/47,7
20	500	5	1,61/2,15	18,1/3,3	25,0/58,2
20	800	2	1,66/2,03	17,7/4,5	16,5/38,0
20	800	5	1,50/2,06	24,1/3,6	10,7/72,0
30	500	2	1,67/2,14	18,0/2,2	31,5/73,1
30	500	5	1,64/2,12	20,2/1,7	26,3/60,1
30	800	2	1,61/2,08	19,8/2,7	27,1/52,8
30	800	5	1,45/2,02	24,5/1,8	11,6/63,8
40	500	2	1,64/2,08	19,2/2,0	39,9/64,7
40	500	5	1,56/2,14	21,8/1,0	24,3/66,0
40	800	2	1,53/2,14	20,7/1,8	22,5/50,9
40	800	5	1,42/2,18	25,1/1,3	8,4/58,8
–	–	–	1,93/2,19	10,7/2,1	30,6/50,3

Примечание:* в числителе приведены значения для образцов, обожженных при 1000 °С, в знаменателе – при 1100 °С.

В зависимости от интенсивности и продолжительности механического воздействия на технологическую добавку, а также от ее содержания в сырьевой смеси прочность к сжатию керамических образцов, обожженных при 1100 °С, варьирует в пределах 30,5-73,1 МПа. При этом у образцов, отформованных из исходного глинистого сырья прочность равна 50,3 МПа. Максимальное значение прочности (73,1 МПа) имеют образцы, содержащие 30 % ЦСКП, активированной в течение 2 мин. при скорости вращения вала 500 об/мин. По сравнению с образцами из исходного глинистого сырья прочность к сжатию возрастает ~ в 1,5 раза. У керамики, полученной из 5 исследуемых сырьевых смесей, прочность к сжатию меньше по сравнению с керамикой из исходного глинистого сырья.

Менее эффективно влияние активированной добавки в случае обжига образцов при температуре 1000 °С: Увеличение прочности наблюдается у образцов, отформованных только из 3 сырьевых смесей, а максимальное увеличение составляет 30 %.

У образцов с повышенной прочностью средняя плотность меньше на 0,16-0,29 г/см³ (обоженных при температуре 1000 °С) и на 0,01-0,13 г/см³ (обоженных при температуре 1100 °С), чем у образцов без технологической добавки. Следовательно, применение ЦСКП активированной при различных параметрах переработки, позволит получать керамические стеновые материалы требуемой прочности и с определенными теплоизоляционными характеристиками.

Водопоглощение у данных образцов имеет более высокое значение (возрастает с 10,7 до 14,4-19,2 % у керамики, обожженной при 1000 °С) или изменяется от 2,1 % в пределах 1,0-3,6 % у керамики, обожженной при 1100 °С.

Введение в таком же количестве исходной ЦСКП в глинистое сырье незначительно влияет на прочность к сжатию керамики. У образцов, обожженных при 1100 °С, она возрастает максимально на 15 %, при 1000 °С – на 10 %.

Таким образом, применение в качестве технологической добавки в сильноспекающееся глинистое сырье цеолитсодержащей кремнистой породы, активированной в планетарной шаровой мельнице «Активатор-2 SL», позволит улучшить эксплуатационные характеристики керамических материалов различного назначения. Наибольшее увеличение (на 45 %) прочности к сжатию наблюдается у керамики, обожженной при 1100 °С и содержащей 30 % добавки, активированной в течение 2 мин. при скорости вращения вала 500 об/мин. При этом значение средней плотности снижается на 0,05 г/см³.

Список литературы

1. Цыплаков, Д. С. Активационное измельчение глинистого сырья различной огнеупорности в планетарной мельнице «Активатор-2SL» / Д. С. Цыплаков, Т. З. Лыгина, А. В. Корнилов // Роль технологической минералогии в рациональном недропользовании: материалы Российского совещания с международным участием / Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского. – М., 2018. – С. 212-216.
2. Корнилов, А. В. Активационное измельчение легкоплавкого глинистого сырья двух минералого-технологических разновидностей в мельнице «Активатор – 2SL» / А. В. Корнилов, Е. Н. Пермяков, Н. К. Гайнутдинов // Вестник Казанского технологического ун-та. – 2019. – № 3. – С. 69-72.
3. Цыплаков, Д. С. Активированная цеолитсодержащая добавка для получения керамических материалов / Д. С. Цыплаков, А. В. Корнилов, В. А. Гревцев, Е. Н. Пермяков // Вестник Казанского технологического университета. – 2015. – № 19. – С. 163-165.

УДК 550.83

ЭКСПРЕСС-АНАЛИЗ ОТХОДОВ И ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Глушкова Т. А., Талалай А. Г.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

С целью предотвращения вредного воздействия отходов производства и потребления на здоровье человека и окружающую среду, а также вовлечения таких отходов в хозяйственный оборот в качестве дополнительных источников сырья, введена паспортизация отходов. В зависимости от степени негативного воздействия на окружающую среду отходы подразделяются на пять классов опасности.

Паспорт отходов составляется на основании данных о составе и свойствах этих отходов, оценки их опасности. Рентгенофлуоресцентный метод позволяет решать задачу анализа состава отходов минерального происхождения, а также зол сжигания мусора. Определяются элементы от магния (Mg) до урана (U) в диапазоне содержаний от $n \cdot 0,001$ % до 100 %.

Для количественного определения элементов в различных объектах окружающей среды применяют рентгенофлуоресцентный сканирующий кристалл-дифракционный спектрометр «Спектроскан» (рис. 1).

Мощность трубки меньше, чем у фонарика!

Благодаря светосильной рентгеноскопической схеме и высокой разрешающей способности кристаллов-анализаторов удалось в малом объеме с маломощной (менее 4 Вт) рентгеновской трубкой достичь аналитических характеристик не хуже, чем у мощных и дорогих стационарных установок.

В спектрометрах «СПЕКТРОСКАН» применяется оригинальная светосильная рентгенооптическая схема, эффективность которой в 100-300 раз выше, чем у традиционных схем. Это позволяет использовать маломощную рентгеновскую трубку, не требующую подвода внешних систем охлаждения. Благодаря этому спектрометры серии «СПЕКТРОСКАН», сохраняя размеры портативной техники, не уступают по аналитическим параметрам стационарным комплексам.

Геоэкологические исследования направлены на решение вопросов взаимодействия природы и общества, связанных с геоэкологической оценкой последствий хозяйственной деятельности, качества среды жизнедеятельности населения и выработкой рекомендаций рационального природопользования.

Главным следствием антропогенного воздействия на природную среду является образование аномальных концентраций химических элементов и их соединений в результате загрязнения различных компонентов ландшафта. Выявление техногенных аномалий в различных средах является одной из важнейших задач эколого-геохимических оценок состояний среды. Для оценки загрязнения природной среды используется опробование снежного покрова, почв, поверхностных и подземных вод, донных отложений, растительности.

Качество природных сред определяется с помощью системы эколого-геохимических показателей: индекса загрязнения атмосферы, индекса загрязнения воды, суммарного показателя загрязнения почв, коэффициента техногенной концентрации и др.

Нормативы качества выражаются в предельно допустимых концентрациях (ПДК) вредных веществ, которые при воздействии за определенный промежуток времени практически не влияют на здоровье человека или состояние экосистемы.

Исторически задача определения элементного состава вещества решалась вначале методами аналитической химии. Затем на стыке ядерной физики, радиохимии и других дисциплин возникло новое направление – ядерно-физические методы анализа (ЯФМА). По сути, это применение методов ядерной физики для определения состава вещества. В настоящее время существует большое число таких методов (более 50). Они

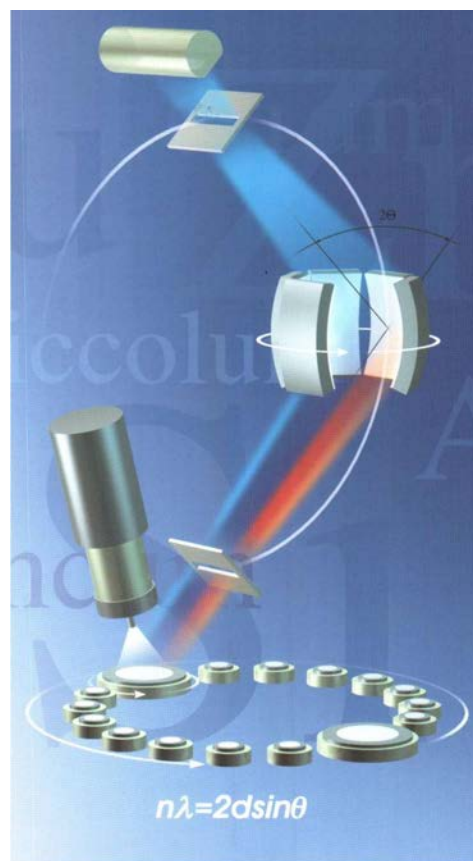


Рисунок 1 – Принцип работы спектрометра «Спектроскан»

различаются по типу бомбардирующей частицы, и разделяются на два направления по способу выделения активированных элементов:

а) *радиохимический* (традиционный) – трудоёмок, длителен;

б) *инструментальный* (современный), когда без всяких собственно химических методов разделения решают задачи анализа на базе современных детекторов высокого разрешения и достижений электроники.

Инструментальный анализ более экспрессен, совместим с компьютерной обработкой, более экономичен и менее трудоёмок.

Рекомендации по применению ядерно-физической аппаратуры и методического обеспечения при анализе горных пород, руд и флюидов месторождений, техногенных образований и объектов окружающей среды

Анализируемые компоненты	Вскрышные г.п.	Шламы ХМС	Шлаки	Почвы, техноген.	Почвы, илы, осадки	Вода	Нефть, водонефт. смесь	Дренажные воды	Воздух	Биомониторы	Металлолом и электр. лом	Методы измерений и реком. обор-е	Методическое обеспечение
Тяжелые металлы (Pb, Zn, Cu, Ni, Co, Fe ₂ O ₃ , MnO, Cr)				=====			=====		=====		=====		МВИ № 6-94 МВИ № 7-96 МВИ № 883-93 МВИ № 8-94
	=====			=====			=====		=====		=====		
	=====			=====			=====		=====		=====		
	=====			=====			=====		=====		=====		
Редкоземельные металлы												МВИ № 5-94	
Благородные металлы												РСФА	МВИ № 5/1-94 МВИ № 6/1-94
Вредные примеси	Pb, Cl, P, S											МВИ № 113-94 МВИ № 242/1-168-96/184 МВИ 02.14/96 МВИ № 5-94	
	Pb, Cr, Cu, Fe												
	As, Cd												
	Hg, As												НАА
Петрогенные элементы												РСФА	Мет. реком. утв. ИЦ
Петрогенные элементы (in situ)												PCM, Барс-3М	Мет. реком. утв. ИЦ
Радионуклиды	Th, K, Cs, Ra					Th, K, Cs, Ra					ГСМ	МВИ № 1-94	
						Th, K, Ra					Sr	ГСМ	МВИ № 1/1-94
						Rn, Th и ДПР						ЭМ	МВИ № 3-94

Обозначения: РСФА – рентгеноспектральный флуоресцентный анализ,

НАА – нейтронно-активационный анализ, РСМ – рентгеноспектральный метод,

ГСМ – гамма-спектрометрический метод, ЭМ – эманационный метод

Список литературы

1. Талалай А. Г. Глушкова Т. А., Давыдов Ю. Б., Лефтон О. Л. Ядернофизическое опробование керна буровых и шлама буровзрывных скважин в условиях открытого рудника // Изв. вузов. Горный журнал. 2015. № 3. С. 156–163.

2. Талалай А. Г. Глушкова Т. А., Лефтон О. Л., Шинкарьюк И. Е. Технология совместного применения ГИС и экспресс-геохимии для поисков и прогнозирования медного оруденения // Успехи современного естествознания. 2016. № 9. С. 112-116.

3. Глушкова Т. А., Савин Е. А., Талалай А. Г. Рентгенофлуоресцентный анализ титаноциркониевого сырья / Известия вузов. Горный журнал. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. № 4. С. 97-103. DOI: 10.21440/0536-1028-2018-4-97-103.

4. Глушкова Т. А. Ядернофизический анализ в системе рационального природопользования: автореферат дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук: 04.00.12: утв. 02.04.1996 / Глушкова Татьяна Анатольевна. – Екатеринбург, 1995. 203 с.

УДК 622.772

ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ СХЕМЫ СКРИН-АНАЛИЗА

Волков П. С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Проблема опробования руд и продуктов обогащения, содержащих благородные металлы (золото, серебро, платина), широко известна и встречается на предприятиях, обогащающих соответствующие руды [1, 2, 3].

Рассмотрим на примере золотосодержащих руд и продуктов.

Правильное определение массовой доли золота в рудах и продуктах обогащения осложняется в случае присутствия крупных самородных частиц. Дело в том, что самородное золото имеет высокую ковкость и не измельчается в аппаратах подготовки проб, даже в шаровых мельницах.

При этом наблюдаются два процесса [3]:

– уплощение (расплющивание) самородных частиц, в результате чего образуются листоватые и лепешкообразные формы, чешуйки;

– изометризация (сминание, комкование), приводящая к образованию округлых, комковатых форм, по очертаниям приближающихся к изометрическим.

Нужно отметить, что эти процессы наиболее выражены для крупных (крупностью более 0,1-0,2 мм) частиц.

Это приводит к тому, что проба не может быть доведена до требуемой для анализа крупности, обычно – 0,1 мм. В результате не обеспечивается равномерное распределение частиц золота при сокращении проб и в анализируемые навески попадает различное количество золота разной крупности.

Поэтому появилось несколько специфических решений, позволяющих решить эту проблему.

Общее решение заключается в том, чтобы предварительно выделить ковкую недробимую часть частиц из продукта и отдельно анализировать выделенные недробимые частицы и оставшийся продукт уже их не содержащий, который легко подготавливается к пробирному анализу.

В 2005 году ФГУП «ЦНИГРИ» разработал для этих целей методику гравитационного концентрирования свободного золота. Эта методика основана на предварительном выделении свободного золота гравитационным методом с получением концентрата и хвостов. Вся масса полученного концентрата сушится и после взвешивания направляется на пробирную плавку. От хвостов гравитации после сушки, взвешивания и перемешивания отбираются навески для определения содержания золота. Содержание золота в исходной пробе рассчитывается по балансу на основании результатов анализов концентрата и хвостов гравитации. Данная методика требует довольно значительных затрат на приобретение необходимого оборудования, она обеспечивает вполне достоверные результаты. В различных модификациях эта методика довольно активно применяется на предприятиях золотодобывающей промышленности [4, 5]

Так же существует более простая, методика определения содержания золота в пробах с крупными частицами самородного металла под названием скрин-анализа. Методика, следующая исходная проба измельчается, из нее путем отсева на сите выделяется недробимая часть (оставшийся на сите продукт) далее отдельно анализируется недробимая и дробимая части, рис. 1. При этом на золотых пробах плавкой выделяется золото из плюсового продукта q_{Au}^+ , и пробирным анализом определяется массовая доля золота в подрешетном продукте q_{Au}^- .



Рисунок 1 – Общая схема скрин анализа

Так как определение q_{Au}^+ и q_{Au}^- выполняется с малой погрешностью (пробирная плавка и взвешивание), то основную погрешность в определение массовой доли α вносит погрешность определения массовой доли золота в подрешетном продукте, которая, в свою очередь, предопределяется погрешностью отбора навески на пробирный анализ.

Так как отбор навески является операцией сокращения пробы, то погрешность отбора навески может быть найдена по формуле [6]:

$$S_{\text{нав}}^2 = \frac{2K_{\text{и}}f_{\text{Au}}\alpha\beta\rho_{\text{Au}}(d_{\text{нав}})^3}{q_{\text{нав}}} \quad (1)$$

Рассчитаем ее для условий $\alpha = 2$ г/т, $\beta = 0,9 \cdot 10^6$ г/т, $\rho_{\text{Au}} = 18 \cdot 10^3$ кг/м³, $f_{\text{Au}} = 0,17$; $K_{\text{и}} = 2$; $q_{\text{нав}} = 50$ г, $d_{\text{нав}} = 0,1$ мм.

$$S_{\text{нав}}^2 = 2 \cdot 2 \cdot 0,17 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 10^6 \cdot 18 \cdot \frac{10^3(0,1 \cdot 10^{-3})^3}{50} \cdot 10^{-3} = 0,44(\text{г/т})^2$$

$$S_{\text{нав}}^2 = 0,664(\text{г/т})^2$$

$$P_{\text{нав}} = \frac{2S_{\text{нав}}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot 0,664}{2} \cdot 100 = 66,4 \% \quad (2)$$

Эта относительная погрешность примерно равна допустимой погрешности, указываемой обычно и стандартах на анализ золотых проб с массовой долей 2 г/т, т. е. предполагается, что в подготовленной пробе золотинок крупнее 0,1 мм нет.

Если же в начальной пробе имеются золотины крупнее 0,1 мм, например 0,3 мм, которые окажутся неизмельченными, то найденные по формулам (2) и (3) погрешности окажутся $S_{\text{нав}} = 3,45$ г/т и $P_{\text{нав}} = 345$ %, а результат анализа не попадет в допуск и должен быть признан браком, что и происходит при анализе проб с крупным золотом постоянно. Так, на одной из действующих золоторудных фабрик 56 % анализов проб не попадают в допуск.

Если выполнить анализ по схеме рис. 1, то итоговая погрешность при наличии в пробе золотинок любой крупности будет менее 66,4 %. Допустим, что в пробе доля золотинок мельче 0,1 мм будет 40 %, соответственно 60 % золота попадет в надрешетный продукт, будет извлечено плавкой и взвешено. Погрешность же отбора навески от оставшейся части (подрешетного продукта) составит:

$$S_{\text{нав}}^2 = \frac{2 \cdot 2 \cdot 0,17 \cdot 0,8 \cdot 0,9 \cdot 10^6 \cdot 18 \cdot 10^3(0,1 \cdot 10^{-3})}{50 \cdot 10^{-3}} = 0,176 (\text{г/т})^2$$

$$S_{\text{нав}} = 0,42(\text{г/т})$$

$$P_{\text{нав}} = 42 \%$$

Но это решение оказывается непрактичным, так как измельчение пробы массой 12 кг до крупности 0,1 мм и последующий рассев ее на сите 0,1 мм на практике трудно выполнимы.

Поэтому обычно предлагают выполнять стадийную схему подготовки пробы рис. 2.

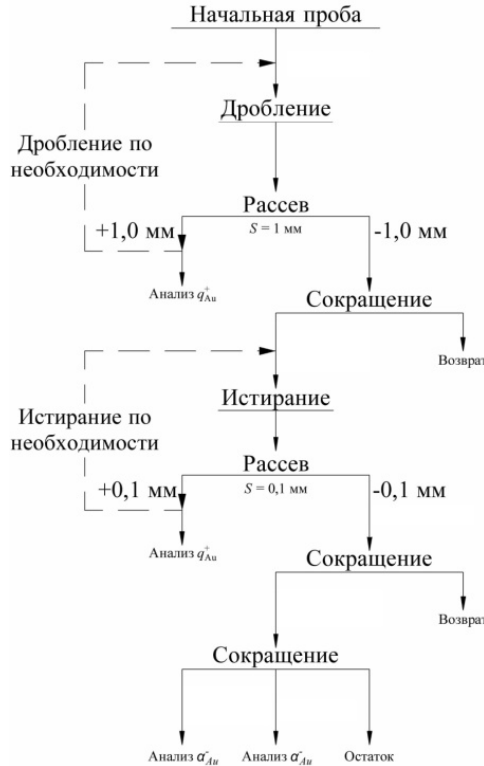


Рисунок 2 – Стадиальная схема подготовки пробы

Особенность этой схемы состоит в том, что после выделения крупного золота из надрешетного продукта выбранного сита (обычно это 1 мм) пробу сокращают, а затем измельчают до крупности 0,1 мм и просеивают на сите 0,1 мм пробу меньшей массы (обычно это 3-3,5 кг). Сокращение пробы по схеме рис. 2 вносит дополнительную погрешность в результат анализа.

Найдем эту дополнительную погрешность, приняв, что на сите $d_s = 1$ мм выделено 30 % золота, то в подрешетном продукте будет $\alpha^- = 1,4$ г/т

$$S^2_c = 2K_{иfAu} \alpha^- \beta \rho_{Au} (d_s)^3 \cdot \left(\frac{1}{q_s} - \frac{1}{q_{нач}} \right) \quad (3)$$

$$S^2_c = 4,11 \text{ (г/т)}^2$$

Если в крупности +0,1 мм после измельчения будет выделено еще 30 % золота, то в подрешетном продукте сита -0,1 мм будет такой же, как и в схеме, рис. 1 $S^2_{нав} = 0,176 \text{ (г/т)}^2$.

Случайная погрешность схемы двух операций сокращения и отбора навески складываются:

$$S^2_{сх} = S^2_c + S^2_{нав} = 4,11 + 0,176 = 4,286 \text{ (г/т)}^2 \quad (4)$$

$$S^2_{сх} = 2,07 \text{ г/т}$$

$$P_{сх} = 207 \%$$

Погрешность анализа по такой схеме оказалась меньше, но также неприемлемо большой. Основной вклад внесла именно операция сокращения пробы на сите 1 мм. Это значит, что такую схему, изображенную на рис. 2 или ей подобную следует рассчитать, выбрав ее параметры, обеспечивающие допустимую погрешность.

На результат анализа пробы влияет распределение золота по крупности, и эффективность грохочения. Это – функции крупности. Они должны быть получены.

I. Распределение золота. Прямой путь – рассеять пробу на классы крупности и выполнить анализ массовой доли в каждом классе. В итоге получим табл. 1

Таблица 1 – Распределение золота в пробе

Класс, мм	Масса	Массовая доля в классе, %	Массовая доля в пробе, %
+1,0	q_5	$\alpha_{5К}$	α_5
-1,0+5	q_4	$\alpha_{4К}$	α_4
-0,5+0,3	q_3	$\alpha_{3К}$	α_3
-0,3+0,1	q_2	$\alpha_{2К}$	α_2
-0,1+0	q_1	$\alpha_{1К}$	α_1
Проба	$q_{нач}$	–	α

II. Эффективность грохочения. Общий вид зависимости эффективности грохочения представлен на рис. 3. Это – извлечение золота на сите d_s в надрешетный продукт.

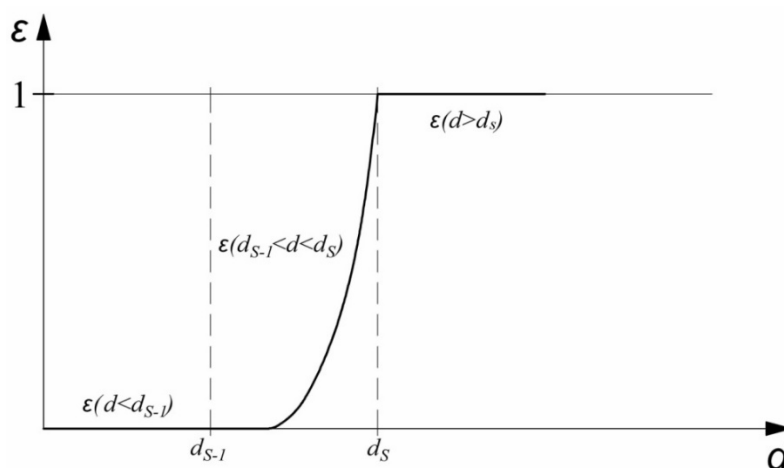


Рисунок 3 – Сепарационная характеристика грохота

Полагаем, что золото крупнее d_s полностью остается в надрешетном продукте, золото в классе $-d_s+d_{s-1}$ частично остаётся в надрешетном продукте $\alpha_{s-1}(1-\epsilon_{s-1})$, золото крупностью $d < d_{s-1}$ полностью переходит в подрешетный продукт.

В соответствии со структурой схемы рис. 2 погрешность анализа составит

$$S_{\alpha}^2 = S_c^2 + \frac{1}{n_{\text{нав}}} \cdot (S_{\text{нав}}^2 + S_M^2) \quad (5)$$

Здесь S_c^2 – погрешность сокращения пробы после грохочения на сите d_s ,
 $n_{\text{нав}}$ – число параллельных навесок при выполнении пробирного анализа, $n_{\text{нав}} = 2$.

$S_{\text{нав}}^2$ – погрешность отбора навески на анализ массой 50 г после грохочения на сите $d_1 = 0,1$ мм;

S_M^2 – погрешность пробирного анализа, $P_M = 10$ %.

$$S_M = \frac{P_M \cdot \alpha}{2 \cdot 100}.$$

Погрешность сокращения

$$S_c^2 = K_{\text{и}} f_{Au} \beta \rho_M \cdot \left(\frac{1}{q_c} - \frac{1}{q_{\text{нач}}} \right) \cdot (d_s)^3 \sum_{i=1}^{n_s} [\alpha_i (1 - \varepsilon_i)]. \quad (6)$$

Здесь $K_{\text{и}}$ – качество работы исполнителя, $K_{\text{и}} = 2$;

f_{Au} – коэффициент формы золотинок, $f_{Au} = 0,17$;

β – массовая доля золота в золотинок, $0,9 \cdot 10^6$ г/т;

ρ_M – плотность золотинок 18000 кг/м³;

$q_{\text{нач}}$ – начальная масса пробы, 12 кг;

q_c – масса сокращенной пробы, 3 кг;

d_s – размер ячейки сита, м;

n_s – число классов, выделяемых в подрешетный продукт;

α_i – массовая доля золота класса в пробе, г/т;

ε_i – извлечение золота в классе в надрешетный продукт, д. е.

Погрешность отбора навески

$$S_{\text{нав}}^2 = K_{\text{и}} f_{Au} \beta \rho_M \cdot \frac{1}{q_{\text{нав}}} \cdot (d_1)^3 \cdot \alpha_1 - (1 - \varepsilon_1). \quad (7)$$

Определив $K_{\text{и}} f_{Au} \beta \rho_M = 5,5 \cdot 10^9$, запишем общую формулу

$$S_{\alpha}^2 = 5,5 \cdot 10^9 \left(\frac{1}{q_c} - \frac{1}{q_{\text{нач}}} \right) \cdot (d_s)^3 \sum_{i=1}^{n_s} \left[\alpha_i (1 - \varepsilon_i) + \frac{1}{n_{\text{нав}}} \cdot \frac{1}{q_{\text{нав}}} \cdot (d_1)^3 \cdot \alpha_1 - (1 - \varepsilon_1) \right] + \frac{1}{n_{\text{нав}}} \cdot \left(\frac{P_M \cdot \alpha}{2 \cdot 100} \right) \quad (8)$$

В этой формуле могут быть по желанию изменены d_s , q_c , $n_{\text{нав}}$, и получены зависимости P_{α} от этих величин.

$$P_{\alpha} = \frac{2S_{\alpha}}{\alpha} \cdot 100. \quad (9)$$

При назначении $P_{\alpha \text{ доп}}$ допустимого значения погрешности получить одно из значений (d_s , q_c или $n_{\text{нав}}$) обеспечивающее $P_{\alpha \text{ доп}}$ при двух других заданных. Но можно найти их оптимальное значение, например $d_{s \text{ опт}}$, $q_{c \text{ опт}}$, $n_{\text{нав опт}}$.

Так как обычно принято $q_c = 3$ кг, $n_{\text{нав}} = 2$, то найдем требуемое d_s .
 Исходные данные: грансостав золота $\alpha_1 = 0,1$ г/т; $\alpha_2 = 0,2$ г/т; $\alpha_3 = 0,2$ г/т; $\alpha_4 = 0,5$ г/т; $\alpha_5 = 1$ г/т

$$\alpha = \alpha_1 + \alpha_2 + \alpha_3 + \alpha_4 + \alpha_5 = 0,1 + 0,2 + 0,2 + 0,5 + 1 = 2 \text{ г/т}$$

Эффективность грохочения

При $i \leq n_s - 1$ $\varepsilon_i = 0$
 $i = n_s$ $\varepsilon_i = 0,2$
 $i > n_s$ $\varepsilon_i = 1.$

Тогда

$$S_\alpha^2 = 5,5 \cdot 10^9 \left[0,25 \cdot (d_S)^3 \sum_{i=1}^{n_s} \alpha_i (1 - \varepsilon_{is}) + 10^{-12} (1 - \varepsilon_1) \right] + 0,005 =$$

$$= 1,375 \cdot 10^9 \cdot (d_S)^3 \cdot \sum_{i=1}^{n_s} \alpha_i (1 - \varepsilon_{is}) + 0,0055 \cdot (1 - \varepsilon_1) + 0,005. \quad (10)$$

Подсчет по этой формуле дает результаты, приведенные в табл. 2.

Таблица 2 – Результаты расчета S_α и относительная погрешность скрин-анализа P_α

Размер ячейки сита d_S , мм	S_α , г/т	P_α , %
1	1,12	112
0,5	0,29	29
0,3	0,18	18
0,1	0,12	12

Нанесем результаты расчета P_α на график рис. 4, на котором по оси абсцисс отложен размер ячейки сита. Относительная погрешность с уменьшением размера ячейки падает, в пределе до 12 %, но этот результат достигим лишь при работе по схеме рис. 1.

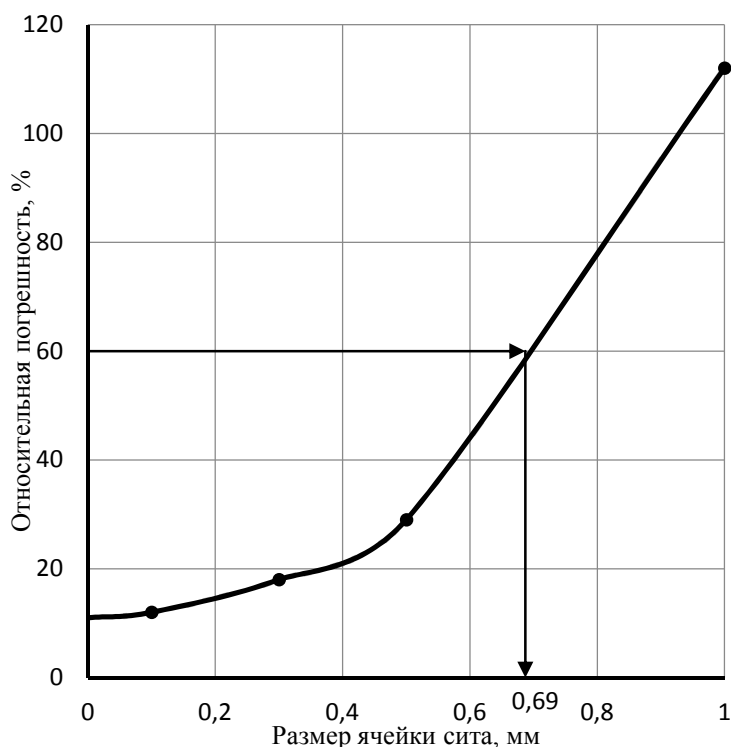


Рисунок 4 – Зависимость относительной погрешности скрин-анализа P_α от крупности высеваемого класса d_S

Примем допустимую относительную погрешность $P_{\text{доп}} = 60 \%$, и по графику рис. 4 определяем, что дробить начальную пробу следует до крупности 0,69 мм с последующим сокращением минусового класса до 3 кг.

Данная методика позволяет определить оптимальные параметры схемы подготовки пробы методом скрин-анализа и при работе с пробой получить необходимую точность анализа.

Список литературы

1. Локонов М. Ф., Петрова М. И., Рейнгардт Е. П. Методика подготовки для анализа проб руды, содержащей интерметаллические соединения платиновых металлов // Обогащение руд. 1984. № 1. С. 44–47.
2. Петров С. В., Бедерова Л. Л., Бороздин А. П. К методике достоверного определения содержания благородных металлов в пробах с крупными выделениями самородных металлов // Обогащение руд. 2015. № 4. С. 44–48.
3. Кавчик Б. К. Схема обработки проб с предварительным извлечением крупного золота // Золотодобыча. 2013. № 177 (Август).
4. Романчук А. И., Никулин А. И., Жарков В. В. Методика гравитационного концентрирования свободного золота при подготовке к анализу проб руд драгоценных металлов // ФГУП «ЦНИГРИ». М. 2005. С. 23.
5. Богомоллов В. А. Экспериментальное обоснование методики определения содержания золота в рудах со свободным золотом // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2013. № 9. С. 104–113.
6. Козин В. З. Опробование минерального сырья: научная монография / Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. – 316 с.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЦИРКУЛЯЦИОННОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ

Пеньков П. М.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Гравитационные методы обогащения являются одними из самых старых методов разделения, основываются на разнице в плотности разделяемых минералов. Область применения центробежных сепараторов обширна. Данные аппараты используются для извлечения частиц повышенной плотности (золота, серебра, платины, касситерита, олова, тантала, вольфрама, свинца и многих других) при обогащении различных типов руд и техногенного сырья.

Широкое распространение данные аппараты получили за счёт высокой удельной производительности и экологической чистоты. Для функционирования они требуют только электроэнергию и воду. В процессе работы аппарата разделение материала происходит без изменения его свойств.

Ускорения, создаваемые в центробежном сепараторе, превышают ускорение свободного падения в десятки и сотни раз. Это позволяет снизить нижний предел крупности разделяемых минералов. В настоящее время снижается количество богатых по благородным металлам россыпных месторождений, в связи с этим особое значение имеет разработка и усовершенствование центробежных аппаратов для обогащения минерального сырья, связаны с необходимостью более полного извлечения ценных компонентов из мелких и тонких классов крупности [1].

При центробежной сепарации происходят потери ценного компонента, которые связаны с тем, что частицы ценного компонента, находящиеся на поверхности пристеночного слоя, за один цикл не успевают попасть в пазы и вымываются из конуса сепаратора вместе с легкой фракцией. Так же повышенное давление турбулизирующей воды для предотвращения забивания пазов конуса центробежного сепаратора может вымывать частицы из пазов конуса [2]. Часто центробежные сепараторы устанавливаются в циклах измельчения для извлечения свободных частиц драгоценных металлов (золота, серебра, платины) [3].

Одним из направлений повышения извлечения ценных компонентов в центробежной сепарации является использование циркуляционной концентрации. За счет многократного прохождения потока пульпы через центробежный сепаратор обеспечиваются более высокие показатели извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию [1].

В лабораторных условиях проведены эксперименты с помощью турбулизационного центробежного сепаратора К-200ВЛ на искусственной смеси кварца, и магнетита. Эксперименты выполнены в открытом цикле и при циркуляции легкой фракции в широком диапазоне изменения технологических параметров центробежной сепарации: давление турбулизирующего агента – от 0,1 МПа до 0,3 МПа, частота вращения чаши – от 1080 об/мин до 1782 об/мин.

Схемы проведения опытов представлены на рисунке 1.

При работе в замкнутом цикле, с целью обеспечения заданной плотности пульпы в питании центробежного сепаратора, в связи с разжижением пульпы турбулизирующей водой, легкая фракция подвергается гидроциклонированию. Пески гидроциклона самотеком поступают в центробежный сепаратор, а слив выводится из цикла.

Из полученных результатов следует, что центробежная сепарация в режиме циркуляции легкой фракции, обеспечивает повышение извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию. При этом низкое давление турбулизирующего агента не способствует разрыхлению частиц в пазах конуса центробежного сепаратора, что приводит к забиванию этих пазов в начале процесса. При более высоком давлении турбулизирующего агента процесс накопления тяжелых частиц в пазах конуса идет равномерно.

Разрыхление частиц в пазах способствует большому накоплению тяжелых минералов.

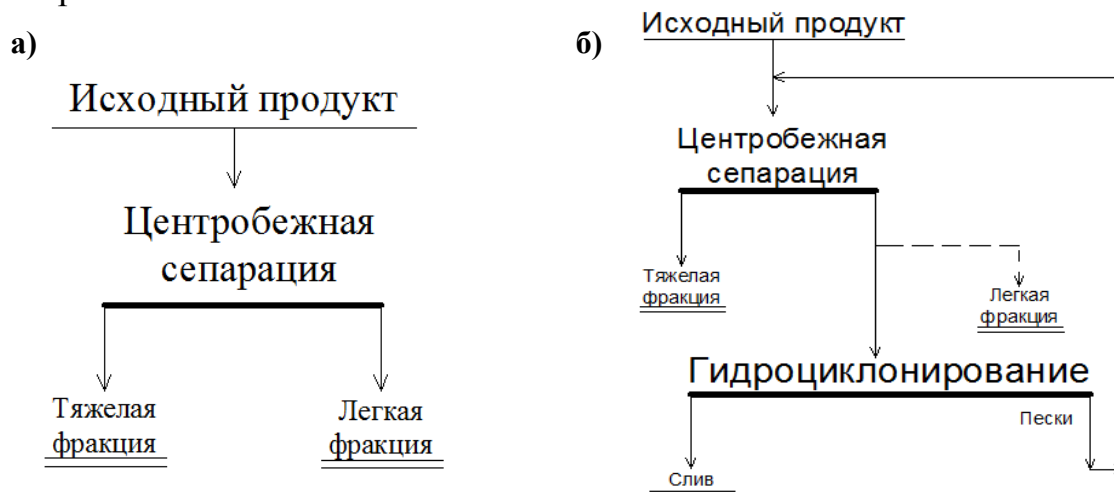


Рисунок 1 – Схемы проведения опытов на искусственной смеси в открытом цикле (а) и при циркуляции легкой фракции (б)

Данные работы проводились на искусственной смеси магнетита и кварца в связи с их легкодоступностью и простотой анализа полученных продуктов центробежной сепарации. Используемый в искусственной смеси магнетит можно сопоставить по плотности с пиритом, тем самым изучить процесс центробежной сепарации относительно пиритсодержащих продуктов.

Для использования результатов, применительно к золотосодержащим продуктам и их аналогам, необходимо использовать материал с более высокой плотностью. Близким к золоту, по плотности, материалом является вольфрам. Ввиду этого были проведены опыты на искусственной смеси кварца и вольфрама. Данная смесь используется как наиболее простая для получения анализов конечных продуктов [4].

Крупность вольфрама составляла $-0,04+0,02$ мм, кварца $-0,1+0,01$ мм. Предварительно готовилась смесь общей массой 2000 г с содержанием в ней вольфрама 5 %. Исходное питание в центробежный сепаратор подавалось в виде пульпы с $\beta_{тв} = 30$ %.

Эксперименты проведены в лабораторных условиях с помощью турбулизационного центробежного сепаратора К-200ВЛ на искусственной смеси кварца, и вольфрама. Эксперименты выполнены в открытом цикле и при циркуляции легкой фракции, давление турбулизующего агента – от 0,1 МПа до 0,15 МПа, частота вращения чаши – от 950 об/мин до 1200 об/мин.

Результаты опытов после математической обработки представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Режимы и результаты опытов по турбулизационной центробежной сепарации искусственной смеси вольфрама и кварца в открытом цикле

Номер опыта	Обороты, об/мин	Давление, МПа	γ , %	β , %	ε_w , %
1	1000	0,15	22,50	12,80	57,70
2	1100	0,10	23,9	17,58	81,92
3	1200	0,10	23,30	16,31	76,00
4	950	0,15	20,43	9,44	38,58
5	1200	0,15	19,74	5,46	21,55

Анализ полученных результатов показывает, что оптимальным режимом сепарации является режим, при котором частота вращения конической чаши составляет 1100 об/мин и давление турбулизующей воды 0,1 МПа. В связи с этим были проведены эксперименты при циркуляции легкой фракции в замкнутом цикле для обеспечения повышенного извлечения ценного компонента в тяжелую фракцию.

Схема проведения опыта представлена на рисунке 2.

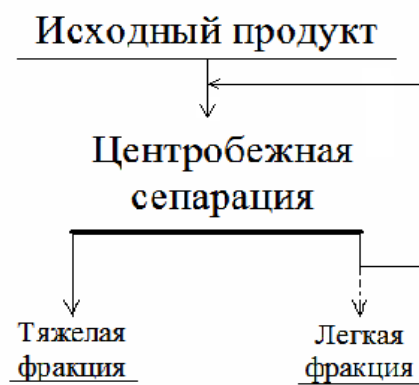


Рисунок 2 – Схемы проведения опытов на искусственной смеси

Условия для приготовления смеси были аналогичны предыдущему опыту, $\beta_w = 30\%$.

Данные экспериментов после математической обработки представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Режимы и результаты опытов по турбулизационной центробежной сепарации искусственной смеси вольфрама и кварца в замкнутом цикле

Номер опыта	Количество циклов	Обороты, об/мин	Давление, МПа	γ_w , %	β_w , %	ε_w , %
1	1	1100	0,10	22,54	3,99	90,12
2	2	1100	0,10	22,65	4,07	92,21
3	4	1100	0,10	22,60	4,08	92,25
4	6	1100	0,10	22,59	4,08	92,26

Из полученных данных следует, что извлечение ценного компонента растет с увеличением продолжительности циркуляции. Но после четвертого цикла происходит выравнивание показателей массовой доли и извлечения вольфрама в концентрат. В связи с этим увеличивать количество циклов циркуляции не является целесообразным.

Результаты экспериментов свидетельствуют о высокой эффективности центробежной сепарации в режиме циркуляции легкой фракции. Центробежная сепарация с использованием циркуляционной концентрации позволяет увеличить извлечение частиц повышенной плотности в тяжелую фракцию и повысить качество тяжелой фракции.

Список литературы

1. Хамидулин И. Х. Технологии извлечения золота с использованием циркуляционной концентрации: дисс... канд. техн. наук.: 25.00.13 / Хамидулин Иршат Халилович. – Екатеринбург, 2017.
2. Пеньков П. М. Исследование центробежной сепарации на искусственной смеси магнетита и кварца: Научно-техническая конференция "Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья", в рамках VII уральского горнопромышленного форума Екатеринбург, 17-19 октября 2017 г. – С. 184-185.
3. Фалей Е. А. Исследование закономерностей и разработка технических решений турбулизационной центробежной сепарации минерального сырья: дисс... канд. техн. наук: 25.00.13 / Фалей Екатерина Александровна. – Екатеринбург, 2014.
4. Пеньков П. М. Особенности разделения минералов в центробежном поле: Материалы XXIV Международной научно-технической конференции Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья 9-12 апреля 2019 г. Екатеринбург, 2019 – С. 431-433.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЕЛЕНОВСКОЕ»

Завьялов С. С.

ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Сухие гравитационные сепараторы, используют для предварительной сортировки и обогащения материалов по принципу разделения частиц разной плотности, а также для возможной стадии предварительного обогащения. Для того чтобы в мире с ограниченными водными ресурсами и растущими издержками, а также ограничением по площадям шламохранилищ соответствовать экологическим и экономическим требованиям, повышается спрос на новые технологии обогащения, которые позволяют снизить затраты на процессы разделения, а также оптимизировать мокрые процессы обогащения.

Минералогический состав руды Еленовского месторождения приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты минералогического анализа

Наименование рудных минералов	Средняя массовая доля в руде, %	Наименование не рудных минералов	Средняя массовая доля в руде, %
Халькопирит	2,5	Турмалин	30-90
Пирит	2,5	Кварц	5-70
Молибденит	0,0-0,5	Плагиоклаз	Незначительно
Галенит	0,5	Серицит	0,5
Гематит	0,5	Биотит	0-10
Сфалерит	0,5	Хлорит	2-10
Ильменит	0,4	Эпидот	2-10
Халькозин	0,4	Кальцит	0,2
Ковеллин	0,2-0,3	Лейкоксен	Незначительно
Борнит	0,1-0,2	Апатит	Незначительно
Рутил	Незначительно	Сфен	Незначительно
Лимонит	Незначительно		
Золото	Определяются химически		
Серебро			

Главными рудными минералами, как видно из таблицы, являются халькопирит, пирит и молибденит. Второстепенными и редкими минералами являются сфалерит, магнетит, ильменит, халькозин, ковеллин, лимонит, галенит, борнит, рутил, золото и серебро.

Халькопирит – в большинстве случаев количество халькопирита не превышает 5-10 % (по определению на глаз), что составляет 1-2 % рудной массы.

Исходная руда крупностью менее 12 мм подвергается грохочению на грохоте с получением классов крупности –12+6 и –6 мм. Класс крупности –12+6 мм направляются на обогащение в воздушный полочный сепаратор (ПВС). Принципиальная схема установки представлена на рисунке 1. Класс крупности –6+3 мм; –3+1,4 мм; –1,4+0,5 мм; –0,5 мм. Полученные классы крупности отправляются на воздушную пневматическую сепарацию по скоростям витания. После пневматической сепарации получены три продукта: концентрат, промпродукт и хвосты. Принципиальная схема установки представлена на рисунке 2.

Лабораторные эксперименты выполнялись следующим образом.

Исходный материал подается в загрузочный лоток 4, далее материал самотеком скатывается в поток струи воздуха из воздуходувки 2. После прохождения через поток воздуха материал распределяется по ячейкам 5, 6, 7 и 8. Накопленный материал в ячейках взвешивается и подвергается химическому анализу. Полученные результаты представлены в таблице 2.

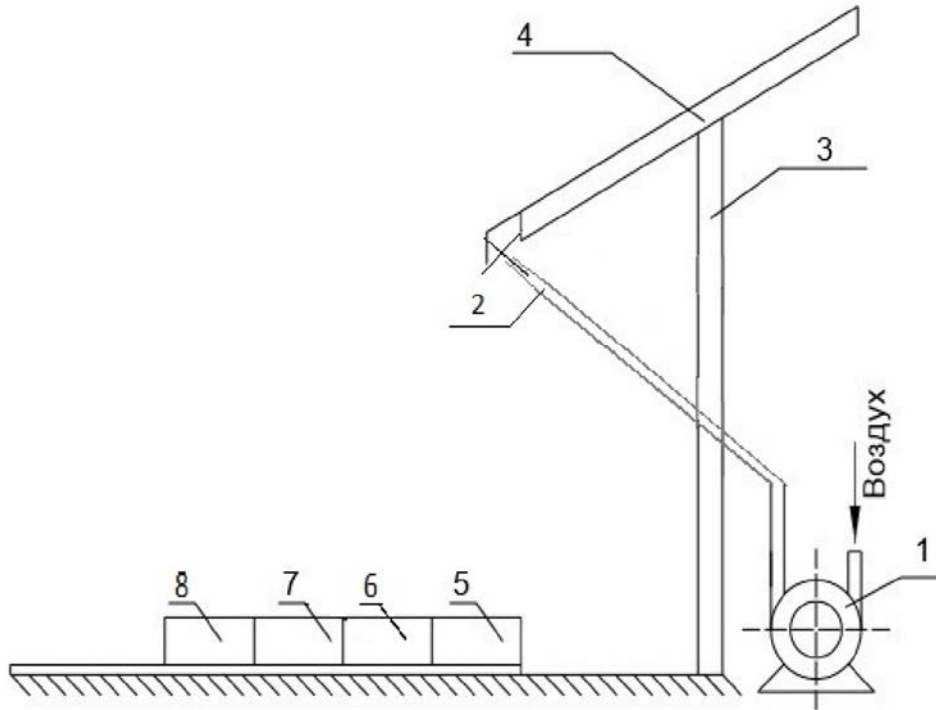


Рисунок 1 – Принципиальная схема лабораторной установки ПВС:
 1 – воздуходувка; 2 – сопло; 3 – станина; 4 – загрузочный лоток;
 5-8 – ячейки для приема продуктов разделения

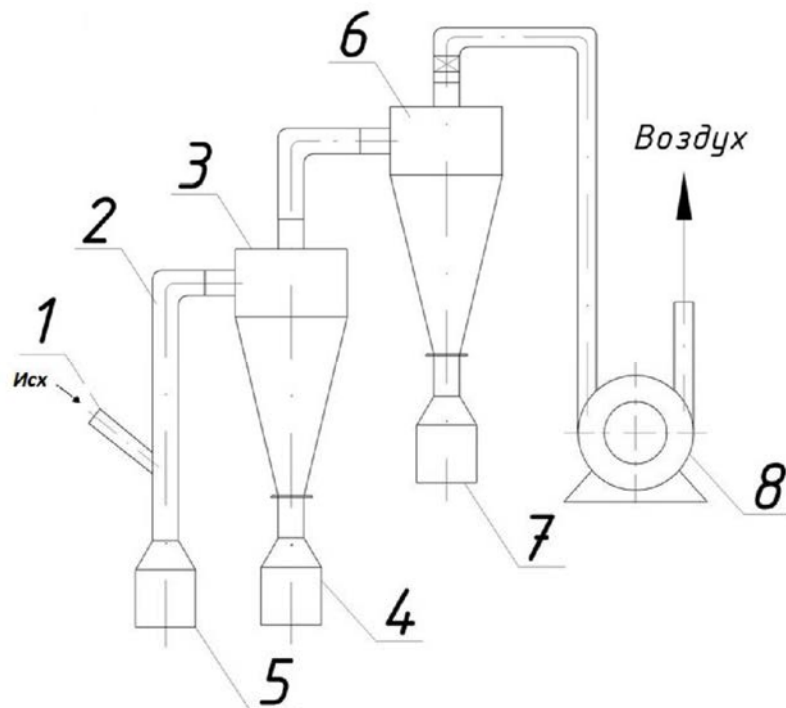


Рисунок 2 – Принципиальная схема установки для разделения частиц различной плотности по скоростям витания частиц в восходящем потоке:
 1 – загрузочный лоток; 2 – труба восходящего потока; 3 – циклон для улавливания легкой фракции; 4 – бункер для легкой фракции; 5 – бункер для тяжелой фракции;
 6 – циклон для улавливания пыли; 7 – бункер для пыли; 8 – воздуходувка

Таблица 2 – Результаты ПВС класса крупности –12+6 мм при угле наклона

Наименование	Выход, %	Массовая доля Cu, %	Извлечение Cu, %
Тяжелая фракция	10,62	16,76	13,64
Пром. продукт 1	54,80	3,40	73,44
Пром. продукт 2	22,09	0,196	10,77
Легкая фракция	12,49	0,07	2,15
Итого:	100,00	3,70	100,00

При предварительном обогащении класса крупности –12+6 мм можем избавиться от 34,58 % пустой породы с содержанием меди в ней 0,16 %, при потерях 12,92 %. Возможно получить кондиционный концентрат с выходом 10,62 % при содержании 16,76 % и руду на дальнейшую флотацию или переработку с выходом 54,8 % массовая доля 3,40 %.

Лабораторные эксперименты выполнялись следующим образом.

Исходное питание подается по желобу 1 в зону восходящего потока, где с помощью воздуходувки 8 воздух засасывается в разделительную трубу 2, в которой происходит разделение материала по плотности, основанное на различии в скоростях витания. Легкая фракция с меньшим значением скорости витания в трубе 2 выносятся вверх и улавливаются в циклоне 3 накапливаясь в бункере 4. Тяжелые частицы с большим значением скорости витания выпадают из трубы 2 и накапливаются в бункере 5. Циклон 6 с бункером 7 служит для улавливания пыли из воздуха.

Скорость восходящего потока воздуха на входе в разделительную трубу 2 принята в качестве переменного фактора, в диапазоне от 11 м/с до 19 м/с.

Полученные результаты представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты лабораторных экспериментов

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Концентрат	4,17	17,14	18,19
Пром. продукт	91,24	3,51	81,58
Хвосты	4,59	0,20	0,23
Исходное питание	100	3,93	100

При предварительном обогащении класса крупности –6+0,5 мм можем избавиться от 4,59 % пустой породы с содержанием меди в ней 0,20 %, при потерях 0,23 %. Возможно получить кондиционный концентрат с выходом 4,17 % при содержании 17,14 % и руду на дальнейшую флотацию или переработку с выходом 91,24 % массовая доля 3,51 %.

В целом исследования показали, что классы крупности в диапазоне от 12 до 0,5 мм обогащаются достаточно эффективно с получением кондиционного концентрата, отвальных хвостов и промежуточного продукта, направляемого на дальнейшее обогащение в цех флотации.

Список литературы

1. Морозов Ю. П., Завьялов С. С., Джураев Х. Р. Исследование разделения сульфидной руды по скорости витания в восходящем потоке воздуха. Научно-техническая конференция "Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья", в рамках VII уральского горнопромышленного форума Екатеринбург, 17-19 октября 2017 г. – С. 192-194.

УДК 543.272

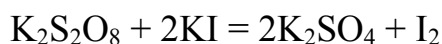
ЖИДКОФАЗНОЕ ОКИСЛЕНИЕ KI ПЕРСУЛЬФАТОМ В ПРИСУТСТВИИ СОЕДИНЕНИЙ МЕДИ (II) И ЖЕЛЕЗА (III)

Меньшиков С. Ю.¹, Завьялов С. С.¹, Белозерова К. А.², Важенин В. А.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Реакция взаимодействия иодид – иона с насыщенным раствором персульфата удобная модельная реакция для изучения каталитических свойств солей и комплексов переходных металлов. Кинетику этого взаимодействия можно изучать спектрофотометрически по увеличению концентрации накопления элементарного йода, образующегося в качестве одного из продуктов данной реакции.



Вместе с тем для этой реакции представляет интерес с целью изучения свойств катализатора до и после окисления использование методов ЭПР и РФА. В нашей работе скорость реакции взаимодействия иодида калия и персульфата калия была изучена по зависимости увеличения концентрации продукта реакции I_2 в реакционном растворе как в отсутствии катализатора (Кт), так и в присутствии каталитических количеств CuSO_4 и FeCl_3 .

При этом для гомогенных катализаторов скорость реакции должна быть прямо пропорциональна количеству катализатора, в то время как для гетерогенных катализаторов зависимость скорости реакции от количества катализатора не должна быть линейной (если изучать в этой реакции, например, каталитические свойства магнетита или кеплерата $\text{Mo}_7\text{Fe}_{30}$ [1]).

Концентрацию йода в окрашенном в коричневый цвет водном растворе определяют напрямую без добавления крахмала, используя специальный датчик оптической плотности, входящий в комплект лаборатории L-

микро [2], изменяя при этом только объем добавляемого раствора катализатора. После пересчета значений датчика оптической плотности на концентрацию йода были получены кинетические зависимости накопления йода от времени, одна из которых представлена на рис. 1. Несмотря на то, что процесс накопления I_2 при взаимодействии KI и $K_2S_2O_8$ изучается колориметрически, он вполне удовлетворительно описывается уравнением $C = a(1 - e^{-kt})$. Где C – концентрация I_2 , k – константа скорости, t – время. Ранее с использованием программы Origin данное уравнение позволило спектрофотометрически определить кинетические параметры реакции восстановления антрахинона в антрагидрохинон [3]

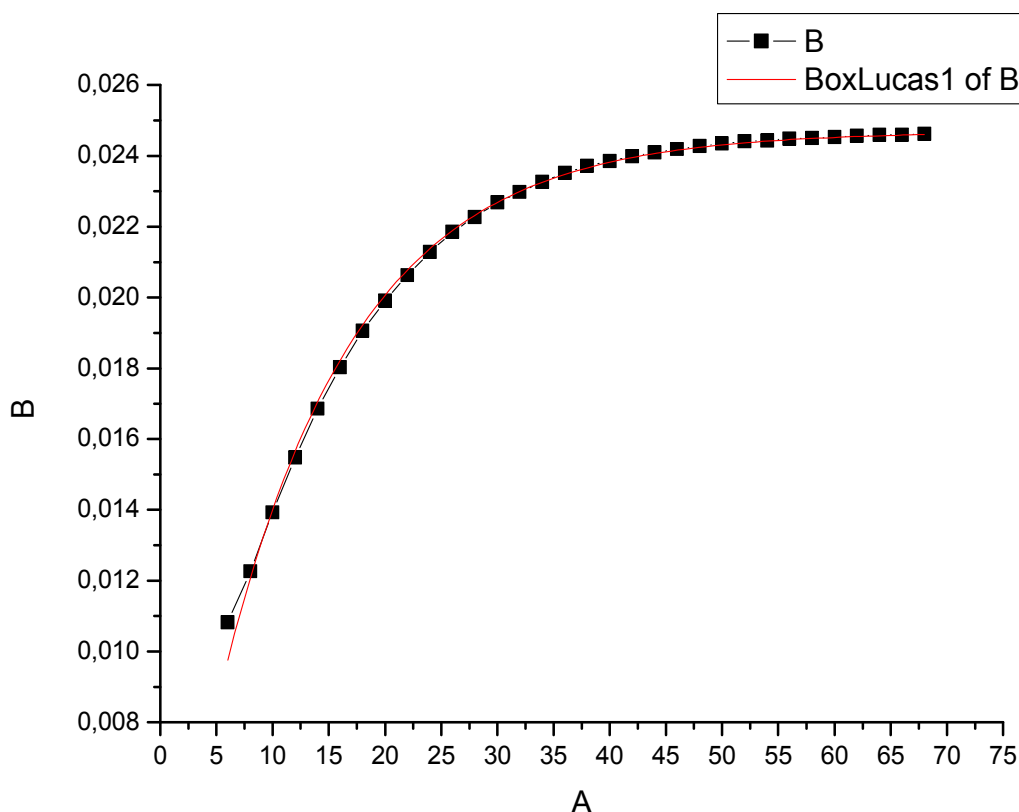


Рисунок 1 – Зависимость концентрации накопления I_2 (моль/л) от времени (сек) при добавлении к 100 мл 1М раствора KI 1 мл насыщенного раствора $K_2S_2O_8$ при 40 °С в присутствии катализатора Mo_7Fe_3O

Значения констант скорости, полученные в отсутствие катализатора, в присутствии каталитических количеств $CuSO_4$ и $FeCl_3$ при различных температурах приведены в табл. 1.

На рисунке 2 приведена зависимость $\ln[a/(a-c)]/k$ от времени на начальном участке реакции в отсутствие катализатора. Из полученной зависимости линейного характера можно сделать вывод, что обработка кинетических данных по уравнению псевдопервого порядка была правомерна.

Таблица 1 – Значение констант скоростей от молярного соотношения реагентов и температуры реакции, рассчитанные с помощью программы Origin

№	T, °K	K _T	Молярное соотношение H ₂ O:KJ:K ₂ S ₂ O ₈ :K _T	k, моль/л•сек	a
1	293	–	5,5786:0,1:0,000137:0	0,01323	0,01687
2	293	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,01672	0,01574
3	293	–	5,5786:0,1:0,000137:0	0,01988	0,0058
4	313	–	5,5786:0,1:0,000137:0	0,06448	0,01869
5	313	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,06266	0,01571
6	293	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,02462	0,01163
7	313	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,08601	0,01279
8	293	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,01656	0,01097
9	313	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,0796	0,52417
10	293	–	5,6064:0,1:0,000173:0	0,01091	0,00992
11	293	–	5,6619:0,1:0,000346:0	0,02079	0,02684
12	313	–	5,6619:0,1:0,000346:0	0,07981	0,03229
13	293	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,02824	0,01441
14	293	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,0214	0,01052
15	293	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,03505	0,00829
16	313	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,09886	0,0185
17	293	CuSO ₄	5,6619:0,1:0,000173:0,00000625	0,02765	0,01595
18	313	CuSO ₄	5,6619:0,1:0,000173:0,00000625	0,08016	0,01882
19	293	CuSO ₄	5,7175:0,1:0,000173:0,0000125	0,03103	0,01445
20	293	CuSO ₄	5,7175:0,1:0,000173:0,0000125	0,01983	0,01179
21	313	CuSO ₄	5,7175:0,1:0,000173:0,0000125	0,11901	0,01792
22	313	CuSO ₄	5,7175:0,1:0,000173:0,0000125	0,09667	0,01257
23	293	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,0139	0,01125
24	313	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,13683	0,01983
25	313	CuSO ₄	5,6341:0,1:0,000173:0,000003125	0,10331	0,01165
27	313	CuSO ₄	5,6619:0,1:0,000173:0,00000625	0,11015	0,00998
28	293	FeCl ₃	5,6341:0,1:0,000137:0,00000560	0,01946	0,0095
29	293	FeCl ₃	5,6944:0,1:0,000137:0,0000112	0,02314	0,00892
30	293	FeCl ₃	5,7222:0,1:0,000173:0,0000112	0,02755	0,01606
31	313	FeCl ₃	5,6111:0,1:0,000137:0,00000280	0,12263	0,0145
32	313	FeCl ₃	5,6341:0,1:0,000173:0,00000280	0,16777	0,02025
33	313	FeCl ₃	5,6341:0,1:0,000137:0,00000560	0,25591	0,00922
34	313	FeCl ₃	5,7222:0,1:0,000173:0,0000112	0,18194	0,01162
35	293	FeCl ₃	5,7778:0,1:0,000346:0,0000112	0,03731	0,0289
36	293	FeCl ₃	5,6111:0,1:0,000137:0,00000280	0,02008	0,00824
37	313	FeCl ₃	5,6111:0,1:0,000137:0,00000280	0,13579	0,02008
38	293	FeCl ₃	5,6111:0,1:0,000137:0,00000280	0,03003	0,00883
39	293	FeCl ₃	5,6341:0,1:0,000173:0,00000280	0,03439	0,00753
40	293	FeCl ₃	5,6619:0,1:0,000173:0,00000560	0,01496	0,02033
41	313	FeCl ₃	5,6619:0,1:0,000173:0,00000560	0,1132	0,02026
42	313	FeCl ₃	5,6111:0,1:0,000137:0,00000280	0,12139	0,01213

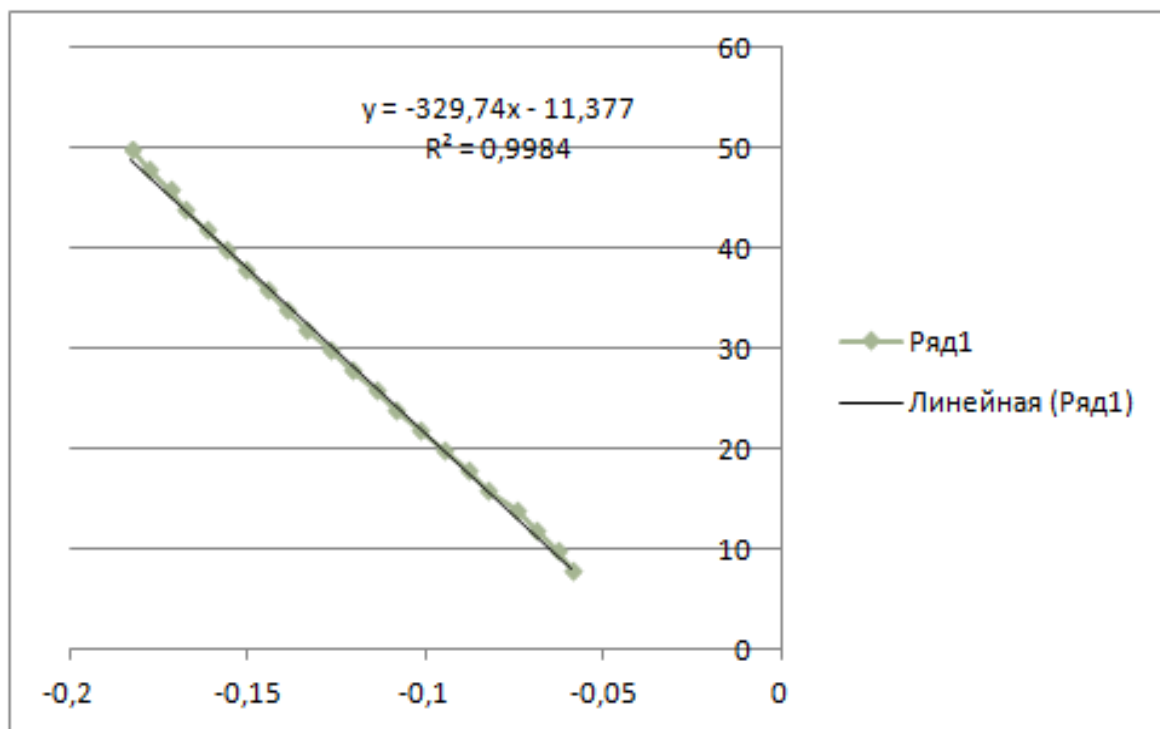


Рисунок 2 – Зависимость $\ln[a/(a-c)]/k$ от времени t для опыта 3:
 a – предэкспоненциальный множитель; c – текущая концентрация йода;
 k – константа скорости реакции

Из данных таблицы 1 можно получить линейную зависимость константы скорости данной реакции при увеличении мольного соотношения $KJ:K_2S_2O_8$. Используя данные таблицы 1 по формуле: $E_A = \frac{R T_1 T_2}{T_2 - T_1} \ln \frac{k_{T_2}}{k_{T_1}}$, можно также оценить значения энергий активации реакции окисления иодид-иона персульфатом в отсутствие катализатора и в присутствии каталитических количеств ионов $Cu(II)$ и $Fe(III)$. Однако на эти значения, по-видимому, оказывает влияние природа иона, что сказывается на настройке датчика оптической плотности. Ионы $Cu(II)$ и $Fe(III)$ окрашены и кроме того при их введении до добавления персульфата в растворе появляется некоторое количество I_2 , также влияющего на настройку датчика. В этой связи следует говорить только о среднем значении энергии активации, рассчитанной при одинаковом соотношении субстрата и окислителя. К примеру, такое среднее значение E_a из 14 опытов составило величину 61,7 кДж/моль. Зависимости констант скоростей от концентрации ионов $Cu(II)$ и $Fe(III)$ имеют линейный характер, что характерно для гомогенных катализаторов.

Список литературы

1. Завьялов С. С., Асадов О. И., Гагарин И. В., Остроушко А. А., Важенин В. А., Суриков В. Т., Меньшиков С. Ю. Использование методов РФА и ЭПР при жидкофазном окислении KI пересульфатом в присутствии кеплерата $\text{Mo}_{72}\text{Fe}_{30}$ // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIV МНТК, проводимой в рамках XVII Уральской горнопромышленной декады – Екатеринбург: Изд-во “Форт Диалог-Исеть”, 2019. С. 405-408.
2. Жилин Д. М. Общая химия. Практикум L-микро: руководство для студентов. – М.: МГИУ, 2006. – 322 с.
3. Меньшиков С. Ю., Вураско А. В., Дрикер Б. Н., Микушина Ю. В., Еремин Д. В. Влияние примесей в антрахиноне на его каталитическую активность в процессе делигнификации // ЖПХ, 2010, Т. 83, № 5, С. 849.

УДК 669.2

ВАРИАТИВНОСТЬ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЦИНКОВЫХ ПОРОШКОВ ПРИ ИХ ЭЛЕКТРОЭКСТРАКЦИИ ИЗ ЩЕЛОЧНЫХ РАСТВОРОВ

Наумов К. Д., Лобанов В. Г.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время активно разрабатываются подходы электрохимического восстановления цинка из щелочных растворов, обеспечивающие получение цинковых порошков, соответствующих мировым стандартам качества. Привлекательность электрохимического метода обусловлена короткой схемой производства: после щелочного выщелачивания цинк содержащего сырья и очистки от примесных элементов возможно получать товарный порошок непосредственно из раствора.

Для развития гидрометаллургического метода получения цинковых порошков необходимо установить потенциальные сферы их применения, что возможно после исследования их физико-химических свойств. В частности, важными показателями является гранулометрический состав и значение удельной поверхности.

Получение цинковых порошков и определение их свойств проводили при изменении условий электроэкстракции (концентрация Zn и NaOH в растворе)

Установлено, что увеличение концентрации цинка ведёт к увеличению средней величины зерен образующихся зародышей и уменьшению удельной поверхности цинкового порошка. Увеличение концентрации щелочи, в свою очередь, даёт обратный эффект (рисунки 1 и 2).

В результате изучения влияния концентраций цинка и щелочи получены порошки с размерами частиц от 59 мкм ($30 \text{ г/дм}^3 \text{ Zn}$, $400 \text{ г/дм}^3 \text{ NaOH}$) до 121 мкм ($50 \text{ г/дм}^3 \text{ Zn}$, $300 \text{ г/дм}^3 \text{ NaOH}$). Чем мельче размер частиц получаемых порошков, тем, соответственно, выше их удельная площадь поверхности. Удельная площадь поверхности напрямую связана с крупностью получаемых порошков и их микроструктурой. Установленный диапазон значений удельной площади поверхности для исследованных порошков крупностью 59-121 мкм составил $1,4\text{-}2,3 \text{ м}^2/\text{г}$, что в 1,2-2 раза выше, чем у сферических цинковых порошков крупностью 10 мкм, получаемых методом дистилляции расплава. Высокая удельная площадь поверхности обеспечивается дендритной формой электролизных порошков.

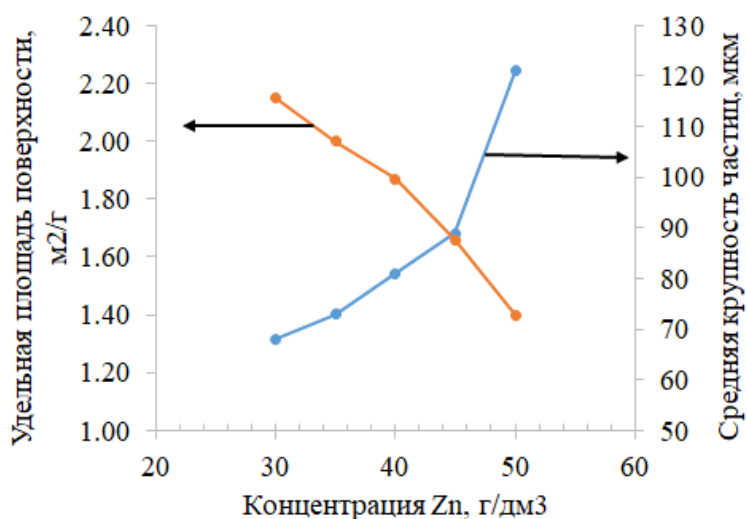


Рисунок 1 – зависимость средней крупности частиц и удельной площади поверхности от концентрации Zn в электролите (г/дм^3)

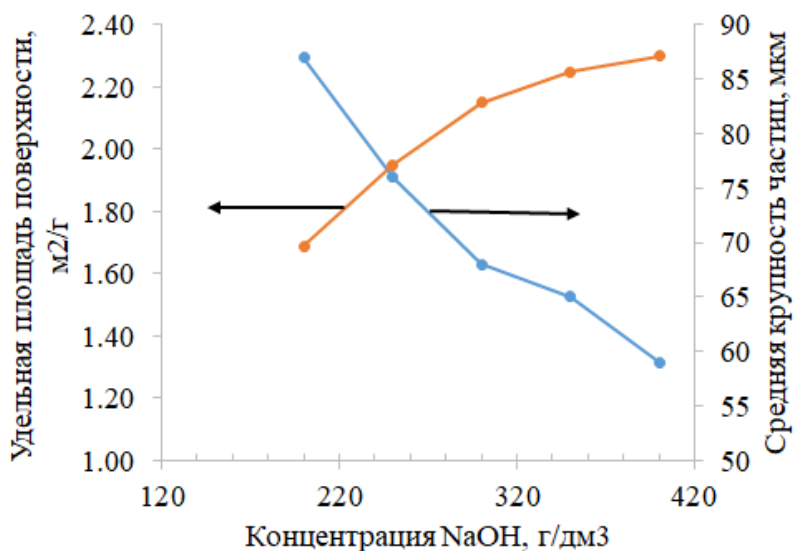


Рисунок 2 – зависимость средней крупности частиц и удельной площади поверхности от концентрации NaOH в электролите (г/дм^3)

Высокая удельная поверхность и большая крупность частиц цинковых порошков являются благоприятным сочетанием признаков с точки зрения процесса цементации благородных металлов. В других областях применения более значимым фактором является дисперсность порошка. Определение условий электроэкстракции, при которых будет минимизирован размер частиц получаемых порошков, требует продолжения исследований в данном направлении.

УДК 669.243.82; 669.054.83

ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ШЛАМОВ ГАЛЬВАНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

Маковская О. Ю., Брянцева Н. И.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Применение гальванических покрытий является наиболее распространенным методом защиты металлов от коррозии. Чаще всего, отработанные электролиты из ванн нанесения различных покрытий объединяют и нейтрализуют, после чего полученные осадки вывозят в шламохранилища. Как правило, шламы нейтрализации гальванических производств содержат никель, хром, медь, цинк. В России существует несколько тысяч крупных гальванических производств и десятки тысяч небольших участков нанесения гальванических покрытий. Поэтому переработка данного вида техногенных отходов целесообразна не только с точки зрения извлечения и возврата в производство цветных металлов, но и с позиции снижения экологической нагрузки от деятельности предприятий [1]. Значительная неоднородность шлама по составу создает дополнительные трудности для разработки оптимальной схемы его переработки. Наиболее целесообразным способом переработки такого сложного сырья является гидрометаллургический, обеспечивающий селективное извлечение цветных металлов. В качестве растворителей применяют серную кислоту, аммиак [2] и растворы комплексообразователей [3].

В работе исследованы шламы Димитровградского автоагрегатного завода. Состав приведен в таблице 1.

Образцы шлама, взятые из разных точек шламохранилища, имеют заметные вариации в составе, поэтому для исследований шлам усредняли.

Фазовый состав представлен следующими соединениями: $\text{Ni}(\text{OH})_2$, $\text{Zn}(\text{OH})_2$, $\text{Cu}(\text{OH})_2$, $\text{Ca}(\text{OH})_2$, Ca_2SiO_4 , SiO_2 , $\text{Cr}(\text{OH})_3$. Шлам в значительной степени смешан с кремнеземом, что обусловлено условиями его размещения в шламохранилище. Одна из задач исследования состояла в переводе в раствор цветных металлов при сохранении в кеке железа и хрома.

Таблица 1 – Химический состав исходного шлама

Образец	Содержание, %						
	Ni	Zn	Cu	Pb	Fe	Ca	Cr
Образец №1	3,97	1,26	0,82	0,035	0,58	0,01	4,71
Образец №2	6,98	1,43	1,14	0,11	0,64	1,71	8,02
Образец №3	3,88	1,73	1,03	0,25	0,81	0,84	2,11
Образец №4	3,46	1,65	0,93	0,21	0,74	2,19	1,81
Образец №5	7,06	1,94	1,55	0,23	0,98	1,21	7,11
Усредненный	6,64	1,33	1,06	0,13	0,58	1,26	7,41

Было проведено серноокислотное выщелачивание исходного шлама в следующих условиях: рН = 1,5; Т = 25 °С, масса шлама 25 г, объем раствора 200 см³. рН регулировали введением H₂SO₄ (1М). Продолжительность процесса 1 час.

Известно, что применение растворов комплексообразователей может быть эффективно для выщелачивания цветных металлов из шламов [1]. В качестве реагентов-растворителей, позволяющих селективно извлекать цветные металлы в присутствии железа и хрома, были изучены Трилон Б и соли аммония.

Трилонатное выщелачивание исходного шлама проводили в следующих условиях: рН = 7-8, Т = 25 °С, масса шлама 20 г, объем раствора 200 см³, концентрация Трилона Б 75 г/дм³. Продолжительность процесса 1 час. рН во время выщелачивания корректировали добавлением раствора NaOH.

Аммиачно-хлоридное выщелачивание проводили в следующих условиях: рН = 8-9, Т = 25 °С. Масса шлама 20 г, объем раствора 200 см³. Концентрация хлорида аммония 0,25 М. рН во время выщелачивания корректировали добавлением концентрированного аммиака. Продолжительность процесса 1 час. Результаты выщелачивания представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты выщелачивания различными реагентами

Растворитель	Продукт	Извлечение, %						
		Cu	Ni	Zn	Pb	Fe	Cr	Ca
H ₂ SO ₄	Раствор	93,3	70,2	90,3	0	7,02	45,8	1,5
	Кек	5,8	25,4	5,5	100	85,7	48,8	95,8
Трилон Б	Раствор	69,1	63,6	25,6	0	1,8	12,9	0
	Кек	26,5	34,2	67,8	99	91,3	88,4	100
NH ₄ Cl+NH ₄ OH	Раствор	43,8	22,5	21,6	0	0,2	0	0,3
	Кек	50,5	68,2	74,7	98,2	98,2	99,2	97,4

При сернокислотном выщелачивании степень извлечения цветных металлов в раствор достигает 93 % и выше. Показатели извлечения могут быть улучшены при использовании растворов с более высокой концентрацией серной кислоты, однако вместе с тем значительно возрастает растворимость гидроксидов железа и хрома.

В кеке остаются свинец и кальций, гидроксиды которых покрываются пассивирующей пленкой в сернокислых растворах. При проведении выщелачивания при $pH > 1,5$ более 90 % железа остается в кеке. В условиях эксперимента хром практически поровну распределяется между раствором и кеком.

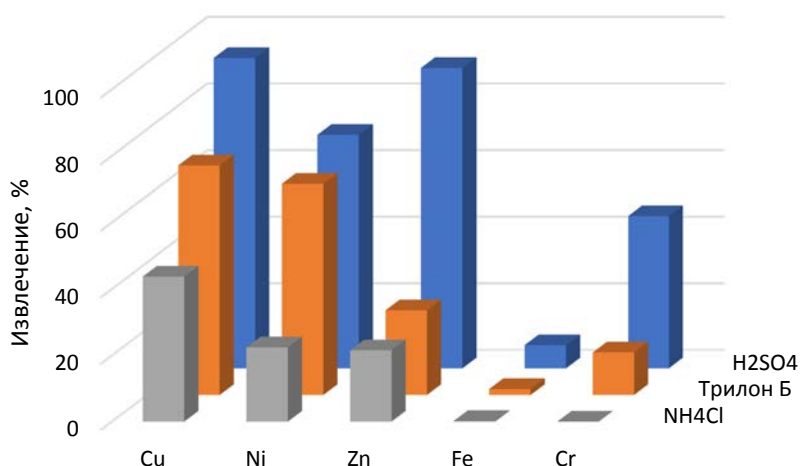


Рисунок 1 – Сравнение эффективности реагентов-растворителей

По результатам проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Сернокислотное выщелачивание обеспечивает наибольшее извлечение цветных металлов в раствор (свыше 90 %), но при этом не обеспечивает селективность по хрому.

2. Выщелачивание шлама растворами Трилона Б позволяет достаточно полно перевести в раствор медь и никель при умеренном переходе в раствор хрома. Однако высокая стоимость реагента ограничивает его широкое применение.

3. Перспективным является выщелачивание в растворе солей аммония. Аммиачно-хлоридное выщелачивание полностью исключает загрязнение продуктивных растворов хромом и железом. Процесс требует дальнейшего изучения и оптимизации условий.

Список литературы

1. Наумов, В. И. Утилизация шлама гальванических производств / В. И. Наумов, Ю. И. Наумов, А. П. Галкин, Т. В. Сазонтьева // Гальванотехника и обработка поверхности. 2009. – Т. 17, № 3. – С. 41-47.

2. Silva J. E., Soares D., Paiva A. P., Labrincha J. A., Castro F. Leaching behaviour of a galvanic sludge in sulphuric acid and ammoniacal media // Journal of Hazardous Materials. – 2005. – В121. – P. 195-202.

3. Makovskaya O. Yu., Kostromin K. S. Leaching of non-ferrous metals from galvanic sludges // Materials Science Forum. – 2019. – Vol. 946, – P. 591-595.

УДК 622.7

РЕЗУЛЬТАТЫ ЛАБОРАТОРНЫХ И ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ УЛЬТРАТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ ФЛОТАЦИИ ШЛАКОВ

**Чинова Н. Б.¹, Коновалова С. Г.², Левченко Г. Н.², Мамонов С. В.^{1,3},
Зинченко А. М.⁴, Василенко С. Н.⁴, Кириллов А. С.^{2,3}**

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

²АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

³НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

⁴ООО «БФК Инжиниринг», г. Москва, Россия

Шлаки медеплавильного производства можно охарактеризовать, как труднообогащаемые. Они характеризуются сложным минеральным составом, весьма тонким взаимным проращением медьсодержащих минералов в шлаковой составляющей, наличием существенного количества окисленных форм меди, ферритов, вторичных минералов, повышенной крепостью и образованностью.

Основными переработчиками шлаков на Урале являются обогатительные фабрики ОАО «Среднеуральский медеплавильный завод», ОАО «Святогор», Филиал «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь», ЗАО «Карабашмедь». Известны случаи переработки шлаков на Гайской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках. Эти предприятия перерабатывают как богатый конвертерный, так и бедный отвальный шлаки. При обогащении конвертерного шлака с содержанием меди 2-5 % на обогатительных фабриках достигают извлечение меди в медный концентрат на уровне более 85 %. При обогащении отвального шлака, содержащего от 0,6 до 1,2 % меди, практически на всех обогатительных фабриках получают концентраты с низким извлечением меди не превышающее 60 %.

В работах института «Уралмеханобр» [1-7] неоднократно отмечено, что одним из инновационных направлений повышения технологических показателей обогащения минерального техногенного сырья является ультратонкое его измельчение в процессе обогащения.

Результаты лабораторных исследований

В качестве объектов исследований процесса ультратонкого измельчения в технологии обогащения шлаков рассмотрены: шлак шахтных печей (ШШП) и конвертерные шлаки (КШ) Филиала «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь».

По данным химического анализа массовая доля меди в ШШП составляет 0,88 %, оксида кремния – 29,7, железа – 32,47 %, оксида алюминия – 6,09 %, оксида кальция – 8,23 %, оксида магния – 2,29 %.

Согласно результатам фазового анализа, медь в ШШП на 64 % представлена вторичными сульфидами, на 16 % – халькопиритом, на 7 % – металлической формой и на 13 % ферритами меди.

ШШП на 71 % сложен фаялитом и прочими силикатами, на 27 % магнетитом и ферритами, на 2 % сульфидами меди (вторичные минералы меди, халькопирит) и единичными зернами металлов и сплавов железа и меди.

Минералы сульфидов меди в ШШП встречаются в виде многокомпонентных минеральных агрегатов, состоящих преимущественно из халькозина, ковеллина и борнита. Максимальный размер выделений вторичных медных минералов составляет 0,1×0,05 мм, халькопирита – 0,03×0,01 мм.

По данным химического анализа массовая доля меди в КШ составляет 4,27 %, оксида кремния – 24,5, железа – 37,57 %, оксида алюминия – 2,47 %, оксида кальция – 3,25 %, оксида магния – 1,26 %.

Согласно результатам фазового анализа, медь в КШ на 78 % представлена вторичными сульфидами, на 4 % – халькопиритом, на 14 % – металлической формой и на 4 % ферритами меди.

КШ на 62 % сложен фаялитом и прочими силикатами, на 32 % магнетитом и ферритами, на 6 % сульфидами меди (вторичные минералы меди, халькопирит) и единичными зернами металлов и сплавов железа и меди.

Сульфиды меди в КШ встречаются в виде многокомпонентных минеральных агрегатов, состоящих преимущественно из халькозина, в меньшей степени из ковеллина и борнита, реже обнаруживаются включения зерен халькопирита. Максимальный размер зерен минеральных агрегатов вторичных сульфидов меди – 0,2×0,01 мм, халькопирита – 0,05×0,01 мм.

Проведены исследования обогатимости ШШП по технологии ОФ филиала ППМ АО «Уралэлектромедь», предусматривающей: измельчение шлака до крупности 65-70 % класса –0,071 мм; операции основной медной флотации с получением грубого медного концентрата и контрольной медной флотации с выведением отвальных хвостов; две перечистные операции флотации грубого медного концентрата с получением медного концентрата..

В результате исследований по фабричной технологии из ШШП получен медный продукт с массовой долей меди 6,5 % при извлечении 57,5 %.

Проведены исследования обогатимости КШ по фабричной технологии, предусматривающей: измельчение шлака до крупности 65 % класса – 0,071 мм; операцию медстадиальной флотации с выведением готового медного концентрата; доизмельчение хвостов межстадиальной флотации до крупности 75 % класса – 0,071 мм; операции основной медной флотации с получением грубого медного концентрата и контрольной медной флотации с выведением отвальных хвостов; две перечистные операции флотации грубого медного концентрата с получением медного концентрата.

В результате исследований по технологии ОФ из КШ получен медный концентрат с массовой долей меди 33,5 % при извлечении 88,4 %.

Низкое извлечение меди в товарный продукт при обогащении ШШП и КШ обусловлено низкой раскрываемостью медьсодержащих минералов в процессе измельчения при фабричной тонине помола (70-75 % класса – 0,071 мм): массовая доля свободных зерен медных минералов в питании флотации составляет 21-23 %. Для полного раскрытия ценных минералов требуется ультратонкое измельчение шлаков.

Ультратонкое измельчение шлаков в лабораторных условиях выполнено в вертикальной бисерной мельнице Knelson Deswik KD VGM-2.

В результате обогащения ШШП по технологии с ультратонким его измельчением до крупности 90 % класса – 0,02 мм в последней стадии измельчения получен медный концентрат с массовой долей меди 12,1 % при извлечении 72,6 %. При обогащении КШ по технологии с ультратонким измельчением хвостов межстадиальной флотации до крупности 90 % класса – 0,02 мм получен медный концентрат с массовой долей меди 22,8 % при извлечении 89,8 %.

Применение ультратонкого помола ШШП вызвало необходимость введения дополнительных флотационных реагентов: карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ), гексаметафосфата натрия (ГМФ) и гидросульфида натрия (NaHS). В результате исследований установлено, что оптимальный расход КМЦ составляет 300 г/т, ГМФ – 100 г/т, NaHS – 100 г/т.

Результаты опытно-промышленных испытаний

На продуктах переработки ОФ Филиала «Производство полиметаллов» АО «Уралэлектромедь» в 2019 г. проведены опытно-промышленные испытания (ОПИ) технологии обогащения шлаков с применением ультратонкого бисерного измельчения в полупромышленной мельнице МБП-1 производства ООО «БФК-Инжиниринг».

Мельница МБП-1 обладает следующими техническими характеристиками: объем рабочей камеры – 5 л; объем пульпы вспомогательных чанов – 30 л; перекачка пульпы из чана в мельницу – 0,8-5,0 л/мин; шаровая загрузка – 65 % объема мельницы; материал шаров – керамика ZS (силикат циркония); диаметр шаров – 2,5-3,5 мм; удельный вес шаров – 4,1 г/см³, насыпной вес шаров – 2,25-2,65 г/см³; общая потребляемая мощность – 4,9 кВт; масса – 250 кг.

В ходе ОПИ проведены испытания обогатимости ШШП и КШ по фабричным технологиям и по технологиям с применением ультратонкого измельчения в конечной стадии измельчения (ШШП) и на хвостах межстадиальной флотации (КШ). Измельчение шлаков выполнено до различного содержания класса $-0,02$ мм с последующей флотацией измельченного материала и изучением потерь меди с отвальными хвостами.

Из результатов исследований по влиянию тонины помола на показатели обогащения ШШП следует, что при увеличении массовой доли класса крупности $-0,02$ мм в питании флотации с 43 до 93 % потери меди с отвальными хвостами сокращаются с 29 до 20,5 %. Аналогичная картина наблюдается и при обогащении КШ: при увеличении массовой доли класса крупности $-0,02$ мм в питании флотации с 43 до 91 % потери меди с отвальными хвостами сокращаются с 37,6 до 21,8 %. Оптимальная крупность измельчения ШШП – 83-84 % класса $-0,02$ мм, КШ – 92-94 % класса $-0,02$ мм.

В результате ОПИ технологии ультратонкого измельчения ШШП, содержащих 0,63 % меди, получен медный концентрат с массовой долей меди 13,09 % при извлечении 73,25 %. По фабричной технологии извлечение меди в медный концентрат составило 56,3 %.

При обогащении хвостов межстадиальной флотации КШ, содержащих 1-1,3 % меди, по технологии с ультратонким измельчением получен медный концентрат с массовой долей меди 13,3 % при извлечении 68,3 % (от операции). По фабричной технологии извлечение меди в медный концентрат составило 58 % (от операции).

ВЫВОДЫ

1. Ультратонкое бисерное измельчение шлаков позволяет увеличить тонину их помола и достичь требуемого раскрытия сростков сульфидных минералов друг с другом и вмещающими породами по сравнению с традиционным измельчением сырья в шаровых мельницах.

2. Применение ультратонкого измельчения шлаков шахтных печей до крупности 80-85 % класса $-0,02$ мм в технологии их переработки позволит увеличить извлечение меди в медный концентрат на 15,7-16,9 %.

2. Применение ультратонкого измельчения конвертерных шлаков до крупности 90-95 % класса $-0,02$ мм в технологии их переработки позволит увеличить извлечение меди в медный концентрат от 1,4 % (от исходного шлака по лабораторным исследованиям) до 10,3 % (от хвостов межстадиальной флотации по ОПИ).

Список литературы

1. Мамонов С. В. Перспективные технологии раскрытия минерального сырья при подготовке к флотационному обогащению / Мамонов С. В., Закирничный В. Н., Метелев А. А. и др. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2019. № 5. С. 158-170.

2. Мамонов С. В. Современные направления повышения качества сырья перед его глубоким обогащением / Мамонов С. В., Закирничный В. Н., Дресвянкина Т. П., Волкова С. В., Зиятдинов С. В. // Материалы международной научно-практической конференции «Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья. Екатеринбург, 06-08 ноября 2019. С. 242-245.

3. Мамонов С. В. Повышение технологических показателей переработки отвальных шлаков медеплавильного производства на основе их медленного охлаждения и ультратонкого измельчения / С. В. Мамонов, Г. И. Газалеева, Т. П. Дресвянкина, С. В. Волкова, И. Д. Васильев / Известия ВУЗов. Горный журнал. 2018, № 2, С.83-90.

4. Мамонов С. В. Совершенствование технологии переработки отвальных шлаков медеплавильного производства / С. В. Мамонов, Г. И. Газалеева, Т. П. Дресвянкина, С. В. Волкова / Обогащение руд. 2018. № 1, С. 38-42.

5. Газалеева Г. И. Проблемы и их решение при обогащении техногенного сырья / Газалеева Г. И., Мамонов С. В., Братыгин Е. В., Ключников А. М. В сборнике: «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» XXII Международной научно-технической конференции. 2017. С. 13-18.

6. Мамонов С. В. Технологии подготовки и обогащения техногенных образований горно-металлургических предприятий / Мамонов С. В., Дресвянкина Т. П., Волкова С. В. В сборнике Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения – 2017). С. 426-428.

7. Современные технологии переработки техногенного сырья / под общ. ред. к.т.н. К. В. Булатова и докт. техн. наук Г. И. Газалеевой: ОАО «Уралмеханобр», 2019 – 200 с.

УДК 622.732

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНЫХ ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ ДРОБЛЕНИИ «В СЛОЕ» В КОНУСНЫХ ДРОБИЛКАХ С УЧЁТОМ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗРУШЕНИЯ ЧАСТИЦ

Ельникова С. П., Газалеева Г. И.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Процесс дробления «в слое» [1-3] является одним из перспективных направлений сокращения крупности, позволяющим снизить затраты электроэнергии на последующих стадиях измельчения за счёт получения более мелкого продукта. Кроме того, одним из направлений внедрения конусных дробилок, работающих «в слое», является получение кубовидного щебня. Применение кубовидного щебня в строительной промышленности позволяет значительно улучшить качество и увеличить срок службы дорожного покрытия и бетона.

Обоснованный прогноз удельного расхода электроэнергии на разрушение при дроблении «в слое» является актуальной задачей, решение которой позволит определить требуемую мощность привода аппарата и его оптимальный режим работы для конкретного сырья.

Установлено, что значительное влияние на усилие разрушения оказывает крупность смеси. Результаты исследований свидетельствуют о том, что

при увеличении крупности исходного продукта усилие, требуемое для разрушения смеси частиц до определённого значения относительной деформации, уменьшается. По мере прохождения слоя материала в камере дробления средний диаметр смеси уменьшается, и чем меньше становится средний диаметр смеси, тем больше требуется энергии на её разрушение.

Особенностью процесса дробления «в слое» в конусных дробилках [4, 5] является то, что, в отличие от покускового дробления, в слое разрушаются частицы, размер которых меньше ширины разгрузочной щели дробилки в закрытом положении. Также в процессе дробления «в слое» на частицы воздействует не только рабочий орган дробилки, но и соприкасающиеся частицы различных классов крупности.

Предлагаемый алгоритм расчета основан на определении функции вероятности разрушения частиц гранитов и гранодиоритов при дроблении «в слое» в конусных дробилках. Кроме того, алгоритм включает уравнения для описания характеристик крупности питания и продукта дробления и энергокрупностное соотношение как функцию начального и конечного размера частиц.

Влияние **функции вероятности разрушения** на величину энергии, затрачиваемой на дробление, крайне важно. Эта функция позволяет учесть долю частиц, которые не подверглись разрушению. Вероятность разрушения частиц материала различных классов крупности в смеси определяется как отношение массовой доли разрушенной части класса крупности к его исходной массовой доле в смеси с учётом перехода в данный класс крупности разрушенных частиц из более крупных классов.

Имея гранулометрический состав исходного и разрушенного продуктов, при заданных значениях относительной деформации и учитывая допущения, применяемые к расчёту, вероятность разрушения каждого класса крупности в смеси была рассчитана следующим образом.

Предположим, что самый крупный класс d_i разрушается с определённой долей вероятности на более мелкие классы согласно принятому уравнению распределения частиц по крупности для всей смеси. Для прогноза гранулометрического состава разрушения каждого класса используется принятое допущение о равенстве значений коэффициентов уравнений распределения для всей смеси и для каждого узкого класса в смеси. Класс крупности d_{i+1} представляет собой сумму перешедших в этот класс частиц из более крупного класса и частиц этого класса крупности, содержащихся в исходной смеси, но оставшихся в классе после разрушения (неразрушенных частиц). Расчёт последующих классов приведен ниже:

$$\begin{aligned} \gamma_i &= \gamma_{0i} \cdot (1 - P_i), \\ \gamma_{i+1} &= \gamma_{0i} \cdot P_i \cdot \gamma_{0(i+1)} + \gamma_{0(i+1)} - \gamma_{0(i+1)} \cdot P_{i+1}, \\ \gamma_{i+2} &= \gamma_{0i} \cdot P_i \cdot \gamma_{0(i+2)} + \gamma_{0(i+1)} \cdot P_{i+1} \cdot \gamma_{0(i+2)} + \gamma_{0(i+2)} - \gamma_{0(i+2)} \cdot P_{i+2}. \end{aligned} \quad (1)$$

где $\gamma_{0i}, \gamma_{0(i+1)}, \gamma_{0(i+2)}$ – массовые доли классов d_i, d_{i+1}, d_{i+2} в исходном продукте, д. ед.;

P_i, P_{i+1}, P_{i+2} – вероятности разрушения классов d_i, d_{i+1}, d_{i+2} при однократном сжатии, д. ед.

Тогда, вероятность разрушения i -го класса крупности рассчитывается по формуле:

$$P_i = \frac{\Delta\gamma_i + \sum_{j=m-1}^m \gamma_{ij}}{\gamma_{0i}}, \quad (2)$$

где $\Delta\gamma_i$ – изменение содержания i -го класса в смеси после разрушения, д. ед.;

γ_{ij} – массовая доля i -го класса крупности в продукте разрушения j -го класса, д. ед.;

$q \leq j \leq m$, где q и m – нижний и верхние предельные классы крупности исходного продукта, д. ед.

Необходимо отметить, что расчёт производится для каждого класса крупности. В качестве закономерностей для описания характеристик крупности были рассмотрены наиболее распространённые уравнения Розина-Раммлера и Годэна-Андреева. Гранулометрические характеристики продуктов дробления точнее описываются уравнением Годэна-Андреева (меньшее значение стандартной ошибки). Уравнение Годэна-Андреева используется в математической модели для описания гранулометрического состава продуктов разрушения при дроблении «в слое» для данного сырья.

В качестве энерго-крупностного соотношения предлагается выбор известных гипотез П. Р. Риттингера, В. А. Кирпичёва и В. Кика, или Ф. Бонда. Хотя природа данных закономерностей носит статистический характер, они достаточно близко описывают энергию разрушения в определённом интервале значений крупности материала.

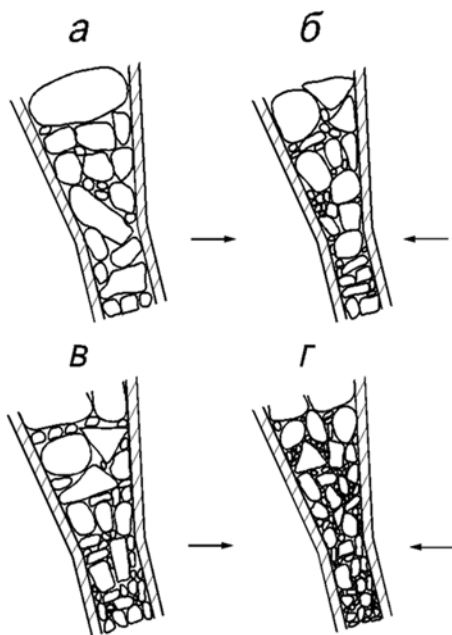


Рисунок 1 – Механизм разрушения материала «в слое» в конусной дробилке

Механизм разрушения «в слое» в камере конусной дробилки представлен на рисунке 1 и может быть описан следующим образом.

– Слой материала (гранита) поступает в камеру дробления (рисунок 1, а).

– При сжатии слоя материала вследствие движения рабочего органа (рисунок 1, б) соприкасающиеся куски воздействуют друг на друга и могут быть отобраны для разрушения. Разрушение происходит по слабым местам с образованием частиц меньшего размера, при этом, разрушение происходит не только за счёт давления на слой частиц рабочего органа, но и за счёт взаимодействия частиц друг с другом.

Данное воздействие может быть описано функцией вероятности разрушения.

– По мере продвижения слоя кусков в камере дробления в её открытом состоянии (рисунок 1, в) происходит разрыхление слоя, но, в отличие от кускового дробления, частицы, размер которых меньше величины разгрузочной щели дробилки, не могут оставаться не разрушенными. Стеснённые условия не позволяют им свободно, без разрушения, проходить через камеру дробления.

– При повторном сжатии слоя материала (рисунок 1, г) частицы вновь отбираются для разрушения при воздействии на них рабочего органа и при взаимном воздействии друг на друга. В дробилке наблюдается многократное (двух-, трёхкратное) сжатие, при этом в каждом цикле необходимо учитывать вероятность разрушения частиц «в слое» по мере его продвижения в камере дробления.

Введение функции вероятности разрушения в уравнение прогноза удельного расхода электроэнергии при дроблении «в слое» позволяет учесть особенности данного процесса применимо к гранитам и гранодиоритам месторождений Северское и Микашевичи.

Таким образом, предлагаемое уравнение прогноза удельного расхода электроэнергии, затрачиваемой на разрушение материала в процессе дробления «в слое» в конусных дробилках, с учётом характеристик распределения по крупности, энерго-крупностного соотношения и вероятности разрушения имеет вид:

$$E_{уд} = \int_{d_{1min}}^{d_{1max}} \gamma_{др.}(d_1) \left[\int_{d_{2min}}^{d_k} \gamma_{исх}(d_2) \cdot E(d_1, d_2) \cdot P_{d_1} dd_2 \right] dd_1, \quad (4)$$

где $E_{уд}$ – удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т;

$\gamma_{исх}(d_1)$ и $\gamma_{др.}(d_2)$ – плотности распределения по крупности для питания и продукта, мкм⁻¹;

$d_1=var$ и $d_2=var$ – переменные размеры частиц питания и продукта, мкм, ($d_{1min} < d_1 < d_{1max}$; $d_{2min} < d_2 < d_{2max}$);

d_{1min} и d_{2min} – минимальные размеры частиц питания и продукта, мкм;

d_{1max} и d_{2max} – максимальные размеры частиц питания и продукта, мкм;

d_k – минимальное значение крупности из d_{2max} и d_1 , мкм;

$E(d_1; d_2)$ – двухмерное энерго-крупностное соотношение как функция начального и конечного размера частиц, принято по формуле Ф. Бонда;

P_{d_1} – вероятность разрушения классов крупности, д. ед.

Особенностью разработанного уравнения и отличием его от уравнения О. Н. Тихонова является то, что оно включает закономерности вероятности разрушения частиц для каждого класса крупности слоя. Также в качестве энерго-крупностного соотношения предложено использовать гипотезу Ф. Бонда не в первоначальном виде, а с учетом полной гранулометрической

характеристики питания и продукта дробления отдельно для узких классов крупности при шаге интегрирования 0,01 мм.

Функция вероятности разрушения частиц при дроблении «в слое» в промышленных условиях представляет собой зависимость вероятности разрушения i -го класса крупности от значения относительной крупности и приведена на рисунке 2.

Полученная функция вероятности разрушения демонстрирует существенные различия при дроблении кусков «в слое» в конусной дробилке по сравнению с традиционным покусковым дроблением. При покусковом дроблении вероятность разрушения мелких классов крупности минимальна, так как они не захватываются между поверхностями конусов и на них не оказывают воздействия соседние куски. В случае дробления «в слое» в конусной дробилке происходит разрушение мелких классов крупности, так как весь слой материала захватывается между поверхностями, и на частицы оказывают воздействие соседние куски различных классов крупности.

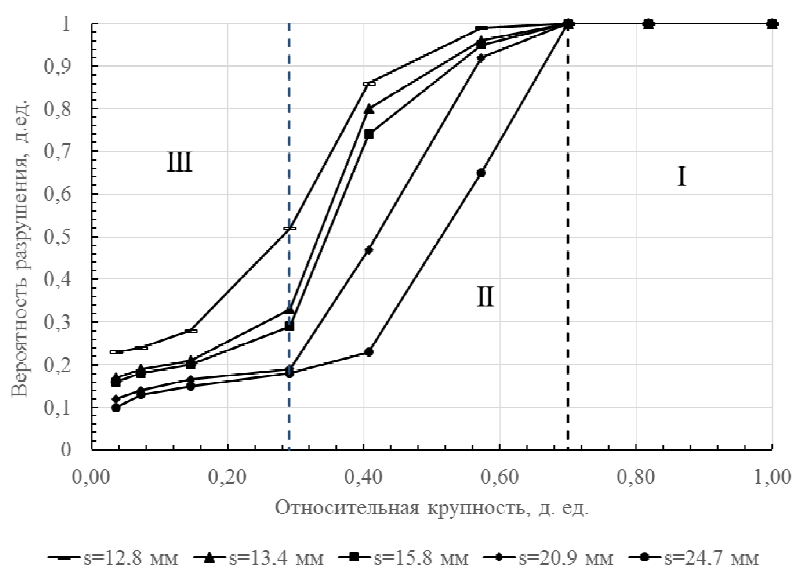


Рисунок 2 – Функция вероятности разрушения гранитов и гранодиоритов в дробилке КМД-2200Т7-Д

Результаты определения суммарной производительности товарных фракций щебня и удельного расхода электроэнергии в промышленных условиях приведены на рисунке 3. На основании результатов расчёта удельного расхода электроэнергии и требований к качеству и объёму товарной продукции, определён оптимальный режим работы дробилки КМД-2200Т7-Д для промышленных условий РУПП «Гранит» (Республика Беларусь).

Рекомендована работа дробилки при размере разгрузочной щели 14,3 мм. Значение удельного расхода электроэнергии при этом составит 0,47 кВт·ч/т. Прогнозная производительность по товарным фракциям щебня составит 420-430 т/ч при работе одной дробилки КМД-2200Т7-Д. Экономический эффект от реализации рекомендаций составит 20,6 млн. рублей в год.

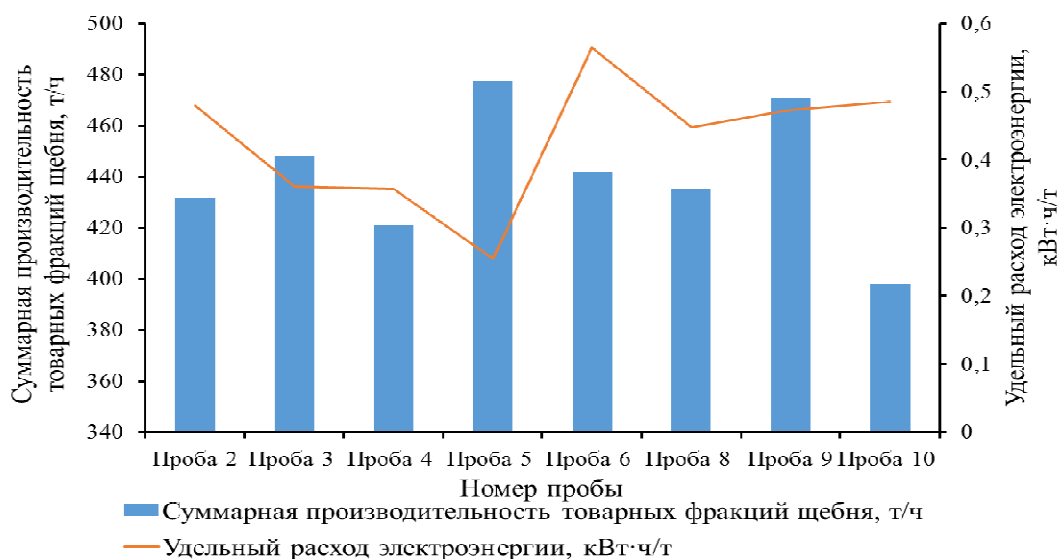


Рисунок 3 – Значения удельного расхода электроэнергии и суммарной производительности по товарным фракциям щебня по результатам промышленных испытаний

Список литературы

1. Барзуков, О. П. Основные закономерности изменения состояния слоя сыпучего материала при сжатии / О. П. Барзуков, В. И. Ревнивцев, Н. А. Иванов, Я. М. Кацман // Обогащение руд. – 1989. – № 4. – С. 3-6.
2. Газалеева, Г. И. Исследование процесса дробления «в слое» / Г. И. Газалеева, С. А. Червяков, С. П. Иванова // Чтения Кубачека: мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 13-17 апреля 2010 г., г. Екатеринбург. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2010. С. 25-30.
3. Вайсберг, Л. А. Технологические возможности конусных инерционных дробилок при производстве кубовидного щебня / Л. А. Вайсберг, О. Д. Шуляков // Строительные материалы. – 2000. – № 1. – С. 8-9.
4. Газалеева, Г. И. Оценка гранулометрического состава дроблёного продукта, полученного при дроблении «в слое» / Г. И. Газалеева, С. П. Ельникова, Е. В. Братыгин // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья: мат-лы Междунар. науч. конф., 12-15 сентября 2017 г., г. Красноярск. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2017. – С. 134-137.
5. Газалеева, Г. И. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение / Г. И. Газалеева, Е. Ф. Цыпин, С. А. Червяков. – Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. – 914 с.

ВЛИЯНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ НА ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Ефремова Т. А.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Одним из путей улучшения экономики технологии переработки руд является использование предварительного обогащения для повышения содержания компонентов в рудах, поступающих на глубокое обогащение. Наиболее универсальным методом предварительного обогащения является рентгенорадиометрическая сепарация [1, 2, 3].

В настоящее время удаление крупнокусковых хвостов в стадиях рудоподготовки является наиболее востребованной из технологических задач, решаемых с использованием рентгенорадиометрической сепарации [1, 4, 5]. Выход хвостов предварительной концентрации определяет уровень снижения эксплуатационных расходов всего обогатительного передела, что влечет за собой ряд экономических последствий.

При введении рентгенорадиометрической сепарации в схему переработки возможно расширение сырьевой базы месторождений за счет снижения бортовых содержаний полезных компонентов и вовлечения в переработку весьма бедных и забалансовых руд.

Экономический эффект может быть весьма значительными при высокой себестоимости глубокого обогащения, связанными с затратами на энергоёмкие процессы дробления, измельчения, обезвоживания, на реагенты и материалы, поскольку снижение затрат осуществляется за счет уменьшения объема перерабатываемой руды на обогатительной фабрике в глубоком переделе в объеме выделенных хвостов рентгенорадиометрической сепарацией.

В первом случае снижение затрат за счет уменьшения объема транспортируемой руды от мест добычи до обогатительной фабрики возможно при вовлечении в переработку новых удалённых от действующих обогатительных фабрик месторождений руд и размещении рудосортировочных комплексов вблизи от добывающих предприятий. В этом смысле аналогичного результата можно ожидать от размещения рудосортировочного комплекса в подземных рудниках. Тогда дополнительного эффекта можно добиться за счёт использования кусковых хвостов предварительной концентрации для закладки выработанных пространств.

В другом варианте в результате удаления крупнокусковых хвостов на раннем этапе технологического процесса, применение рентгенорадиометрической сепарации может привести к увеличению производительности обо-

гатительного передела по сырой руде (на входе рудосортировочного комплекса) с сохранением объемов перерабатываемой фабрикой руды. Это также будет сопровождаться и повышением качества руды на входе на обогатительную фабрику в сравнение с качеством добытой руды.

Одной из статей уменьшения затрат потенциально являются затраты на хранение отходов, поскольку складирование и хранение сухих кусковых хвостов дешевле и часто более экологично измельченных мокрых хвостов глубокого обогащения.

Помимо сокращения объема руды, поступающей на измельчение и дальнейшее глубокое обогащение, и соответствующего снижения затрат, возможно также повышение технологических показателей за счет стабилизации качества сырья и улучшения условий для основного обогатительного процесса. Удаление части хвостов в кусковом виде приводит к потерям ценных компонентов в стадии предварительного обогащения. При глубоком (например, флотационном) обогащении также удаляются хвосты, с которыми также теряется часть полезных компонентов. Вместе с тем содержание полезных компонентов в питании глубокого обогащения возрастает. Это может повлиять как на извлечение ценных компонентов в стадиях глубокого обогащения и компенсировать потери ценных компонентов в стадиях предварительной концентрации, так и может позволить получать более богатые концентраты глубокого обогащения. В отдельных случаях предварительная концентрация может привести к изменению кинетических характеристик флотационного процесса, что позволит усовершенствовать технологическую схему флотационного обогащения с вытекающими из этого благоприятными экономическими и экологическими последствиями [6].

Экономические последствия зависят от эффективности применения рентгенорадиометрической сепарации, которая в свою очередь зависит от различных групп факторов.

Эффективность работы рудосортировочного комплекса в значительной степени определяется качеством подготовки руды по гранулометрическому составу, как при добычных (буровзрывных) работах, так и при организации дробления–грохочения в РСК. Правильная организации схемы и режимов подготовки руды к последующей сепарации позволит снизить выход несортируемого класса, а также перераспределить сортируемый материала в крупные машинные классы, что в свою очередь, позволит увеличить выход крупнокусковых отвальных хвостов.

При разработке технологий предварительной концентрации необходимо учитывать влияние на эффективность работы вещественного состава руды и раскрытия минеральных фаз в ней в той крупности, в которой ведется предварительная концентрация. Важным является характер кускового распределения основных элементов, число ценных компонентов, которые необходимо перевести в коллективный концентрат предварительного

обогащения, а также взаимосвязь основных компонентов между собой, поскольку все перечисленное влияет на выбор аналитического параметра, т.е. алгоритма принятия решения об удалении куска в тот или иной продукт и его весовых коэффициентов. Специально подобранные алгоритмы позволяют решать различные технологические задачи разделения. Это особенно важно для многокомпонентных руд.

На эффективность рентгенорадиометрической сепарации, оцениваемую по выходу хвостов с выполнением ограничений по содержаниям каждого компонента, значительное влияние оказывает выбор числа машинных классов.

С одной стороны, уменьшение числа машинных классов и расширение границ отдельных из них позволяют упростить технологическую схему и снизить эксплуатационные затраты при ремонтах за счет уменьшения числа разных типоразмеров сепараторов. С другой стороны, расширение диапазонов машинных классов приводит к снижению точности определения содержаний компонентов в кусках, поскольку крупность кусков является одним из факторов, влияющих, наряду с содержанием компонентов, на значение измеряемого параметра разделения куска. В связи с этим, число машинных классов необходимо выбирать на основе технологического анализа и технико-экономического обоснования технологий предварительного и глубокого обогащения.

Таким образом, для руд, предрасположенных к крупнокусковому обогащению технологический и экономический эффекты, могут быть весьма значительными при должной организации схемы и режимов рентгенорадиометрической сепарации, при наличии большого транспортного плеча, а также при высокой себестоимости глубокого обогащения.

Список литературы

1. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 303 с.
2. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал, 2001, № 4-5. – Р. 82-104
3. Кобзев А. С. Направления развития и проблемы радиометрических методов обогащения минерального сырья // Обогащение руд. 2013. № 1. – С. 13-17.
4. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Фёдоров, И. У. Кацер, О. В. Корнев и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. – С. 21-37.
5. Tsy-pin E. F., Ovchinnikova T. Y., Efremova T. A., Pestov V. V. Development of flow sheets for pre-concentration of multi-component complex ores // Obogashchenie Rud, № 5. 2016. – Р. 8-13.
6. Цыпин Е.Ф., Попова Е.В., Ефремова Т. А. Влияние рентгенорадиометрической сепарации на технологические показатели глубокого обогащения забалансовой цинковой руды // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2019. № 4. С. 71-79.

ВЛИЯНИЕ УЛЬТРАЗВУКА НА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ ИЗ СУЛЬФИДНОГО КОНЦЕНТРАТА С УЧАСТИЕМ ОЗОНА И ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА*

Крылова Л. Н.¹, Селиверстов А. Ф.²

¹ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

²Институт физической химии и электрохимии им. А.Н. Фрумкина (ИФХЭ РАН)

*Исследование выполнено при финансовой поддержке РФФИ в рамках научного проекта № 19-05-00641\19

Интенсификация чанового и кучного выщелачивания цветных металлов из руд и концентратов при действии ультразвука установлена многими исследованиями [1-4]. Отмечается, что ультразвуковые колебания ускоряют диффузию реагента из раствора к поверхности раздела фаз, создают значительные турбулентные потоки, кавитацию, звуковое давление и другие эффекты, которые изменяют характер диффузионного граничного слоя, непосредственно прилегающего к поверхности частиц вещества, толщина которого лимитирует скорость процесса выщелачивания. Влияние на скорость растворения оказывает разрушение, деструкция частиц минералов под действием ультразвуковых колебаний.

Изучено влияние ультразвука на интенсивность сернокислотного окислительного выщелачивания меди из сульфидного концентрата с участием окислителей – озона и пероксида водорода.

Для исследований использовался сульфидный медный концентрат флотационного обогащения крупностью 90 % –0,074 мм с содержанием меди 24,5 %, из всей меди в концентрате в халькозине находится 54 %, в борните 33 %, в ковеллине 5 %, в халькопирите 3 %, в малахите и брошантите 5 %.

Выщелачивание меди из концентрата проводилось в аппарате объемом 200 мл с перемешиванием магнитной мешалкой, исходной концентрацией серной кислоты 40 г/л, при Т:Ж = 1:10 и температуре 50 °С. Озонолиз пульпы осуществлялся озоном с исходной концентрацией 162-194 мг/л в кислороде и расходе озono-кислородной смеси 2 мл/с. Пероксид водорода на выщелачивание подавался концентрацией 131 г/л со скоростью 0,43 мл/мин.

Для получения ультразвука использовался магнитострикционный ультразвуковой диспергатор УЗДН-2Т с рабочей частотой 22 кГц. Ультразвук подавался погруженным сверху в раствор звуководом мощностью 4, 8, 10 Вт/см². Для определения интенсивности колебаний тест-объектом служил раствор монохлоруксусной кислоты [5].

В качестве источника концентрированного озона использовался озонатор "Бикоз", разработанный ООО "Комплексные исследования". Для подачи пероксида водорода использовался перистальтический насос ISMATEC "MS-Reglo".

Концентрация меди в растворе определялась на атомно-адсорбционном спектрофотометре.

Для определения влияния УЗ-излучения на выщелачивание меди из медного концентрата с участием окислителей экспериментально определялись зависимости концентрации меди в растворе от мощности ультразвука и рассчитывалось извлечение меди в раствор. Выщелачивание останавливали при стабилизации концентрации озона на выходе из аппарата, когда прекращается использование озона на окисление, или выключивании извлечения меди в раствор.

Увеличение мощности ультразвука (УЗ) при сернокислотном выщелачивании меди без окислителей приводит к незначительному повышению извлечения меди в раствор. Действие УЗ мощностью 10 Вт/см^2 на пульпу сульфидного медного концентрата в течение 140 мин приводит к увеличению концентрации меди в растворе на $0,5 \text{ г/л}$ и извлечения на $\sim 2 \%$ по сравнению с действием ультразвука мощностью 4 Вт/см^2 . Возможно использование более мощных источников УЗ-колебаний, в частности гидроакустических, будет больше интенсифицировать выщелачивание за счет проявления эффектов, связанных с образованием в водных растворах окислителей, таких как ОН радикалы и пероксида, и деструкции частиц концентрата [5].

Действие УЗ-излучения интенсифицирует процесс окислительного выщелачивания меди из сульфидного концентрата с участием озона больше, чем без окислителя (рисунок 1, таблица 1). Извлечение меди в раствор повышается при увеличении мощности УЗ (кривые 3 и 4) и добавлении в раствор ионов железа (кривые 4 и 5, таблица). Меньшее извлечение меди в раствор при мощности излучения 4 и 8 Вт/см^2 по сравнению с выщелачиванием без ультразвука объясняется меньшим временем окисления, при этом средняя скорость извлечения меди при увеличении мощности ультразвука увеличивается (таблица). Скорость окисления при излучении 10 Вт/см^2 происходит медленнее, чем при 4 и 8 Вт/см^2 , концентрация озона на выходе не стабилизируется, средняя скорость извлечения меди в раствор выше, чем без ультразвука, но меньше, чем при 4 и 8 Вт/см^2 . Вероятно, при мощности излучения 10 Вт/см^2 более интенсивно разрушаются частицы концентрата и происходит вскрытие минералов меди для окисления.

Небольшие значения коэффициента использования озона – разница количества поступающего и выходящего озона (ϕ), объясняются конструктивными особенностями аппарата выщелачивания и способа перемешивания магнитной мешалкой – озон не успевает прореагировать, так как быстро проходит через небольшой объем аппарата.

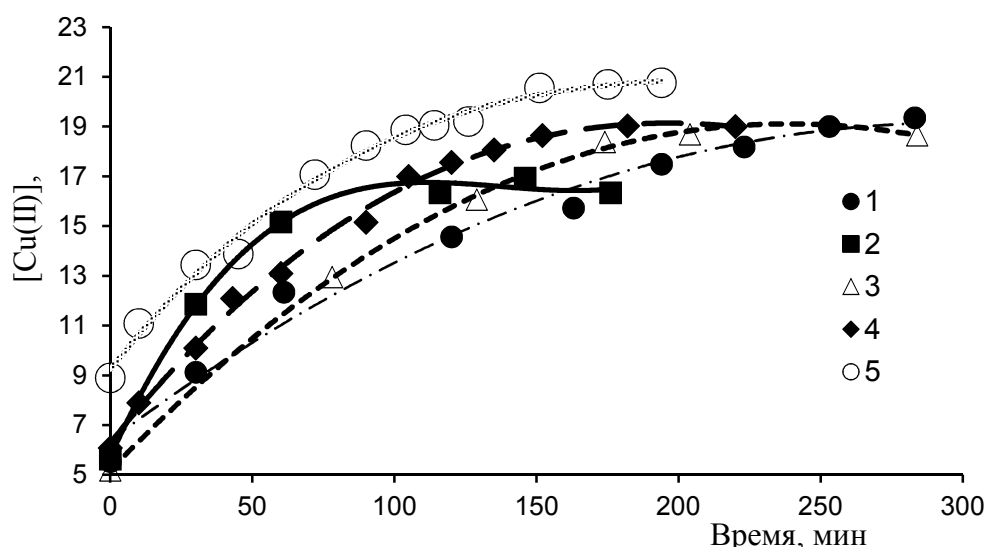


Рисунок 1 – Зависимость сернокислотного выщелачивания меди из сульфидного концентрата с участием озона от мощности УЗ-излучения при $[H_2SO_4] = 40$ г/л, $T = 50$ °C, $T:Ж = 1:10$, $G_{окс} = 2$ мл/с:

1 – $[O_3] = 194$ мг/л; без УЗ; 2 – $[O_3] = 194$ мг/л; $N_{уз} = 4$ Вт/см²;
 3 – $[O_3] = 162$ мг/л; $N_{уз} = 10$ Вт/см²; 4 – $[O_3] = 194$ мг/л; $N_{уз} = 8$ Вт/см²;
 5 – $[O_3] = 162$ мг/л; $N_{уз} = 8$ Вт/см²; $Fe(III) = 5$ г/л

Таблица 1 – Влияние УЗ излучения на выщелачивание меди из сульфидного концентрата с участием озона при $[H_2SO_4] = 40$ г/л, $T = 50$ °C, $T:Ж = 1:10$, $G_{окс} = 2$ мл/с

[O ₃], мг/л	N _{уз} Вт/см ²	[Fe], г/л	φ _{озона} , %	Расход O ₃ , ГО ₃ /ГCu	Время окисления, мин	Извлечение Cu в р-р, %	Средняя скорость извлечения меди, %/ч	Выход твердой фазы, %
194	0	–	22,0	0,47	283	79,06	16,76	67,5
194	4	–	28,0	0,47	176	66,78	22,76	70,02
194	8	–	36,7	0,56	182	77,67	25,61	66,85
162	10	–	36,4	0,39	284	83,47	17,63	65,35
162	8	5,0	84,0	1,05	184	87,96	28,99	57,75

Выход твердой фазы, кека выщелачивания коррелирует с извлечением меди в раствор, определенного по концентрации меди в растворе (таблица 1).

УЗ-воздействие не активизирует выщелачивание меди с участием пероксида водорода, скорость растворения на начальном участке практически одинакова, извлечение меди в раствор за значительно меньше (рисунок 2, кривые 1 и 2). Низкое извлечение меди в раствор при действии ультразвука

вероятно вызвано сонохимическим разрушением пероксида и уменьшения концентрации окислителя в процессе.

Интенсивность процесса и извлечение меди в раствор при выщелачивании с использованием пероксида водорода больше, чем с использованием в качестве окислителя озона (кривые 1 и 4) и совместном применении пероксида водорода и озона, называемом реагентом пероксон (кривые 1 и 3).

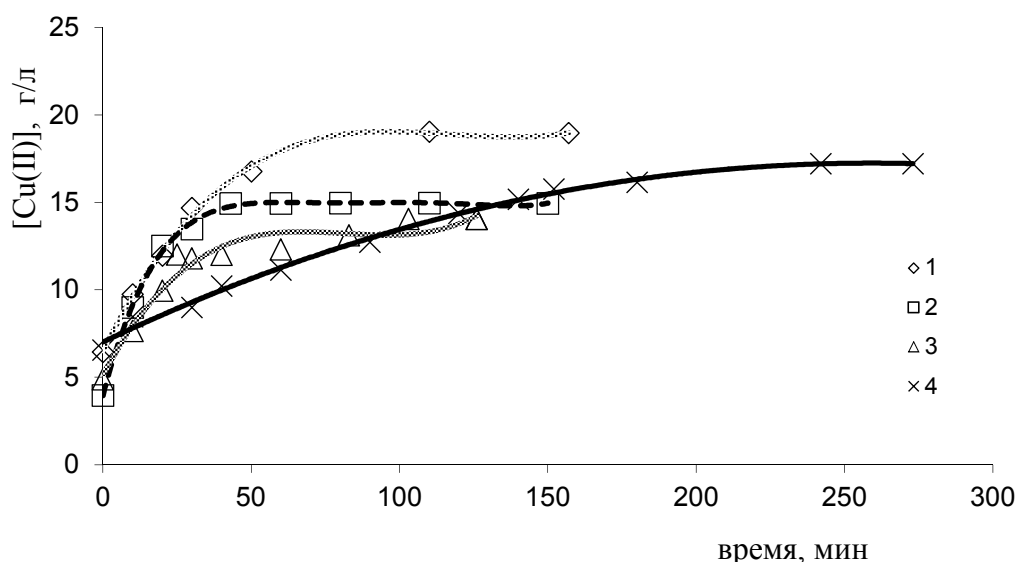


Рисунок 2 – Изменение концентрации меди в растворе при выщелачивании сульфидного медного концентрата в растворе серной кислоты при $[H_2SO_4] = 40$ г/л, $T = 50$ °С, $T:Ж = 1:10$:

1 – $[H_2O_2] = 131$ г/л, $G_{H_2O_2} = 0,43$ мл/мин; 2 – $[H_2O_2] = 131$ г/л, $G_{H_2O_2} = 0,43$ мл/мин, $N_{УЗ} = 8$ Вт/см²; 3 – $[H_2O_2] = 131$ г/л, $G_{H_2O_2} = 0,43$ мл/мин $[O_3] = 162$ мг/л; $G_{O_3} = 2$ мл/с; 4 – $[O_3] = 162$ мг/л, $G_{O_3} = 2$ мл/с

Из результатов исследований следует, что ультразвук активизирует процесс серноокислотного окислительного выщелачивания меди из сульфидного концентрата с участием озона, и не существенно влияет на начальную скорость растворения минералов и приводит к снижению извлечения меди при выщелачивании с участием пероксида водорода.

Список литературы

1. Русихина, Л. П. Черкашин Н. В. Использование УЗ-колебаний при интенсификации выщелачивания медных руд // Техническая акустика в горном деле. – М.: МГИ, 1968. – С. 114-125.
2. Агранат Б. А., Кириллов О. Д., Преображенский Н. А. Ультразвук в металлургии. М.: Металлургия, 1969, 303 с.
3. Медведев А. С., Коршунов Б. Г. Современные методы интенсификации гидрометаллургических процессов // Цветные металлы. 1993, № 3. – С. 10-19
4. Патент RU №2245379. Способ интенсификации выщелачивания золота / Крылова Г. С., Елисеев В. Н., Ибрагимова Н. В., Кошель Е. А. и др.: заявл. 22.05.2003. опубл. 27.01.2005.
5. Маргулис В. А. Звукохимические реакции и сонолюминесценция. М.: Наука, 1986, 286 с.

ГИДРАЗИДЫ НЕОКАРБОНОВЫХ КИСЛОТ C₁₅–C₁₉ КАК ЭКСТРАГЕНТЫ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ СРЕД*

Никитина В. А., Радусhev А. В., Батуева Т. Д.

Институт технической химии УрО РАН – филиал ФГБУН Пермского
федерального исследовательского центра УрО РАН, г. Пермь, Россия

*Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ № 19-03-00039 А

По величине запасов сырьевая база РЗМ России занимает одно из ведущих мест в мире, однако особенностью доступных сырьевых источников является низкое содержание РЗМ и сложный химико-минералогический состав [1]. На достигнутом технологическом уровне переработка отечественного сырья РЗМ низко рентабельна. Современное состояние производства РЗМ в России проанализировано в обзоре [2].

Перспективным источником РЗМ в России является фосфогипс, содержащий 0,4-0,6 % РЗМ, объемы которого по РЗМ исчисляются тысячами тонн в год [3].

В институте Химии и технологии редких элементов и минерального сырья КНЦ РАН изучено перколяционное выщелачивание фосфогипсов серной кислотой [4, 5]. Далее РЗМ предложено сорбировать из растворов выщелачивания фосфогипса с дальнейшим их осаждением из десорбата в виде гидроксидов или карбонатов.

Известные экстрагенты для извлечения РЗМ малоэффективны в средах серной кислоты [6]. Поэтому в настоящем исследовании особое внимание обращено именно на эти среды.

Ранее показано, что смесь гидразидов α -разветвленных неокрбонных кислот фракции C₁₅–C₁₉ (ГД1519), способна эффективно извлекать La (+3) из растворов, содержащих от 0,1 до 2,5 моль/л H₂SO₄ [7].

В настоящей работе исследована способность ГД1519 извлекать сумму РЗМ из растворов, содержащих H₂SO₄.

Эксперимент проводили при различном отношении объемов водной и органической фаз V_о:V_в=1:1; 1:3 и 1:5. Использовали раствор суммы РЗМ(+3), представляющий собой смесь нитратов La, Ce, Nd, Sm, Gd, Ho, Er, Yb и Y с содержанием РЗМ 12-14 мг/мл (каждого индивидуального РЗМ по 1-1,5 мг/мл).

В делительную воронку вносили расчетное количество суммы РЗМ, H₂SO₄ и воды до объема водной фазы 10, 30 или 50 мл (в зависимости от соотношения V_о:V_в). Содержание серной кислоты в одной фазе изменяли от 0,1 до 1,0 моль/л, РЗМ в водной фазе – 1,2-1,4 мг/мл. Затем прибавляли 10 мл

0,5 моль/л раствора ГД1519 в керосине. Энергично встряхивали 5 мин. После расслаивания в течение 5 мин водную фазу отделяли.

Содержание РЗМ в водной фазе до и после экстракции определяли при помощи атомно-эмиссионного спектрального анализа с индуктивно связанной плазмой на спектрометре PRODIGY 7 компании Teledyne Leeman Labs.

Степень извлечения (E, %) определялась по методу введено-найдено.

$$E = \frac{A - B}{A} * 100\%,$$

где A – исходное количество РЗМ в водной фазе, мг;

B – количество РЗМ в водной фазе после экстракции, мг;

Результаты эксперимента представлены на рисунках 1,2 и 3.

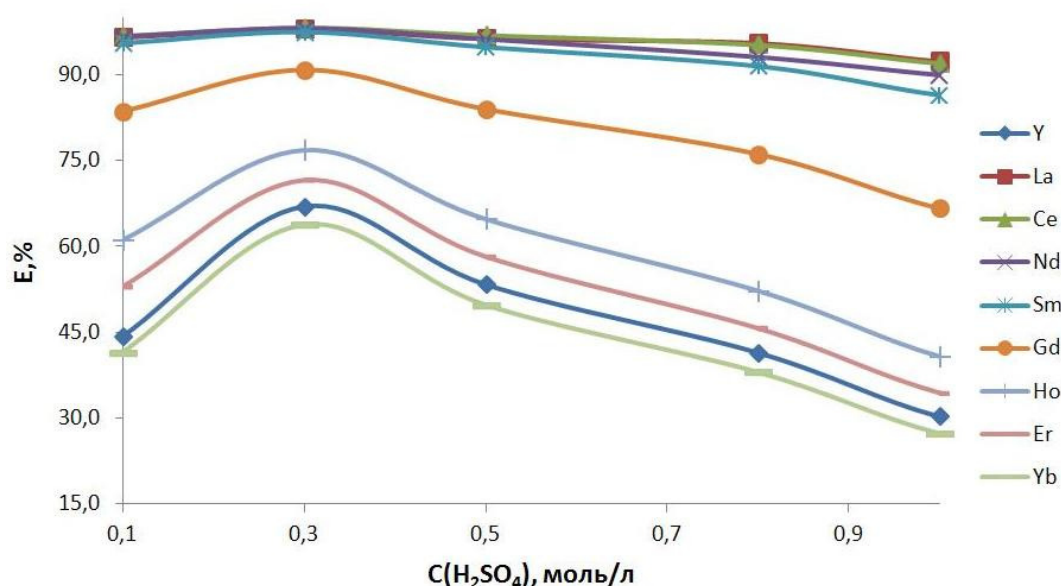


Рисунок 1 – Зависимости степеней извлечения E, % РЗМ(+3) 0,5 моль/л раствором ГД1519 в керосине от концентраций H₂SO₄ в водной фазе при соотношении V_о:V_в = 1:1

Из рисунков 1-3 видно, что ГД1519 более селективен в отношении легких РЗМ. Это подтверждается тем, что при увеличении соотношения V_о:V_в извлечение (E, %) тяжелых РЗМ становится практически одинаковым (см. Ho и Yb), в то время как извлечение легких РЗМ начинает сильнее отличаться (см. La и Sm). Гадолиний – «средний» элемент в ряду РЗМ, и имеет «среднюю» степень извлечения, которая уменьшается при росте соотношения V_о:V_в.

Наилучшие результаты наблюдаются при экстракции РЗМ из 0,1-0,5 моль/л растворов H₂SO₄. С увеличением соотношения фаз степень извлечения РЗМ уменьшается.

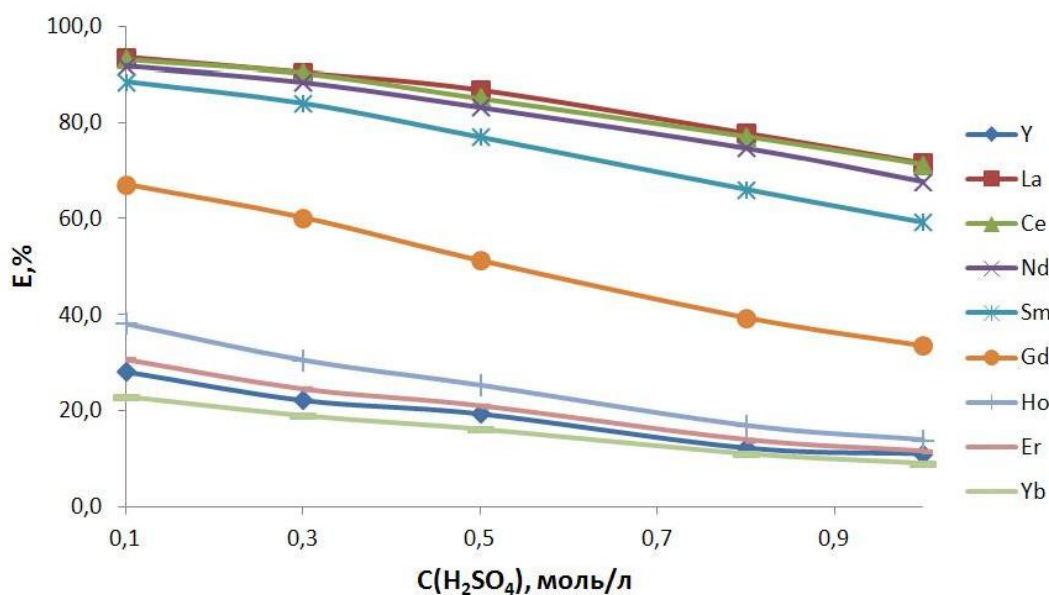


Рисунок 2 – Зависимости степеней извлечения E, % РЗМ(+3) 0,5 моль/л раствором ГД1519 в керосине от концентраций H₂SO₄ в водной фазе при соотношении V_o:V_v = 1:3

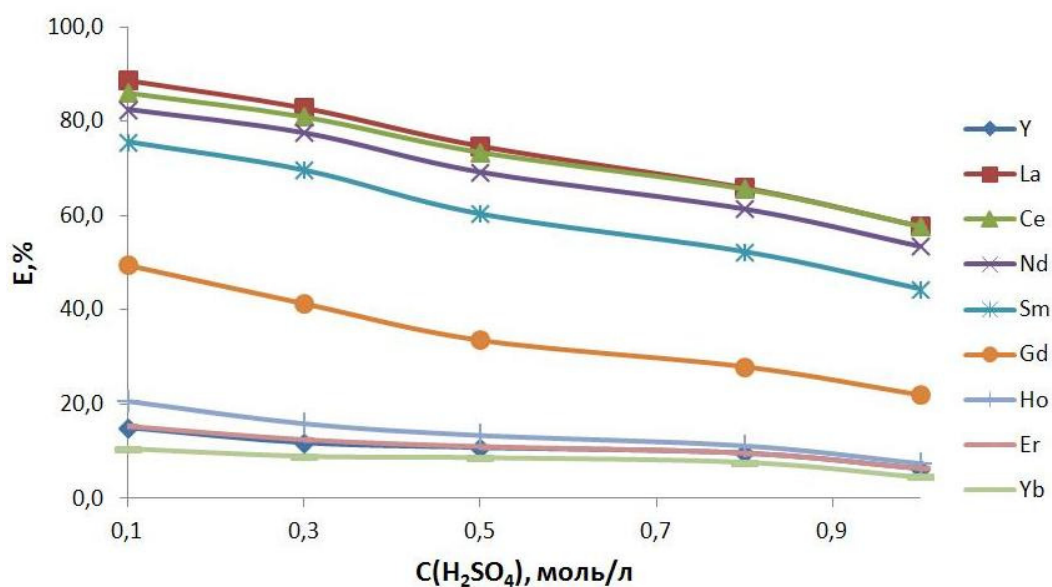


Рисунок 3 – Зависимости степеней извлечения E, % РЗМ(+3) 0,5 моль/л раствором ГД1519 в керосине от концентраций H₂SO₄ в водной фазе при соотношении V_o:V_v = 1:5

Отметим, что при соотношениях V_o:V_v = 1:3 и 1:5 на кривых зависимости E, % от концентрации H₂SO₄ при содержании кислоты 0,3 моль/л отсутствует максимум, заметный при V_o:V_v = 1:1. Возможно, это объясняется тем, что в среде H₂SO₄ 0,3 моль/л при увеличении объема водной фазы наблюдается диссоциация комплексов.

Список литературы

1. Мелентьев Г.Б. Редкоземельные приоритеты России. [Информационно-аналитический электронный ресурс]: <http://rareearth.ru/ru/pub/20150820/1578.html>

2. Косынкин В.Д., Трубаков Ю.М., Сарычев Г. А. Прошлое и будущее редкоземельного производства в России [Электронный ресурс]: <https://esa-conference.ru/wp-content/uploads/files/pdf/Kosynkin-Valerij-Dmitrievich.pdf>

3. Локшин Э.П. Переработка фосфодигидрата с выделением редкоземельных элементов и получением очищенного от фосфатов и фторидов гипса / Локшин Э.П. // Журнал прикладной химии. – 2011. – Т.84. – № 9. – С. 1409-1417.

4. Локшин Э.П. О комплексной переработке фосфогипса/ Локшин Э.П., Тареева О.А., Елизарова И. Р. // Журнал прикладной химии. – 2013. – Т.86. – № 4. – С. 497-502.

5. Пат. 2416654 РФ. Способ извлечения редкоземельных элементов из фосфогипса / Зоц Н. В., Глуценко Ю. Г., Шестаков С. В. и др. ; заявл. 10.11.2009; опубл. 20.04.2011, Бюл. № 11.

6. Белова В.В. Тенденции развития экстракционных процессов извлечения и разделения редкоземельных элементов/Белова В.В. // Хим. технология. – 2016. – Т. 17. – № 5. – С. 228-240.

7. Радушев А.В. Потенциальные экстрагенты редкоземельных металлов – гидразиды разветвленных карбоновых кислот: влияние анионного состава в серноокислых средах / Радушев А.В., Никитина В.А., Батуева Т.Д. // Материалы XXIV международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» – Екатеринбург. – 2019. – С. 393-395.

УДК 542.61

ЭКСТРАКЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ(II) И СОПУТСТВУЮЩИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ АММИАЧНЫХ СРЕД ГИДРАЗИДАМИ И N',N'-ДИМЕТИЛГИДРАЗИДАМИ КИСЛОТ VERSATIC*

Чеканова Л. Г., Ваулина В. Н., Харитонов А. В., Радушев А. В., Батуева Т. Д.
Институт технической химии УрО РАН – филиал ФГБУН Пермского
федерального исследовательского центра УрО РАН, г. Пермь, Россия

*Работа выполнена при финансовой поддержке Комплексной программы Уральского отделения РАН, проект № 18-3-3-24; с использованием оборудования ЦКП «Исследования материалов и вещества» ПФИЦ УрО РАН

Для извлечения меди из бедных, сложных по составу руд и техногенных отходов все большее значение приобретают гидрометаллургические процессы, в которых используют растворы кислотного и аммиачного выщелачивания. При аммиачном выщелачивании применяют аммиак или его смеси с солями аммония (сульфатами, карбонатами, или нитратами). Аммиачная гидрометаллургия встречается в производстве цветных металлов реже, но имеет ряд преимуществ [1]. Помимо растворов выщелачивания, источником получения меди могут служить аммиачные медьсодержащие растворы и сточные воды травления печатных плат.

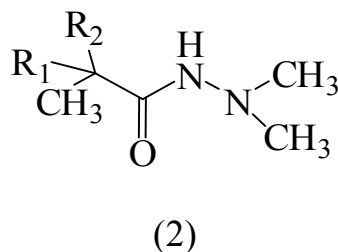
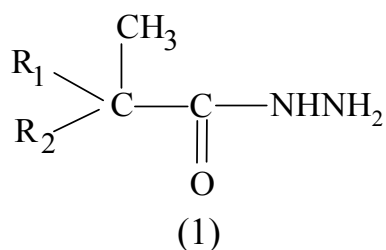
Наряду с осадительно-дистилляционными и сорбционными процессами для выделения меди из аммиачных растворов применяют жидкостную экстракцию с последующей реэкстракцией серной кислотой и дальнейшим

электроосаждением меди на катоде. Известно, что наиболее эффективными реагентами для экстракционных процессов являются хелатообразующие органические соединения [2]. Для практической экстракции меди (II) из аммиачных сред нашли применение два типа реагентов, образующих внутрикомплексные соединения – кетоксимы и β-дикетоны [3]. Несмотря на ряд недостатков, присущих этим экстрагентам [2], они эффективно работают в специально разработанных схемах экстракции.

Ранее в Институте технической химии УрО РАН (г. Пермь) были исследованы экстракционные реагенты для извлечения меди из сернокислых сред – гидразиды α-разветвленных третичных карбоновых кислот [4]. Экстракционные свойства гидразидов связаны с возможностью гидразидной группы ($-C(O)NHN(R)_2$, где R = H, Alc) образовывать при значениях pH ≤ 2,5 катионные заряженные хелатные комплексы состава $[Cu(HL)_n]SO_4$, где HL – нейтральная форма реагента). Поскольку гидразиды – амфотерные соединения, представляло интерес исследование их экстракционных свойств в аммиачных растворах, где они образуют с ионами Cu(II) незаряженные комплексы CuL_2 , (L – депротонированная форма реагента).

Другой класс производных гидразина – N',N'-диметилгидразиды также заслуживает внимания для процессов экстракции. Коллективом авторов показано [5], что N',N'-диалкилгидразиды 2-этилгексановой кислоты эффективно извлекают Cu(II) из аммиачных сред.

В работе использовали 0,2–0,4 моль/л растворы в керосине (авиационный марки РТ без очистки) гидразидов (ГВИК 1519) (1) и диметилгидразидов (ДМГ 1519) (2) синтетических α-разветвленных третичных карбоновых кислот, выпускаемых компанией HEXION Speciality Chemicals B.V. (Нидерланды) под торговой маркой «Versatic».



где R₁, R₂, R₃ – алкильные радикалы, общее число атомов углерода – 14-18

Закономерности экстракционного извлечения меди (II) и сопутствующих металлов гидразидами кислот Versatic фракции C₁₅–C₁₉.

Установлено, что одностадийная экстракция меди (II) из аммиачных сред с ГВИК 1519 эффективна до значений pH_{равн} 9; резко снижается при увеличении содержания аммиака. Проведением экстракции в три ступени можно повысить степень извлечения меди до 90 % при концентрации аммиака 1 моль/л.

Установлены экстракционные закономерности при совместном присутствии пар металлов, которые можно использовать в частных случаях разделения элементов (рисунок 1 (а, б, в, г)). Видно, что возможно разделение Cu и Co при значениях pH > 9,9; Cu и Ni при pH > 9,5; селективное извлечение никеля при экстракции пары Ni(II) – Zn(II) определено при концентрациях аммиака, больших 0,5 моль/л.

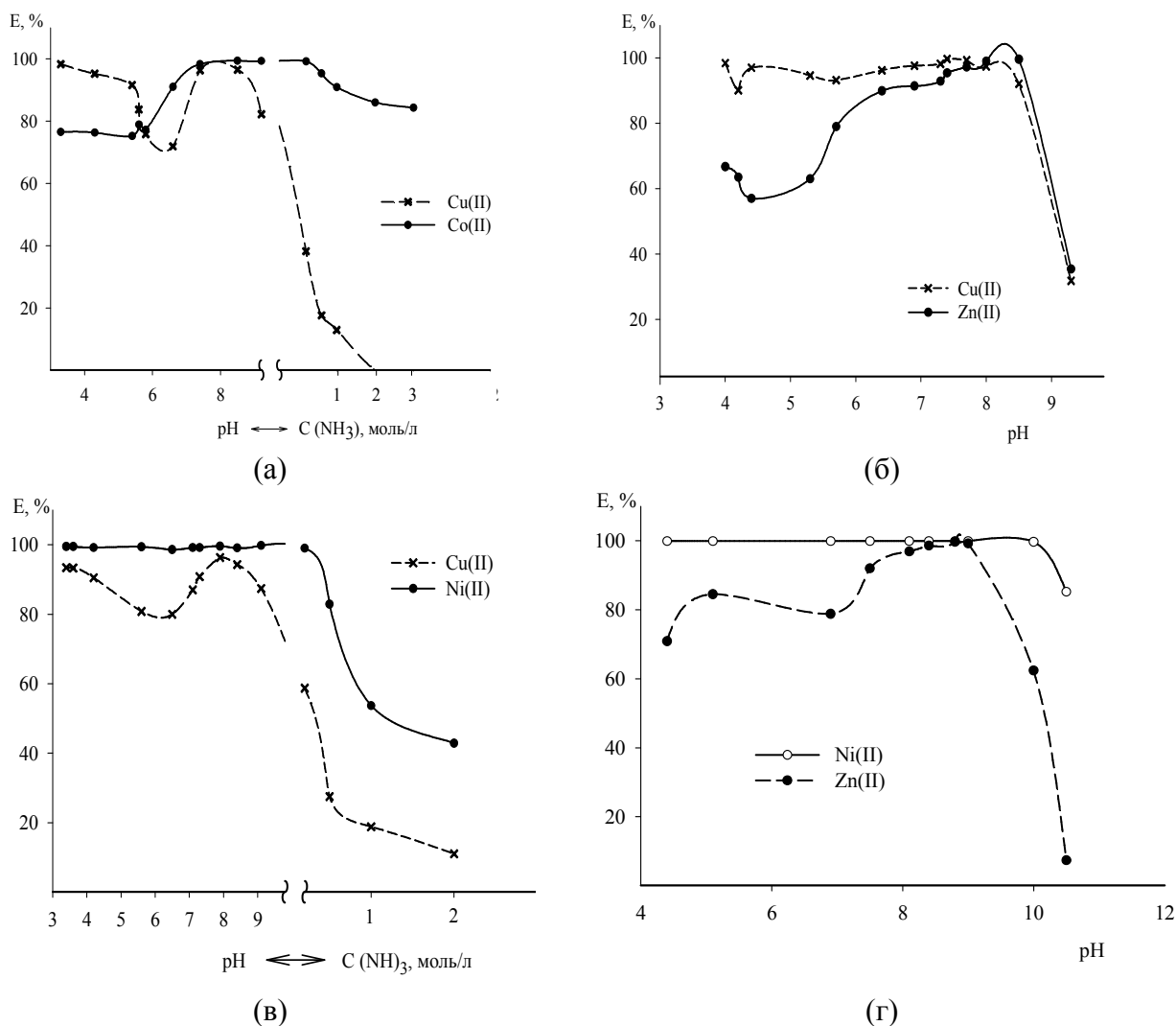


Рисунок 1 – Экстракция пар металлов

$V_0 : V_B = 1:1$, $t_B = 5$ мин, $t = 20-22$ °C; 0,4 моль/л раствор ГВИК 1519 в керосине
 C_{Me} , мг/л: **а)** Cu(II) – 432; Co(II) – 496; **б)** Cu(II) – 553; Zn(II) – 525;
в) Cu(II) – 432; Ni(II) – 496; **г)** Ni(II) – 432; Zn(II) – 525

Согласно изотерме экстракции, емкость 0,2 моль/л ГВИК 1519 в керосине составляет по меди – 7,0 г/л; предельная емкость по ионам меди – 28 г/л при использовании 0,8 моль/л раствора реагента (при повышении концентрации более 0,8 моль/л без добавок модификатора наблюдается увеличение вязкости органической фазы). Для сравнения: емкость 0,2 моль/л раствора

LIX 54 в ShellSol T (алифатический углеводородный растворитель) по ионам меди(II) – 7,1 г/л [6]; предельная емкость – 30–35 г/л [7].

На примере кривых извлечения меди (рисунок 2) показано влияние солей аммония на ее экстракцию. Найдено, что наибольшее влияние на степень извлечения меди оказывает $(\text{NH}_4)_2\text{CO}_3$. При концентрации сульфата аммония 200 г/л степень извлечения Cu(II) снижается незначительно (91,2 %), в то время как при концентрации карбоната аммония 100 г/л – уменьшается до 60 %.

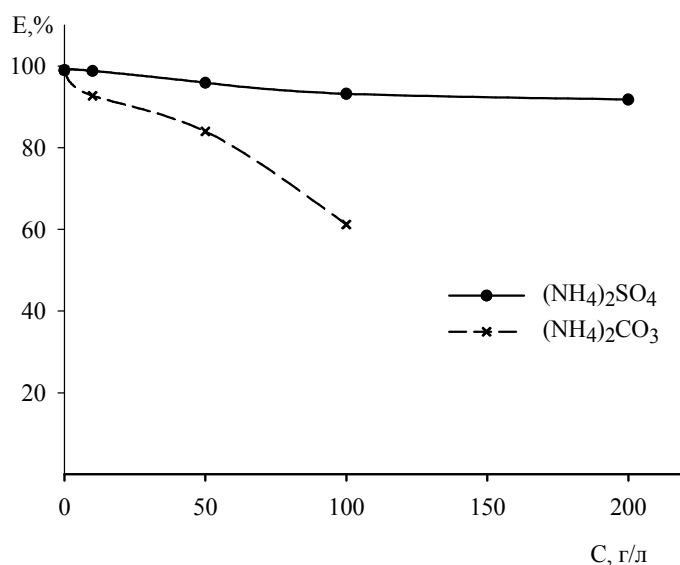


Рисунок 2 – Экстракция Cu(II) раствором ГВИК 1519 в керосине в присутствии солей аммония

$V_B:V_0 = 1:1$; $\tau_B = 3$ мин; $C_{\text{ГВИК}} = 0,4$ моль/л; $C_{\text{Cu}} = 1033$ мг/л, $\text{pH}_{\text{исх.}} = 8$

Реэкстракцию меди (II) растворами серной кислоты изучали, используя экстракт ГВИК 1519, полученный в оптимальных условиях с концентрацией Cu(II) – 900 мг/л. Увеличение концентрации серной кислоты от 1 до 4 моль/л существенно не влияет на реэкстракцию меди (II) – при соотношении фаз $V_0:V_B = 1:1$ степень реэкстракции увеличивается с 86,5 ($C_{\text{Cu(оф)ост}} = 121,5$ мг/л) до 91% ($C_{\text{Cu(оф)ост}} = 81,0$ мг/л) соответственно.

На стадии реэкстракции раствором серной кислоты (196 г/л) за 2 ступени при соотношении фаз $V_0:V_B = 4:1$ из экстракта (концентрация меди 14 г/л) получен раствор CuSO_4 с содержанием меди 54 г/л. При реэкстракции модельным раствором электролита с содержанием 33 г/л Cu (II) в 196 г/л серной кислоты при соотношении фаз $V_0:V_B = 4:1$ за 1 ступень получен раствор с концентрацией меди 49 г/л.

Закономерности экстракционного извлечения меди (II) и сопутствующих металлов N',N'-диметилгидразидами кислот Versatic фракции $C_{15}-C_{19}$ (ДМГД 1519).

В отличие от ГВИК 1519, ДМГД 1519 извлекают ионы меди(II) количественно даже при значительных концентрациях аммиака (до 7 моль/л)

(рисунок 3); закономерности извлечения никеля и кобальта аналогичны установленным для ГВИК 1519.

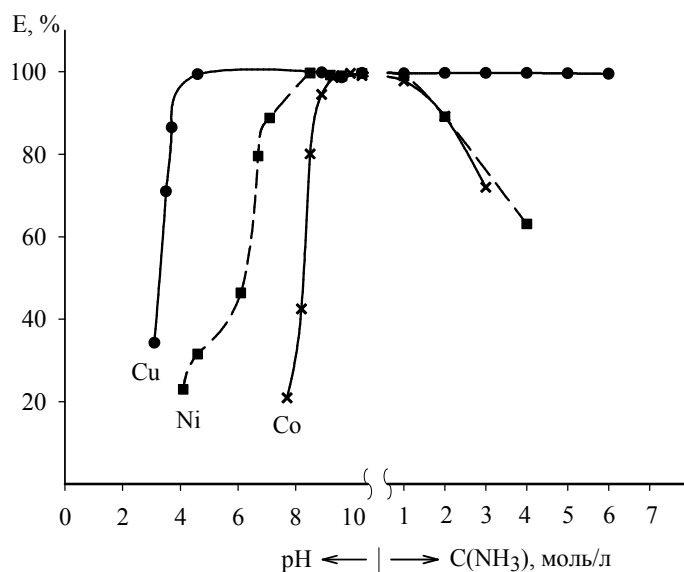


Рисунок 3 – Зависимость степени извлечения Cu(II), Ni(II) и Co(II) с ДМГД 1519 от значений pH и концентрации аммиака

$V_0 : V_B = 1:1$, $\tau_B = 3$ мин, $t = 20-22$ °C; 0,2 моль/л раствор ДМГД 1519 в керосине;
 C_{Me} , мг/л: Cu(II) – 252; Ni(II) – 178; Co(II) – 220

Возможна селективная экстракция меди в присутствии никеля и кобальта в двух интервалах: при pH 3-6 и в области высоких концентраций аммиака (рисунок 3).

При исследовании зависимости степени извлечения меди(II) от соотношения фаз установлено, что во всем исследованном диапазоне (pH 5 – C_{NH_3} 7 моль/л) возможно, по крайней мере, 5-ти кратное ее концентрирование при извлечении 90-95 % в одну ступень. Определено, что сульфаты и карбонаты аммония мало влияют на экстракцию меди: при их концентрациях 200 г/л степень извлечения снижается на 2-4 %.

По изотермам экстракции рассчитана емкость органической фазы по ионам меди для 0,2 моль/л раствора ДМГД в керосине, которая составляет 7 г/л, предельная емкость – 45 г/л при использовании 1,5 моль/л раствора ДМГД–1519 (при повышении концентрации до 2 моль/л наблюдается ухудшение разделения фаз).

По результатам исследований можно сделать вывод, что ДМГД 1519 – наиболее перспективный экстракционный реагент для извлечения меди (II) из аммиачных растворов. По сравнению с промышленным реагентом LIX 54, ДМГД 1519 менее подвержен влиянию аммиака и солей аммония: извлекает медь(II) из аммиачных растворов, содержащих до 7 моль/л аммиака и до 200 г/л солей аммония.

Список литературы

1. Миронов В.Е., Пашков Г.Л., Ступко Т.В., Пашков Д.Г. Аммиачная технология. – Новосибирск: Наука, 2001. – 196 с.
2. Радушев А.В., Гусев В.Ю., Набойченко С.С. Органические экстрагенты для меди: обзор // Цветные металлы. – 2002. – № 3 – С. 18-27.
3. Ритчи Г.М., Эшбрук А.В. Экстракция. Принципы и применение в металлургии. Пер. с англ. – М.: Металлургия, 1983. – 480 с.
4. Радушев А.В., Ваулина В.Н., Чеканова Л.Г., Харитонов А.В., Трухинов Д.К. Экстракция меди из сульфатных растворов в присутствии сопутствующих металлов гидразидами высших кислот Versatic // Журнал прикладной химии. – 2018. – Т. 91. – Вып. 4. – С. 151 – 156.
5. Радушев А.В., Батуева Т.Д., Гусев В.Ю. Комплексообразование и экстракция меди (II) N,N-диалкилгидразидами 2-этилгексановой кислоты // Журнал неорганической химии. – 2007. – Т. 52. – № 8. – С. 1405-1408.
6. Rosinda M., Ismael C., Lurdes M., Gameiro F., Carvalho J.R. Extraction Equilibrium of Copper from Ammoniacal Media with LIX 54 // Separation science and technology. – 2004. – V. 39. – № 16. – P. 3859-3877.
7. Alguacil F.J., Alonso M. Recovery of copper from ammoniacal/ammonium sulfate medium by LIX 54 // Journal of Chemical Technology and Biotechnology. – 1999. – V. 74. – P. 1171-1175.

УДК 542.61

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ КСАНТОГЕНАТОВ КАЛИЯ*

Чеканова Л.Г.¹, Заболотных С.А.¹, Бурындин В.Г.² Харитонов А.В.¹

¹Институт технической химии УрО РАН – филиал ФГБУН Пермского
федерального исследовательского центра УрО РАН, г. Пермь, Россия

²ФГБОУ ВО «Уральский государственный лесотехнический университет»,
г. Екатеринбург, Россия

*Работа выполнена с использованием оборудования ЦКП «Исследования материалов и вещества» ПФИЦ УрО РАН

Известно, что при флотации минералов цветных металлов сульфидных и сульфидизированных руд эффективны сульфгидрильные собиратели – ксантогенаты, дитиофосфаты, диалкилтионокарбаматы, а также их сочетания [1]. Применение смеси собирателей различной молекулярной структуры позволяет усилить контраст разделения между металлосодержащими минералами и минералами породы. Кроме того, состав с коллекторной смесью может быть более устойчивым и обеспечивать стабильные характеристики флотации в широком диапазоне условий.

В работах [2–5] в качестве собирателей при обогащении руд цветных металлов исследованы гидразиды карбоновых кислот. Показано, что реагенты обладают выраженными собирательными свойствами и селективностью по от-

ношению к минералам ЦМ, обеспечивают более высокий выход целевых металлов в сравнении с бутилксантогенатом калия (БКК), менее токсичны и устойчивы при длительном хранении. Эффективность гидразидов и их сочетаний, в том числе с БКК, подтверждена на различных типах руд (медно-молибденовых, медно-цинковых, медно-никелевых). Возможность использования гидразидов в качестве собирателей объясняется наличием у них полярной функционально-активной группы (ФАГ), селективной по отношению к меди и другим цветным металлам, за счет чего при флотации вероятно хемосорбция реагентов по донорно-акцепторному механизму. Так как гидразиды обладают дипольным моментом, и их ФАГ может участвовать в образовании водородных связей, то вероятно их адсорбция за счет физического взаимодействия.

В данной работе представлены результаты исследования флотационной способности композиции собирателей, состоящей из алкилксантогенатов калия, полученных по инновационной технологии NAX TECHNOLOGY (производитель ООО «ХК «НАКС Технолоджи-Ск») и гидразидов α -разветвленных низших карбоновых кислот.

В технологии ведущих отечественных и зарубежных производителей ксантогенатов применяется общепринятый многостадийный подход, в результате которого ксантогенаты выпускаются в виде сухих мелких кристаллов или при необходимости, в гранулированном виде. Технология NAX TECHNOLOGY – безотходный одностадийный процесс, в котором на стадии получения алкоголята не происходит образования побочных продуктов, входящих в состав реакционной массы, отсутствуют стадии центрифугирования – отгонки маточного раствора и сушки, при которой возникают процессы окисления ксантогенатов. В результате получают алкилксантогенаты щелочных металлов с регулируемым содержанием основного вещества в жидком состоянии (в растворе соответствующего алкоголята).

Исследования флотоактивности композиции собирателей проводились в лабораторных условиях при флотационном обогащении двух типов руд.

Флотация смешанной руды Михеевского ГОК: медно-порфировой и рыхлой сульфидной (окисленной), взятых в соотношении (80:20) % соответственно с содержанием, %: Cu – 0,56, Fe – 3,8; S – 0,611. Флотация руды выполнялась по схеме прямой флотации в открытом цикле с получением концентрата и хвостов. Условия проведения опытов: лабораторная флотомашина 237ФЛ «Механобр» (объем камеры 0,5 л), навеска руды ($175,0 \pm 0,5$) г; измельчение в шаровой мельнице до заданной крупности: $-0,071$ мм не менее 91 %; время основной флотации – 10 мин., контрольной – 5 мин; рН пульпы – 9,3. Использовали 1 %-ные водные растворы композиции собирателей, приготовленные с учетом содержания основного вещества. В качестве базового принят опыт с использованием бутилового ксантогената калия производства АО «Волжский Оргсинтез» (Кх). Составы исследуемых композиций собирателей для каждого опыта представлены в таблице 1.

**Таблица 1 – Результаты флотационного обогащения медной руды
Михеевского ГОК АО «Русская медная компания»**

№ п/п	Собиратель	Продукты флотации	Выход продуктов %	Cu	
				М, %	Е, %
1	Базовый	концентрат	21,7	2,09	87,3
		хвосты	78,3	0,09	12,7
		Итого	100	0,55	100,0
2	БККМ № 1 Состав, %: БКК–35; Гидр.–35; РОК–30 (R = C ₄ H ₉)	концентрат	25,3	1,99	89,5
		хвосты	74,7	0,08	10,5
		Итого	100	0,56	100
3	БККМ № 2 Состав, %: БКК–42; Гидр.–43; РОК–15 (R = C ₄ H ₉)	концентрат	22,6	2,21	88,4
		хвосты	77,5	0,09	11,6
		Итого	100	0,56	100
4	БККМ № 3 Состав, %: БКК–60; Гидр.–10; РОК–30 (R = C ₄ H ₉)	концентрат	26,6	1,84	90,0
		хвосты	73,4	0,07	10,0
		Итого	100	0,54	100
5	БККМ № 4 Состав, %: БКК–65; Гидр.–5; РОК–30 (R = C ₄ H ₉)	концентрат	28,7	1,73	88,2
		хвосты	71,3	0,09	11,8
		Итого	100	0,56	100
6	БККМ № 5 Состав, %: БКК–33; Гидр.–50; РОК–17 (R = C ₄ H ₉)	концентрат	24,59	1,94	88,6
		хвосты	72,24	0,08	11,4
		Итого	100	0,54	100
7	АККМ № 1 Состав, %: АКК–60; Гидр.–; РОК–30 (R = C ₅ H ₁₁)	концентрат	24,7	1,93	88,1
		хвосты	75,3	0,09	11,9
		Итого	100	0,54	100

Примечание: обозначения: М, % – среднее содержание меди; Е, % – степень извлечения;
БКК – бутиловый ксантогенат калия; АКК – амиловый ксантогенат калия; Гидр. – гидразид

Из данных таблицы видно, что применение композиции собирателей во всех случаях позволяет увеличить извлечение меди (в лучшем опыте (№ 4) до 90 %, что на 2,7 % выше, чем в прототипе) при сопоставимом или лучшем по сравнению с базовым опытом (№ 1) качестве концентрата; снизить потери меди с хвостами.

Применение гидразидов в композиции с содержанием менее 5 % от общей массы (№ 5) приводит как к понижению степени извлечения меди, так и ухудшению качества концентрата; увеличение содержания более 45 %

(№ 6) нецелесообразно, так как не улучшает показатели флотации по сравнению с его меньшим расходом (№ 3).

Флотация сульфидной медно-никелевой руды Печенгского промышленного района с содержанием, %: Ni – 0,44; Cu – 0,15, Co – 0,018. Условия проведения опытов: навеска руды (200,0±0,5) г; измельчение в шаровой мельнице до заданной крупности: –0,063 мм не менее 80 % с содой (взятой из расчёта 3 кг/т); время основной флотации – 10 мин., контрольной – 15 мин. В качестве пенообразователя использовали бутиловый аэрофлот натрия (Af) (концентрация 60 и 35 г/т в основной и контрольной флотации соответственно). Результаты опытов представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты коллективной флотации медно-никелевой руды

Условия флотации	Продукт флотации	Выход, %	Ni		Cu		Co	
			М, %	Е, %	М, %	Е, %	М, %	Е, %
1 Базовый опыт	Основная	24,3	1,242	68,1	0,501	83,0	0,052	72,9
	Контрольная	21,8	0,326	16,0	0,057	8,5	0,011	13,3
	Σ(осн.+конт.)	46,1	0,809	84,1	0,291	91,5	0,033	86,2
	Хвосты	53,9	0,131	15,9	0,023	8,5	0,004	13,8
	ИТОГО	100	0,44	100	0,15	100	0,017	100
2 БККМ № 2 Состав, %: БКК–42; Гидр–43; РОК–15 (R = C ₄ H ₉)	Основная	29,5	1,149	77,2	0,453	86,7	0,046	76,3
	Контрольная	21,3	0,223	10,8	0,049	6,7	0,008	10,1
	Σ(осн.+конт.)	50,8	0,761	88,0	0,284	93,4	0,030	86,4
	Хвосты	49,2	0,107	12,0	0,021	6,6	0,005	13,6
	ИТОГО	100	0,44	100	0,15	100	0,018	100
3 БККМ № 4 Состав, %: БКК–50; Гидр–30; РОК–20 (R = C ₄ H ₉) ½ расхода Af	Основная	29,1	1,186	76,6	0,485	86,7	0,047	75,9
	Контрольная	22,5	0,235	11,8	0,05	6,9	0,009	10,9
	Σ(осн.+конт.)	51,6	0,771	88,4	0,295	93,6	0,030	86,8
	Хвосты	48,4	0,108	11,6	0,022	6,4	0,005	13,2
	ИТОГО	100	0,45	100	0,16	100	0,018	100

Из таблицы 2 следует, что извлечение меди и никеля в коллективный концентрат с композицией собирателей выше (№ 2, 3), чем с прототипом (№ 1) (меди – на 2, никеля – на 4 %). При увеличении содержания алкоголята калия (№ 3) в исследуемой композиции возможно сокращение расхода пенообразователя в 2 раза.

Список литературы

1. Абрамов А. А. Собрание сочинений. Т. 8. Флотация. Сульфидные минералы: учебное пособие. – М.: Горная книга, 2013. – 704 с.
2. Чеканова Л. Г., Радусев А. В., Байгачева Е. В., Чернова Г. В. Новые собиратели для флотации сульфидных руд // Обогащение руд. – 2009. – № 1. – С. 34-36.

3. Чеканова Л. Г., Радушев А. В., Байгачева Е. В., Чернова Г. В. Некоторые гидразиды как потенциальные собиратели при флотации сульфидных медно-молибденовых руд // Химическая технология. – 2009. – Т. 10. – № 1. – С. 53-56.

4. Радушев А. В., Чеканова Л. Г., Байгачева Е. В., Тобаев Г. Д., Комаровский В. Л., Черемисин С. В. Поиск потенциальных собирателей среди гидразидов для флотации уральских медно-цинковых руд // Обогащение руд. – 2010. – № 2. – С. 35-38.

5. Тимошенко Л. И., Чеканова Л. Г., Маркосян С. М., Байгачева Е. В. Реагенты класса гидразидов для флотационного обогащения вкрапленных медно-никелевых руд // Химическая технология. – 2014. – № 8. – С. 488-492.

УДК 625.7.08:662.613.11

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗОЛ УНОСА РЕФТИНСКОЙ ГРЭС С ЦЕЛЬЮ ПРИМЕНЕНИЯ В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Кошкарров Е. В.¹, Черняк Р. Д.², Шаламова Е. Н.³, Ушакова Н. А.⁴, Бедрин Е. А.⁴

¹ООО «УралДорНИИ», г. Екатеринбург, Россия

²ООО «Мегастрой», г. Екатеринбург, Россия

³ООО «УралДорНИЦ», г. Екатеринбург, Россия

⁴ОАО «Омский СоюзДорНИИ», г. Омск, Россия

Рефтинская ГРЭС – крупнейшая тепловая электростанция в России, работающая на твердом топливе. В качестве топлива традиционно используются энергетические угли Экибастузского угольного бассейна (Казахстан, Павлодарская область).

На сегодняшний день Рефтинская ГРЭС накапливает в золоотвалах около 5 млн. т золы и шлака ежегодно, занимая для этих целей значительную территорию. Крупнотоннажное использование золы уноса Рефтинской ГРЭС – актуальная промышленно-экологическая задача Уральского региона.

Рассмотрим перспективные направления и возможность применения золы уноса Рефтинской ГРЭС в дорожном строительстве [1-4]. Работа была выполнена в Уральском филиале ОАО «ГИПРОДОРНИИ» при участии ОАО «Омский СоюзДорНИИ».

Зола уноса является продуктом термохимических превращений неорганической части сжигаемого угля, поэтому состав и свойства этого материала определяются минеральной составляющей топлива, зависят от его теплотворной способности, режима сжигания, способа улавливания и удаления, места отбора золы уноса в золоулавливающих установках или в золоотвале.

В результате исследований были определены строительные свойства золы уноса Рефтинской ГРЭС и золоминеральных смесей, приготовленных с её применением. Классификация золы уноса Рефтинской ГРЭС по ГОСТ 25100 «Грунты. Классификация» приведена в табл. 1.

Таблица 1 – Характеристика свойств золы уноса Рефтинской ГРЭС как строительного грунта, в соответствии с классификацией по ГОСТ 25100

Класс	Техногенные, дисперсные
Группа	Несвязные
Подгруппа	Антропогенные намывные образования
Тип	Отходы производственной и хозяйственной деятельности
Вид	Промышленные отходы – золы

Под строительными свойствами золы уноса понимаются её физические, физико-химические, водные и физико-механические свойства, проявляющиеся под влиянием природных и механических воздействий при строительстве и эксплуатации инженерных сооружений.

Анализ химического состава и оценка критериев химических свойств золы уноса Рефтинской ГРЭС (табл. 2, 3) свидетельствуют, что этот материал относится к кислым и обладает очень низкой потенциальной способностью к проявлению гидравлических свойств, самостоятельной вяжущей способностью практически не обладает.

Таблица 2 – Химический состав золы уноса Рефтинской ГРЭС

Показатели		Возможные изменения содержания оксидов	Средневзвешанные значения
Химический состав, % мас.	Al ₂ O ₃	23,0-40,2	31,56
	SiO ₂	53,0-61,0	56,92
	CaO	1,1-1,7	1,40
	Fe ₂ O ₃	3,2-4,5	3,84
	MgO	0,62-1,00	0,81
	K ₂ O	≤0,60	0,60
	Na ₂ O	≤0,25	0,25
	SO ₃	0,64-0,70	0,67
	TiO ₂	≤1,38	1,38
	P ₂ O ₅	0,28-0,63	0,45
Прочие вещества		1,00-3,25	2,12

Таблица 3 – Оценка химических свойств золы уноса Рефтинской ГРЭС

Химические свойства		Зола уноса от сжигания Экибастузских углей	Нормируемое значение для инертной золы
Модуль основности (M _a)		0,035	< 0,1
Силикатный модуль (M _c)		1,608	1,3-3,2
Коэффициент качества (K)		0,579	0,4-0,9
Содержания оксида кальция, %, в разных формах	CaO общий	1,4	< 5
	CaO свободный	0	0-1
	CaO сульфатный	Сл.	0,1-1,6
	CaO карбонатный	Сл.	0-5

Показатели плавкости и фазово-минералогический состав золы уноса Рефтинской ГРЭС приведены в табл. 4. Анализ фазово-минералогического состава свидетельствует о том, что зола уноса представлена устойчивыми соединениями и минералами, неподверженными различным видам распада под воздействием погодно-климатических факторов и механических воздействий.

Таблица 4 – Показатели плавкости и фазовый состав золы уноса Рефтинской ГРЭС

Показатели плавкости и фазовый состав	Зола уноса Рефтинской ГРЭС
Характерные температуры, °С:	
– начало деформации	1300-1500
– плавление	>1500
– жидко-плавкое состояние	>1500
Фазовый состав, % по массе:	
– аморфизированное глинистое вещество	40-60
– стекловидное вещество	15-35
– оплавленный кварц	5-10

Данные о химическом и фазово-минералогическом составе золы уноса Рефтинской ГРЭС говорят о нестабильности физико-химических свойств этого материала. Экспериментальные исследования по замораживанию – оттаиванию и водонасыщению – высушиванию золы уноса подтвердили это заключение.

Зола неагрессивна к строительным конструкциям на основе цемента, битума и т.п., к металлическим конструкциям – среднеагрессивна. Исходя из результатов испытаний, можно сделать вывод, что границы допустимой влажности золы уноса зависят от требуемой плотности (коэффициента уплотнения) при сооружении земляного полотна (табл. 5).

Таблица 5 – Зависимость требуемой плотности от коэффициента увлажнения золы

Величина допустимого коэффициента увлажнения K_w при требуемом коэффициенте уплотнения K_γ		
0,98	0,95	0,90
0,70–1,40	0,60–1,50	Не ограничен

Примечание: коэффициент увлажнения золы уноса K_w определяется как отношение фактической влажности материала W_ϕ к его оптимальной влажности W_{opt} .

Положительной особенностью золы уноса как материала для сооружения земляного полотна является способность этого материала быстро отдавать избыточную воду – от величины полной влагоемкости до максимальной молекулярной влагоемкости.

Основной объём золы уноса, находящейся в отвалах Рефтинской ГРЭС, имеет коэффициент фильтрации менее 0,1 м/сут и относится к слабо-

водопроницаемой разновидности грунтов по ГОСТ 25100 «Грунты. Классификация» или к недренирующим грунтам по СНиП 2.05.02-85* «Автомобильные дороги».

При увеличении влажности золы уноса от 60 до 145 % величина относительного морозного пучения составляет 1–4 %, то есть материал характеризуется как слабопучинистый.

По результатам выполненных исследований и испытаний были даны следующие рекомендации.

1. При использовании золы уноса Рефтинской ГРЭС для сооружения земляного полотна, с целью создания структурного скелета необходимо её обогащение природным или шлаковым щебнем в количестве не менее 50-60 % по массе или армирование тела насыпи геоматериалами.

При проектировании земляного полотна с использованием золы уноса могут применяться типовые решения (характерные для мелкого и пылеватого песка) с индивидуальной привязкой или индивидуальные решения по СНиП 2.05.02-85* «Автомобильные дороги». Зола уноса, используемая для возведения земляного полотна, должна обеспечивать последнему необходимую устойчивость и прочность насыпи в соответствии с требованиями действующих строительных норм и правил.

2. Устройство дополнительных слоев оснований дорожных одежд из золы уноса Рефтинской ГРЭС возможно с определенными конструктивными решениями. Основными показателями пригодности золы уноса для устройства морозозащитного и теплоизолирующего слоя дорожной одежды являются степень пучинистости и теплопроводность этого материала, определяемые в лабораторных условиях по ГОСТ 7076-99 «Материалы и изделия строительные. Метод определения теплопроводности и термического сопротивления при стационарном тепловом режиме» и ГОСТ 28622-90 «Грунты. Метод лабораторного определения степени пучинистости».

Показатель относительного морозного пучения золы уноса Рефтинской ГРЭС превышает значение 4 %, а коэффициент фильтрации существенно ниже 1 м/сут. Поэтому устройство морозозащитных слоев из золы уноса без дополнительных мероприятий является технически необоснованным.

Зола уноса Рефтинской ГРЭС может быть использована для устройства морозозащитного и теплоизолирующего слоя только лишь при условии предотвращения поступления в этот слой влаги (например – устройство слоя «в обойме» из геомембраны) или укрепления золы уноса небольшими дозировками вяжущего (например – 5-6 % цемента или извести). Влажность золы уноса при её уплотнении в слое не должна выходить за пределы допустимой влажности, обеспечивающей достижение коэффициента уплотнения материала не менее 0,98 имеющимися уплотняющими средствами, только после этого следует укладывать вышележащий слой дорожной одежды.

Технико-экономические расчеты показали, что использование золы уноса Рефтинской ГРЭС при устройстве дополнительных слоев основания дорожной одежды приведет к удорожанию стоимости строительных работ, так как потребует дополнительного применения геосинтетических материалов для создания геомембран и укрепления слоев дорожных одежд вяжущими материалами.

3. Золу уноса Рефтинской ГРЭС можно и следует применять в составе золоминеральной смеси при устройстве дорожных оснований. Золоминеральные смеси можно применять для устройства слоев оснований на дорогах I-IV категорий, городских улиц и дорог (тротуаров и других элементов благоустройства) с усовершенствованным покрытием. При этом для устройства верхних слоев оснований следует применять материал с маркой по прочности не ниже М40. Материал, соответствующий марке М20, рекомендуется применять для устройства нижних слоев двухслойных оснований дорожных одежд и для оснований тротуаров.

Целесообразность применения золы уноса Рефтинской ГРЭС в составе пескоцементной смеси обусловлена сокращением необходимого количества вяжущих веществ. Использование песка из отсевов дробления, укрепленный 6 % цемента с добавлением 4 % золы уноса, позволяет достичь модуля упругости слоя, аналогично использованию песка, укрепленного 10 % цемента.

Ниже на рис. 1 дан пример конструкции дорожной одежды автомобильной дороги общего пользования с нижним слоем основания из золоминеральной смеси.

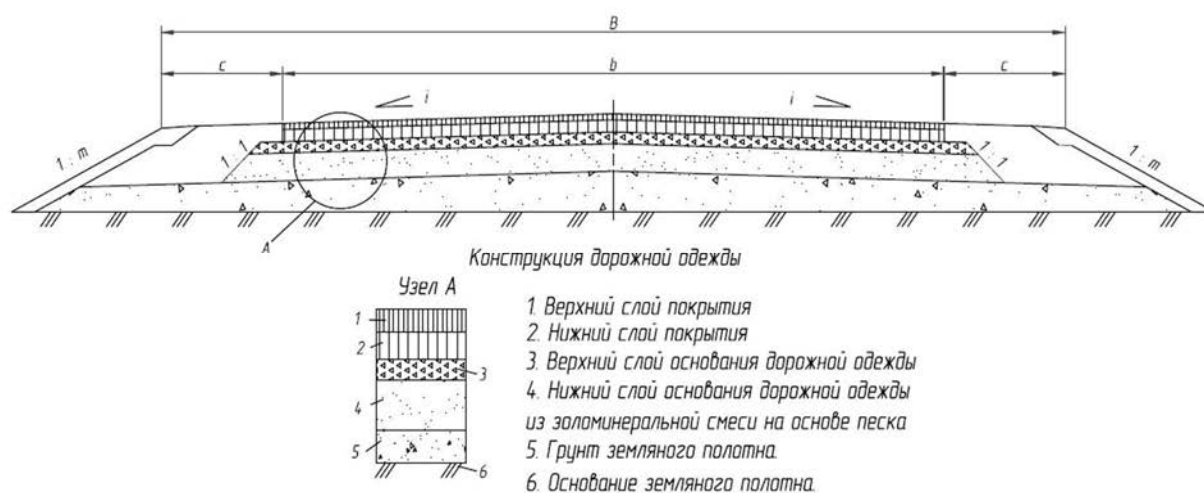


Рисунок 1 – Конструкция дорожной одежды автомобильной дороги со слоем основания из золоминеральной смеси (ЗМС), укрепленной неорганическим вяжущим (известь, цемент)

Дорожные основания из золоминеральных смесей допускается устраивать однослойными и двухслойными. При этом минимальную толщину слоя назначают не менее 12 см, максимальную – из условий достижения

требуемой плотности имеющимися уплотняющими средствами (обычно 25-30 см). Ширину основания назначают на 0,5 м больше ширины покрытия в каждую сторону (с учетом ширины краевых полос дорожной одежды). При расчёте дорожных конструкций коэффициент теплопроводности λ золоминеральных материалов следует принимать равным 1,4 Вт/(м·К).

Прочность золоминеральных материалов определяют по ГОСТ 10180 «Бетоны. Метод определения прочности по контрольным образцам» с учётом уточнений в ГОСТ 23558 «Смеси щебеночно-гравийно-песчаные и грунты, обработанные неорганическими вяжущими материалами, для дорожного и аэродромного строительства. Технические условия» в возрасте 90 суток и характеризуют маркой.

Соотношение между маркой, прочностью на сжатие и растяжением при изгибе образцов должно соответствовать требованиям, указанным в табл. 6.

Таблица 6 – Прочностные характеристики золоминеральных материалов

Марка по прочности	Предел прочности, МПа (кгс/см ²), не менее	
	на сжатие $R_{сж}$	растяжение при изгибе $R_{изг}$
M20	2,0(20)	0,4(4)
M40	4,0(40)	0,8(8)
M60	6,0(60)	1,2(12)
M75	7,5(75)	1,5(15)
M100	10,0(100)	2,0(20)

Ориентировочные расходы компонентов вяжущего для приготовления золоминеральных смесей на основе отсевов дробления приведены в табл. 7.

Таблица 7 – Расходы компонентов вяжущего в золоминеральных смесях на основе отсевов дробления (песка)

Материал	Ориентировочный расход компонентов вяжущего, в % по массе смеси		
	Зола уноса	Известь	Цемент
ЗМС на основе отсевов дробления, соответствующие марке: 20	10,5-13,5	4,2-5,4	–
«-»	11-16	–	4,8-6
40	13,5-16,5	5,4-6,6	–
«-»	15-19	–	6-7,2
60	16,5-19,5	6,6-7,8	–
«-»	19-23	–	7,2-8,4
75	18-21	7,2-8,4	–
«-»	23-24	–	8,4-9,6
100	20,5-23,5	9-10,2	–
«-»	23-24	–	9,6-10,8

Примечание: Дозировка извести указана в пересчете на активные СаО и MgO.

Основания дорог, обработанные известью в сочетании с золой уноса, продолжают набирать прочность несколько лет [5], что следует учитывать при определении срока службы дорожной одежды (рис. 2).

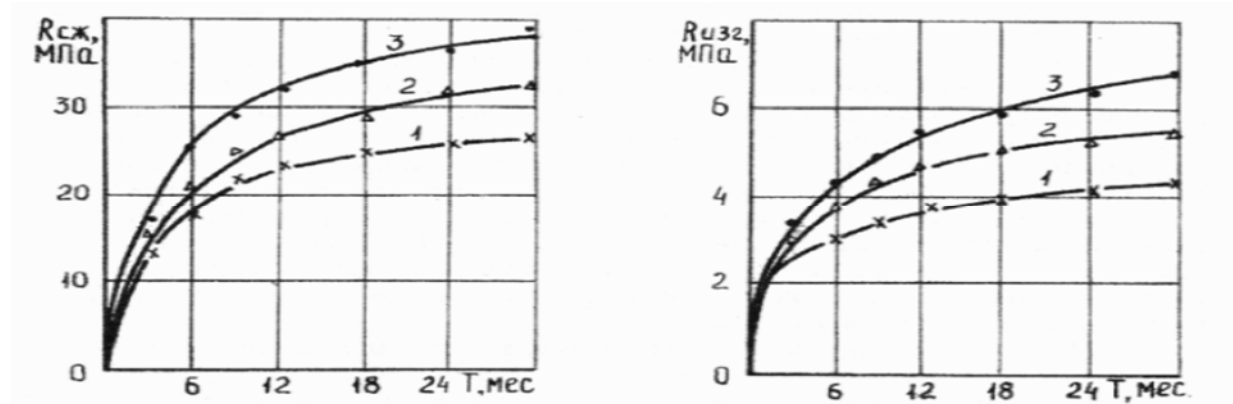


Рисунок 2 – Динамика твердения золоминеральных смесей на основе низкокальциевых зол уноса (угли Экибастузского месторождения) [5]:
 1 – Семипалатинская ТЭЦ, 2 – Ермковская ГРЭС, 3 – кзыл-ординская ТЭЦ;
 $R_{сж}$, $R_{изг}$ – прочность образцов на сжатие и изгиб, МПа

Набор прочности оснований из золоминеральных смесей, наблюдаемый на практике и отраженный в разработанных нормативно-технических документах, подтверждает теорию склонности к самоомоноличиваемости оснований из золоминеральных смесей со временем, как аналогов пуццолановых.

Золоминеральные материалы (особенно обработанные известью) обладают высокой трещиностойкостью, что позволяет уменьшать минимально допустимую толщину асфальтобетонных покрытий и/или продлить нормативные сроки межремонтной эксплуатации автомобильных дорог.

Технико-экономические расчеты показывают [4], что применение золы уноса Рефтинской ГРЭС в составе золоминеральных смесей для устройства нижних слоев основания дорожной одежды, обеспечивает сокращение прямых затрат на производство строительно-монтажных работ на 5,5 % и позволяет достичь экономического эффекта в размере от 570 до 1 346 тыс. руб./км автомобильной дороги общего пользования в зависимости от категории, принятых геометрических параметров и конструкции дорожной одежды.

Список литературы

1. Путилин Е.И., Цветков В.С. Применение зол уноса и золошлаковых смесей при строительстве автомобильных дорог. Обзорная информация. – М.: Информ-автодор. – 2003. – Вып. 5. – 60 с.
2. ОДМ 218.2.031-2013. Методические рекомендации по применению золы-уноса и золошлаковых смесей от сжигания угля на тепловых электростанциях в дорожном строительстве. – М.: Росавтодор, 2013.

3. ОДМ 218.2.035-2013. Рекомендации по применению золы-уноса в бетоне оснований автомобильных дорог: – М.: Росавтодор, 2013. – 26 с.

4. Определение возможности применения золы уноса Рефтинской ГРЭС в технологиях дорожного строительства (устройство земляного полотна и слоев основания дорожных одежд): тема НИОКР № 1469 (кн. 1-4). – Уральский филиал ОАО «ГИПРОДОРНИИ». – Екатеринбург, 2011.

5. Белоусов Б.В. Материалы для долговечных и экономичных оснований дорожных одежд: монография. – Омск: изд-во СибАДИ, 2000. – 158 с.

УДК 625.7.08:662.613.11

ОПЫТНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ ЗОЛ УНОСА ТЭС В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Черняк Р. Д.¹, Дмитриев В. Н.², Чудинов С. А.², Кошкарлов Е. В.²

¹ООО «Мегастрой», г. Екатеринбург, Россия

²ООО «УралДорНИЦ», г. Екатеринбург, Россия

Золы уноса и золошлаковые отходы теплоэлектростанций (ТЭС) являются перспективным сырьем для дорожного строительства [1-4]. По результатам исследований Уральского филиала «ГИПРОДОРНИИ» и разработанных рекомендаций [3] была спроектирована укрепленная неорганическим вяжущим дорожная одежда на технологической автомобильной дороге в промышленной зоне Рефтинской ГРЭС. В ходе данной работы отработана схема управления использованием золошлакоотходами (ЗШО) на ТЭС для применения в дорожном строительстве.

СМР произведены по разработанной рабочей документации «Устройство подъездных дорог от площадки пылеподавления в сторону птицефабрики и башни выгрузки ТЛК, патрульной тропы прохода, двух переходов-площадок через железнодорожные пути», разработанной ООО «УралДорНИЦ».

В соответствии со СНиП 2.05.07-91* Промышленный транспорт, СП 37.13330,2012, проектируемая подъездная автомобильная дорога № 1 от площадки пылеподавления в сторону птицефабрики и подъездная автомобильная дорога № 2 от площадки пылеподавления в сторону башни выгрузки ТЛК запроектирована со следующими основными параметрами:

- класс автомобильной дороги – дороги промышленных предприятий (внутриплощадочные);
- категория дорог – III-в;
- расчётная скорость движения – 30 км/час;
- наибольший продольный уклон дороги № 1 – 23,3 ‰;
- наибольший продольный уклон дороги № 2 – 105,4 ‰;
- протяжение дороги № 1 – 0,165 км;
- протяжение дороги № 2 – 0,157 км;

– число полос движения	– 2;
– ширина земляного полотна	– 9,0 м;
– ширина земляного полотна на участке барьерного ограждения	– 10,0 м;
– ширина проезжей части	– 6,0 м;
– ширина обочины	– 1,5 м;
– ширина обочины на участке барьерного ограждения	– 2,0 м;
– поперечный уклон проезжей части	– 20 %;
– поперечный уклон обочины	– 40 %;
– тип дорожной одежды дороги № 1	– капитальный;
– тип дорожной одежды дороги № 2	– облегченный;
– вид покрытия	– асфальтобетон;
– расчётная интенсивность движения	– 350 авт/сут.;
– заданный уровень надёжности	– 0,90

Проектной документацией на строительство подъездных автодорог предусмотрено:

- возведение земляного полотна;
- устройство дорожной одежды;
- устройство водопропускной трубы на автодороге № 1;
- обустройство дорог по нормативам внутриплощадочных III-в.

В соответствии с перспективной интенсивностью движения обеспеченностью ДСМ, конструкция дорожной одежды подъездной автомобильной дороги № 1 – облегченного типа толщиной 42 см, на подъездной автомобильной дороге № 2 дорожная одежда принята капитального типа толщиной 51 см. Расчет конструкции дорожной одежды выполнен в соответствии с указаниями инструкции по проектированию нежестких дорожных одежд ОДН 218.046-01. Уровень надежности принят 0,90, требуемый коэффициент прочности при расчете по критерию растяжения при изгибе, сопротивления сдвигу $K_{пр} = 0,94$. Расчет по упругому прогибу не требуется. Расчетная нагрузка на автомобиль группы А с нагрузкой на ось 130 кН.

Подъездная автомобильная дорога № 1

По результатам расчёта в документации принят тип 1-42:

– однослойное покрытие – из горячей плотной мелкозернистой асфальтобетонной смеси типа А марки II по ГОСТ 9128-2013, на вязком битуме БНД 90/130 толщиной 0,05 м.

– двухслойное основание: верхний слой из ПЩС, обработанной цементом марки ПЩ400 в количестве 7 % с добавлением золы-уноса в количестве 11 %, толщиной 0,15 м; нижний слой основания – песчано-щебёночная смесь по ГОСТ 25607-2009 толщиной 0,22 м.

– земляное полотно – скальный грунт карьера Малышевского рудоуправления.

На участке проезда гусеничной техники предусмотрено устройство жесткой дорожной одежды, тип 2-42 с покрытием из железобетонных плит.

Подъездная автомобильная дорога № 2

По результатам расчёта в документации принят тип 1-51:

– однослойное покрытие – из горячей плотной мелкозернистой асфальтобетонной смеси типа А марки П по ГОСТ 9128-2013, на вязком битуме БНД 90/130 толщиной 0,05 м.

– двухслойное основание: верхний слой из горячей пористой крупнозернистой асфальтобетонной смеси марки П по ГОСТ 9128-2013, на вязком битуме БНД 90/130, толщиной 0,09 м;

– нижний слой основания – из песчано-щебёночной смеси, обработанной цементом марки ПЦ400 в количестве 7 % с добавлением золы-уноса в количестве 11 %, толщиной 0,15 м;

– выравнивающий слой основания – песчано-щебёночная смесь по ГОСТ 25607-2009 толщиной 0,22 м по скальному грунту земляного полотна.

В ходе СМР отработан технологический регламент приготовления и укладки ПЩС, обработанной цементом с добавлением золы уноса Рефтинской ГРЭС.

Схема управления ЗШО при использовании в дорожном строительстве разработана по опыту применения золоотходов Рефтинской ГРЭС в период строительства данной технологической дороги, и может быть использована на других теплоэлектростанциях и объектах строительства, что подтверждено опытом использования ЗШО на Гусиноозерской ГРЭС, Благовещенской и Хабаровской ТЭЦ-3 на Дальнем Востоке.

Система внедрения технологии использования ЗШО на предприятии (ТЭС) и в дорожном хозяйстве связана с диагностированием технологических, производственных и бизнес-процессов, планированием и управлением ЗШО. Ее основой служит комплект разработанной нормативно-технической документации по внедрению ЗШО конкретного предприятия (ТЭС) в дорожном строительстве согласно выбранной конструкции дорожной одежды, применяемой технологии строительства, рабочей документации, на основании всестороннего исследования компонента ЗШО (зола уноса, золошлак) и разработанных проектных решений, технико-экономического обоснования.

В ТЭО применения ЗШО должны быть обоснованы и подтверждены расчетами: технико-экономическая целесообразность предложенного проектного решения для дорожного хозяйства (Заказчика автомобильных дорог в регионе) и коммерческая выгода для ТЭС, альтернативная существующей технологии утилизации ЗШО на данном энергетическом предприятии.

Список литературы

1. ОДМ 218.2.031-2013. Методические рекомендации по применению золы-уноса и золошлаковых смесей от сжигания угля на тепловых электростанциях в дорожном строительстве. – М.: Росавтодор, 2013.

2. ОДМ 218.2.035-2013. Рекомендации по применению золы-уноса в бетоне оснований автомобильных дорог: – М.: Росавтодор, 2013. – 26 с.

3. Определение возможности применения золы уноса Рефтинской ГРЭС в технологиях дорожного строительства (устройство земляного полотна и слоев основания дорожных одежд): тема НИОКР № 1469. – Уральский филиал ОАО «ГИПРОДОРНИИ». – Екатеринбург, 2011.

4. Черняк Р.Д. Разработка и внедрение эффективных технологий использования золошлаковых отходов в дорожном строительстве. Дисс. ... к.т.н. – Екатеринбург: УралДорНИЦ, 2020.

УДК 625.7.08:662.613.11

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗОЛЫ УНОСА РЕФТИНСКОЙ ГРЭС В КАЧЕСТВЕ МИНЕРАЛЬНОГО ПОРОШКА ДЛЯ АСФАЛЬТОБЕТОННЫХ СМЕСЕЙ

Кошкарров Е. В.¹, Черняк Р. Д.², Дедюхина Н. И.³, Кошкарров В. Е.¹, Шаламова Е. Н.⁴

¹ООО «УралДорНИИ», г. Екатеринбург, Россия

²ООО «Мегастрой», г. Екатеринбург, Россия

³Уральский филиал ФАУ «РОСДОРНИИ», г. Екатеринбург, Россия

⁴ООО «УралДорНИЦ», г. Екатеринбург, Россия

Активные и активированные минеральные порошки для асфальтобетонных смесей могут быть получены из техногенных материалов – зол и шлаков [1].

По гранулометрическому составу золу уноса Рефтинской ГРЭС можно сравнить с песком пылеватым (ГОСТ 25100) и/или минеральным порошком для асфальтобетонных смесей из отходов промышленности (ГОСТ Р 52129).

Таблица 1 – Гранулометрический состав и свойства золы уноса Рефтинской ГРЭС

Гранулометрический состав, % (частные остатки на ситах)					Всего песка	Пыли		Глины <0,005	Природная влажность, %	Потери при прокаливании, %	Плотность насыпная, г/см ³ рыхл./упл.
Всего >2 мм	Фракции песка, мм					0,05- 0,01	0,01- 0,005				
	2-0,5	0,5- 0,25	0,25- 0,1	0,1- 0,05							
0,0	0,1	3,6	16,5	16,8	37,0	53,8	6,0	3,2	0,14	2,32	0,72/ 0,89
0,0	0,1	4,0	16,1	18,8	39,0	50,2	8,0	2,8			

Данный техногенный мелкодисперсный материал обладает развитой удельной поверхностью. Удельная поверхность золы, отобранной с циклонов, составляет от 300 до 600 м²/кг. Коэффициенты адгезии K_a образцов циклонной пыли, определенные по хроматографической методике д.х.н., проф. В.К. Кондратова [3], по отношению к нефтяным битумным вяжущим материалам изменяются от 2,104 до 2,180, что говорит об их более высоких адгезионных свойствах к органическим вяжущим в системе «адгезив – субстрат», чем кварц, ($K_a = 1,9$ ед.). Тем не менее, желательно активировать

данный дисперсный минеральный материал для использования в асфальтобетонных смесях, например: способом совместного измельчения с доломитом и органической активирующей добавкой.

Исследованиями Уральского филиала ФГУП «РОСДОРНИИ» [2] и Уральского филиала «ГИПРОДОРНИИ» в рамках программы применения золы уноса Рефтинской ГРЭС в дорожном строительстве показана возможность использования ее в самостоятельном виде как недорогого и доступного местного минерального порошка техногенного происхождения при производстве асфальтобетонных смесей. Стоимость золы уноса в 10 раз ниже стоимости стандартного минерального порошка, приготавливаемого измельчением карбонатных горных пород.

Таким образом, сухая зола уноса Рефтинской ГРЭС, с учетом ее гранулометрического состава, достаточно развитой удельной поверхностью и пористостью, является эффективным заменителем минерального порошка типа МП-2 по ГОСТ Р 52129 в асфальтобетонных смесях (минеральный порошок из отходов промышленности).

В связи с изменениями с 2014 г. в нормативной базе на минеральные материалы (щебень, песок, минеральный порошок) для производства асфальтобетонных смесей АБС и ЦМАС по ПНСТ-183 и ПНСТ-184, внедрением в отечественную практику метода объемно-функционального проектирования по методологии «Supergrove» и «Моршалл», требования к мин. порошку и его маркировка изменились (ГОСТ 32761-2014), а также усовершенствованы методы их испытания. В настоящее время сухая зола уноса Рефтинской ГРЭС текущего производства, при соответствии своих характеристик, будет относиться к марке МП-3.

Установка по измельчению минерального сырья (зола + доломит) с активирующими добавками (фусы, твердые марки битумов, асфальтит) или без них, представлена на рис. 1.

Для получения более высококачественных марок минеральных порошков (МП-1 и МП-2 по ГОСТ 32761-2014) для современных асфальтобетонных покрытий, типа А и ЦМА по ПНСТ 184 и 183, предложено получение активированных и неактивированных минеральных порошков путем совместного помола и активации золы уноса Рефтинской ГРЭС с карбонатными горными породами (известняками, доломитами) соответствующего качества, в соотношении от 10 до 50 % масс.

Зола уноса способствует более «мягкому» дроблению горных пород и меньшему износу рабочих органов дробильного оборудования при производстве активированных и неактивированных минеральных порошков для асфальтобетонных смесей.

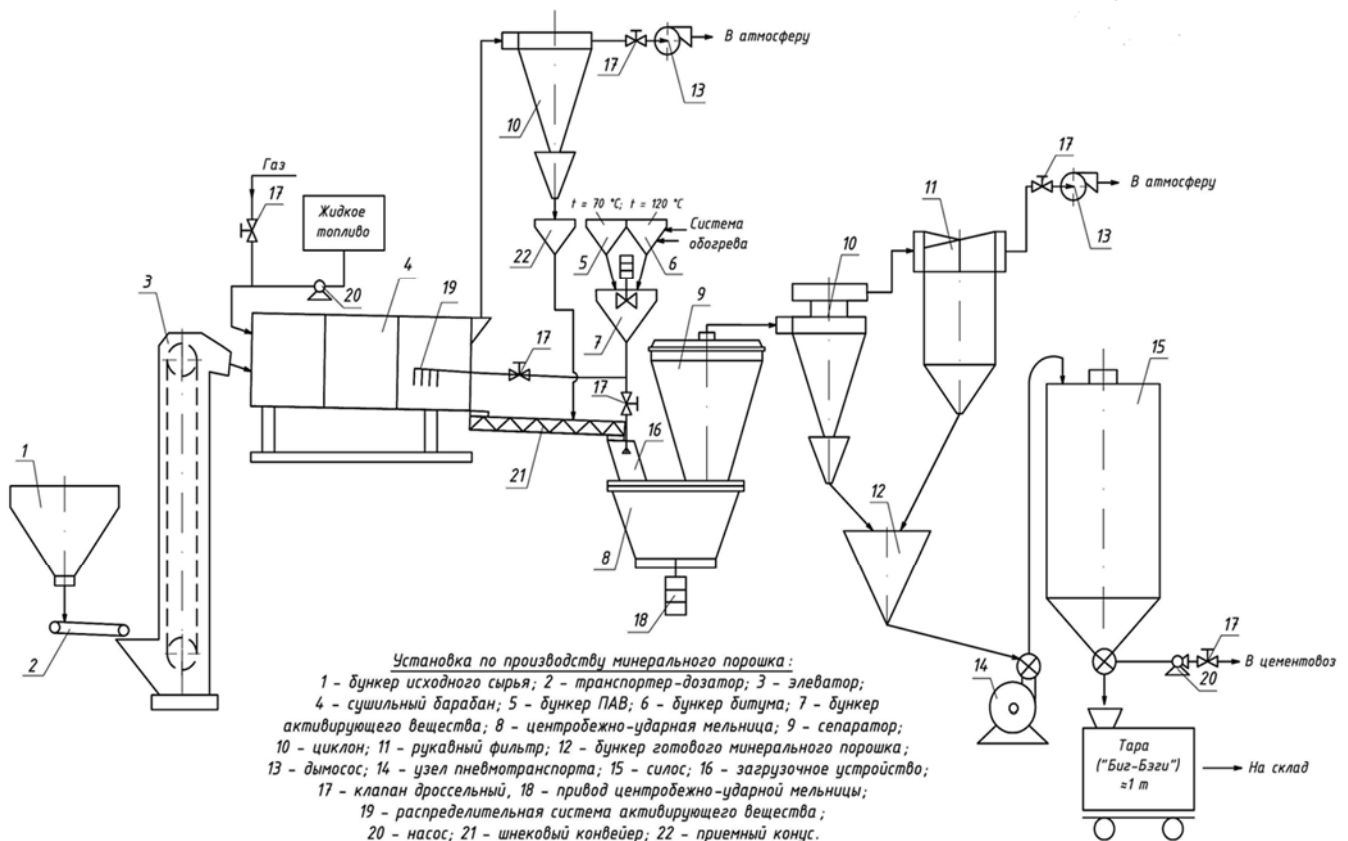


Рисунок 1 – Принципиальная технологическая схема центробежно-ударной установки по производству активированного и неактивированного МП для АБС и ЩМАС, на основе исходного минерального сырья, содержащего карбонатные породы и золы уноса

Опытный участок асфальтобетонного покрытия протяженностью 0,5 км с использованием золы уноса Рефтинской ГРЭС в качестве минерального порошка (МП-2) уложен по согласованию с ГКУ «УАД» подрядной организацией ЗАО «Мелиострой» на региональной автомобильной дороге IV категории п. Зайково – с. Знаменское (км 42+550 – км 45+550) в Свердловской области, при научно-техническом сопровождении Уральского филиала ФГУП «РОСДОРНИИ».

Список литературы

1. Расстегаева Г.А. Активные и активированные минеральные порошки из отходов промышленности. – Воронеж: изд-во ВГАСУ, 2002.
2. Применение золы уноса Рефтинской ГРЭС в качестве минерального порошка для производства асфальтобетонных смесей. Отчет о НИР. – Екатеринбург: Уральский филиал ФГУП «РОСДОРНИИ», 2011.
3. Кондратов В.К., Кошкарлов В.Е. и др. Исследование адгезионных свойств органических вяжущих к твердым материалам методом модельных соединений в системе адгезив – субстрат // Вопросы проектирования и строительства автомобильных дорог. Сб. науч. тр. «ГИПРОДОРНИИ». Вып. 1 (60). – Екатеринбург, 2010.

ПРИМЕНЕНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ КОНЦЕНТРАТОРОВ ИТОМАК С АВТОМАТИЧЕСКОЙ СИСТЕМОЙ УПРАВЛЕНИЯ НА ДЕЙСТВУЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Афанасенко С. И.

ЗАО «Итомак», г. Новосибирск, Россия

Гравитационные методы обогащения, привлекательные экологической чистотой, переживают второе рождение. Прежде всего, это обусловлено применением центробежных концентраторов с псевдооживленным слоем.

Обобщая мировой опыт за последние 30 лет, можно с уверенностью утверждать, что центробежные методы обогащения стали широко применяться в технологических схемах обогащения тонкодисперсных продуктов и сырья с мелким и пластинчатым золотом. В последние годы, в связи с постоянным ростом мировых цен на золото, велик интерес к переработке хвостов и эфельных отвалов золотодобывающих предприятий, где эффективность работы центробежных концентраторов неоспорима.

ЗАО «ИТОМАК» разрабатывает и производит центробежные концентраторы с периодической выгрузкой концентрата с 1994 года, накоплен большой опыт их применения на рудных и россыпных месторождениях. Начиная с 1996 года, нами ведутся работы на полигонах рудной и россыпной золотодобычи по следующим направлениям:

- доизвлечение (сокращение потерь) мелкого золота в основной технологии;
- добыча золота из текущих и лежалых хвостов ЗИФ и эфелей промприборов.

Центробежные концентраторы «ИТОМАК» с автоматической системой управления, поддерживающей заданный режим работы концентраторов, производятся с 2005 года. В настоящее время свыше 30 подобных концентраторов успешно работают в технологических схемах обогатительных фабрик и в составе промывочных установок.

За прошедшие пять лет золотодобывающими предприятиями России и других стран было приобретено более 60 промышленных концентраторов производительностью от 2 до 100 т/ч. Из них 34 были приобретены для извлечения золота из руды или хвостов рудной золотодобычи, около 30 концентраторов в 2010-2019 годах изготовлены с системой полного автоматического управления.

Таким образом, созданы и внедрены в промышленную практику центробежные концентраторы ИТОМАК, объединяющие в себе преимущества концентраторов с периодической разгрузкой, но и способные работать в непрерывном режиме питания и с регулируемым выходом концентрата.

Отличительной особенностью концентраторов ИТОМАК является расположение оси вращения рабочего конуса в горизонтальной плоскости, что позволяет усилить эффект сегрегации, упростить конструкцию, облегчить разгрузку концентрата, повысить надежность работы и улучшить условия эксплуатации основных узлов концентратора. Кроме того, разработаны новые конфигурации рабочих конусов концентраторов, адаптированные под конкретные свойства обогащаемого сырья.

Среди наших Заказчиков такие известные предприятия, как ЗАО «ПОЛЮС», АК «АЛРОСА», ОАО «Уралэлектромедь», АО «КАЗЦИНК», АО «КАЗХРОМ», ОАО «Нижне-Ленское», ООО «Геологоразведка», АС «Восток», ТОО «Деен» и другие.

В таблице приведены некоторые предприятия, установившие на своих производствах центробежные концентраторы «ИТОМАК» с автоматической системой управления за последние пять лет.

Таблица 1 – Поставленные центробежные концентраторы с автоматической системой управления 2013-2019 г.

Предприятие	Концентраторы	Год поставки	Примечания
ЗИФ р. «Веселый», Алтайский край	КГ-40	2018	Концентратор КГ-40 установлен в голове гравитационного передела ЗИФ
ОАО «НЗХК», г. Новосибирск	КГ-5, КГ-10	2019	Аппараты со специально разработанным конусом. Используются для очистки грунтов от ртутных загрязнений
ОАО «Алмазы Анабара», АЛРОСА	КГ-100	2012-2014	Приобретено 3 установки для переработки хвостов класса –1 мм с целью получения концентрата, содержащего попутные благородные металлы
ИнфоКом, Тында, Амурская обл.	КГ-100	2019	Россыпное золото, 3 установки
ООО ДМК Приморский край	КГ-30 и КГ-5	2010	Тонкодисперсное россыпное золото. 4 концентратора
ТОО «Деен», Курчум р. Казахстан	КГ-100	2019	Переработка эфельных отвалов промприбора.
АС «Восток», Хабаровский край	КГ-40	2016	Отработка полигона россыпи с тонким золотом, 2 шт.
ИП Шабалин, Башкортостан	КГ-40	2019	Рудное золото, 2 шт.

Запатентованная конструктивная особенность концентраторов «ИТОМАК» – горизонтальное расположение оси вращения ротора, мультироторная компоновка позволяет реализовать сполоск концентрата через борт конуса на уменьшенных оборотах конуса за 30-60 секунд без остановки подачи питания. Режим работы концентраторов задается и отслеживается автоматикой. Таким образом, идея создания мультироторной модульной конструкции с автоматическим управлением позволила разработать новый центробежный концентратор с непрерывным питанием любой требуемой производительности.



**Рисунок 1 – ЗИФ рудник «Веселый»
(КГ-40)**



**Рисунок 2 – ИнфоКом, г. Тында
(3 установки КГ-100)**



**Рисунок 3 – ТОО «Деен», г. Курчум
(КГ-100)**



**Рисунок 4 – ИП Шабалин
(КГ-40)**

ЦЕНТРОБЕЖНЫЙ КОНЦЕНТРАТОР «КРЦ-400» С ПЛАНЕТАРНЫМ ДВИЖЕНИЕМ РАБОЧЕГО КОНУСА

Афанасенко С. И., Лазариди А. Н., Прохорцев В. В., Рудаков И. Б.
ЗАО «Итомак», г. Новосибирск, Россия

В последние годы технологии обогащения золота шагнули далеко вперед, особенно в части гравитационного, т.е. самого экологичного вида обогащения. Давно известны концентраторы разных типов, использующие флюидизационную воду для разрыхления постели. Основная проблема при эксплуатации таких концентраторов – потребление больших объемов чистой или оборотной воды, что не всегда возможно обеспечить в холодных или, особенно, в засушливых условиях. Другая проблема – физический принцип, на котором основана работа любого центробежного концентратора с разрыхлением, который не позволяет использовать широкий класс крупности питающего материала. В связи с этим возникает необходимость предварительного отсева и классификации материала, подаваемого в питание концентратора для получения узкого класса обогащаемого продукта.

Давно применяются в практике обогащения геологоразведочных проб центробежные концентраторы РС-400 или КР-400. Принцип работы этих машин состоит в том, что основной рабочий конус с кольцевыми рифлями вращается вокруг своей оси с заданной скоростью, обеспечивая центробежное ускорение. При этом, вал основного конуса вращается вокруг другого вала, создавая вибрации. Все происходит от одного привода. Недостатком аппарата является сложность изготовления, низкая надежность и главное: невозможность обеспечивать отдельную регулировку частоты вращения и вибраций.

Учитывая эти факторы, логично было создать концентратор для геологоразведки и частных старателей, лишенный этих недостатков. Конструкторами и инженерами ЗАО ИТОМАК был создан концентратор с планетарным движением рабочего конуса – КРЦ-400 (рисунок 1), позволяющий отдельно регулировать частоты вращения конуса и вибраций с двумя приводами соответственно. Созданный аппарат позволяет эффективно промывать любой рудный или россыпной материал широкого класса крупности (до 20 мм) до 1 тонны в час. При этом нет особых требований к чистоте воды, которая поступает только с питанием концентратора.

Неоспоримое преимущество концентратора КРЦ-400, которое оценят геологи – это небольшой объем концентрата, до 50 мл.

Неоднократные испытания, проведенные как на производственной площадке ЗАО ИТОМАК, так и в реальных полевых условиях показали высокую эффективность и степень извлечения. На модельных смесях извлече-

ние золота составило 99 %. При обогащении 129 реальных золотосодержащих проб в артели старателей «Сезар-Арктика» на острове Большевик, при минимальном времени промывки (2-2,5 минуты), извлечение золота составило 95 %, что является очень высоким показателем при обогащении различных минеральных проб без предварительной классификации.



Рисунок 1 – Общий вид концентратора КРЦ-400

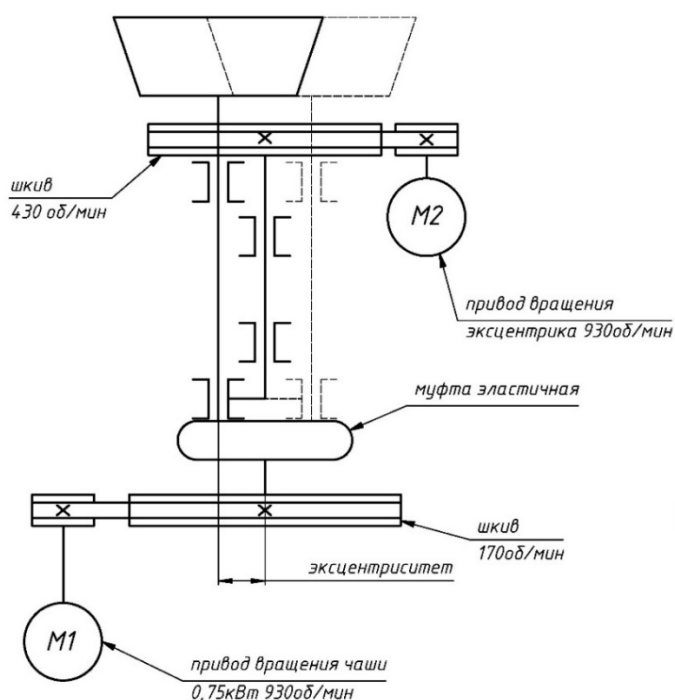


Рисунок 2 – Кинематическая схема концентратора КРЦ-400

Основным назначением данного прибора является гравитационно-центробежное обогащение минеральных проб (измельченных руд и песков), содержащих частицы драгоценных металлов и других минералов с большим удельным весом.

КРЦ-400 применяется в геологоразведочных работах при обработке легкопромывистых керновых проб и проведении крупнообъемного опробования. А также для доводки концентратов, в том числе шлюзовых, на ШОФ и ШОУ и для учебных целей и научных исследований.

Особенностью использования аппарата является периодическая разгрузка концентрата. Концентрат смывается в отверстие, находящееся в дне рабочего конуса при его остановке. Не требует ожигающей воды. Вода поступает только с питанием концентратора, поэтому отсутствуют особые требования к чистоте применяемой воды.



Рисунок 3 – Промывка пробы на концентраторе



Рисунок 4 – Конус после сполоска концентрата

Основные технические характеристики КРЦ-400 приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Технические характеристики КРЦ-400

Наименование параметра	Значение
Мощность двигателей, кВт	2×1,1
Фактор разделения, G	5,6
Производительность по твердому, макс, м ³ /час	1
Расход воды, поступающей в питание, л/час	от 3,5 до 3500
Объем концентрата, л	0,01-0,1
Крупность подаваемого материала в питании, мм,	10,0
Масса, кг	280
Размеры (Д×Ш×В), мм:	950×1000×1190

УДК 622.73

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ФЛЮОРИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ЗА СЧЁТ СНИЖЕНИЯ ФЛОТИРУЕМОСТИ СИЛИКАТНЫХ МИНЕРАЛОВ

Киенко Л. А., Воронова О. В., Лаврик Н. А.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Важнейшей проблемой горнодобывающих предприятий на сегодняшний день является истощение сырьевой базы, прогрессирующее снижение качества руд. Одновременно, отходы переработки руд, накопленные в течение продолжительного периода работы предприятий, содержат, зачастую заметные количества недоизвлечённых ценных компонентов.

Одним из крупнейших в стране по запасам флюорита является Вознесенский рудный район (ВРР), находящийся в Приморском крае, представляющий собой сырьевую базу Ярославской горнорудной компании. В последний период её работы, перед остановкой на реконструкцию (2013 год), в доступных для добычи рудах содержалось не более 26-29 % CaF₂. При этом содержание кальцита, близкого по флотационным свойствам с флюоритом, составляло 20-25 % и более [1]. Добыча качественных руд, залегающих на более низких горизонтах, возможна лишь после проведения большого объёма вскрышных работ на месторождении, что потребует значительных капиталовложений. Наиболее перспективным путём обеспечения предприятия сырьём представляется использование для вторичной переработки лежалых хвостов обогатительной фабрики. По данным проведенных опробований массива хвостохранилища содержание флюорита в хвостах колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – 12-14 %. Запасы их по имеющимся данным составляют не менее 30 млн. тонн.

Основным способом обогащения флюоритовых руд является, как известно, флотация. В связи с этим разработка технологий обогащения вторичного флюоритсодержащего сырья представляет собой очень сложную научно-техническую проблему, т.к. предполагает решение комплекса задач по подготовке материала. С учётом изменений на поверхности минералов, произошедших в результате первичного обогащения и длительного пребывания материала в водно-солевой среде хвостохранилищ, достижение селективного контакта с реагентами предполагает использование специальных операций. К тому же исходные первичные руды относятся к разряду труднообогатимых, что обусловлено как наличием в их составе близких по флотационным свойствам минералов, так и чрезвычайно тонким взаимным проращением компонентов [2, 3]. На стадии первичного обогащения руд извлекались, в основном, лишь наиболее чистые зёрна флюорита.

Вместе с тем, переработка вторичного сырья представляется экономически выгодной для предприятия, т.к. не предполагает высоких капитальных затрат: исключается основной объём дорогостоящих горных, взрывных, дробильно-сортировочных и прочих работ.

В результате экспериментов, построенных на предварительной эффективной технологической подготовке материала усреднённой пробы техногенных хвостов (19,9 % CaF_2 , 13,35 % CaCO_3) удалось достичь удовлетворительной селективности процесса флотации. По схеме, включающей, доизмельчение материала, основную флотацию и 6-8 перечисток пенного продукта [4-6], с применением высокоселективной композиции реагентов были получены концентраты, содержащие свыше 93 % CaF_2 , с извлечением в них флюорита 56-59 %.

Однако необходимо заметить, что качество флюоритовых концентратов оценивается не только по содержанию в них основного компонента. Ценность их в значительной степени определяется содержанием двуокиси кремния (SiO_2), являющейся вредной примесью и существенно влияющей на эффективность дальнейшей его химической переработки. В соответствии с существующими кондициями в концентратах, востребованных в настоящее время основными потребителями содержание двуокиси кремния не должно превышать 1-1,5 %. При переработке низкокачественного вторичного сырья получение продукции отвечающей этим требованиям является крайне сложной задачей. Изучение состава и структуры зёрен флюоритового концентрата с помощью растрового электронного микроскопа «JEOL» показало наличие большого числа вростков и примазок кварца, турмалина, гранатов, слюд, и др., что отчётливо просматривается на снимках (рисунок 1). Очевидно, что снижение содержания SiO_2 возможно лишь при дальнейшем повышении тонины помола, а также включении в схему операций и реагентов, позволяющих селективно сконцентрировать наименее загрязнённые силикатами флюоритовые зёрна. Все предполагаемые меры вряд ли возможны без снижения извлечения флюорита.

Известно множество реагентов и различных сочетаний, оказывающих депрессивное действие на минералы силикатной группы тринатрийфосфат, триполифосфат, бихроматы калия и натрия, крахмал, декстрин, экстракт квебрахо, карбоксиметилцеллюлоза, лигносульфонаты и др. Наиболее распространено использование в качестве депрессора жидкого стекла и его композиций с органическими полимерами, сернокислым алюминием, соляной кислотой (кислое жидкое стекло) и др.

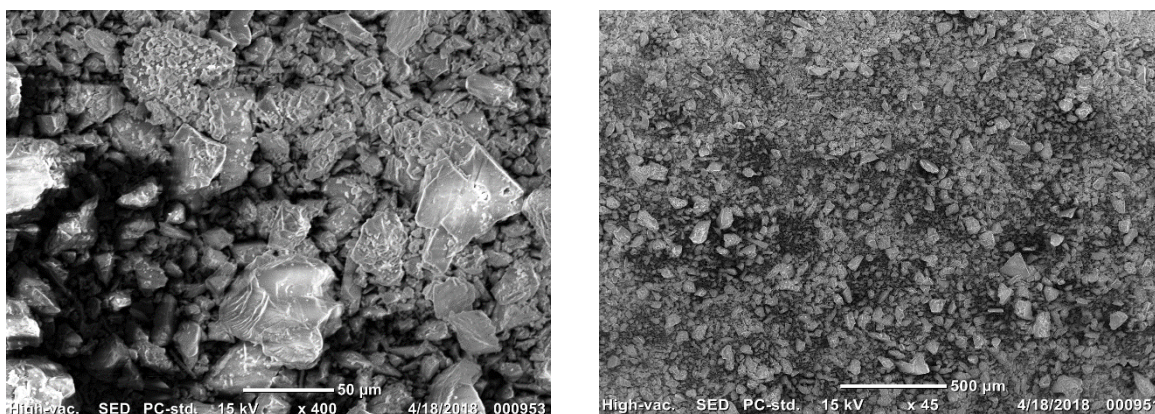


Рисунок 1 – Флюоритовый концентрат в различной степени увеличения

Действие жидкого стекла многообразно – оно может образовывать гидрофильную плёнку, десорбировать с поверхности минералов собиратель, закрепившийся в молекулярной форме, образовывать депрессирующие ассоциаты с органическими полимерами [7, 8].

По результатам наших исследований и промышленной практики флотационного обогащения руд ВРР применение сочетаний жидкого стекла с органическими полимерами, в частности с лигносульфонатами, содержащимися в побочных продуктах деревоперерабатывающей промышленности является довольно эффективным.

Оптимальная тонина помола устанавливалась в экспериментах с применением лабораторной шаровой мельнице марки МШЛ 40МЛ. Измельчение в течение 45 минут обеспечивает получение материала, содержащего 95-97 % класса $-0,044$ мм. Важным фактором, существенно влияющим на селективность флотации в столь тонкоизмельчённой пульпе, является плотность питания основной флотации. Установлено, что снижение плотности до 16-18 % по твёрдому обеспечивает минимальную сегрегацию частиц тонкоизмельчённого материала и, соответственно, положительно влияет на селективность флотации. В определившихся условиях по плотности и тонине помола исходного материала была проведена серия экспериментов по выбору оптимального расхода депрессоров силикатов. Полученные результаты представлены на гистограмме (рисунок 2).

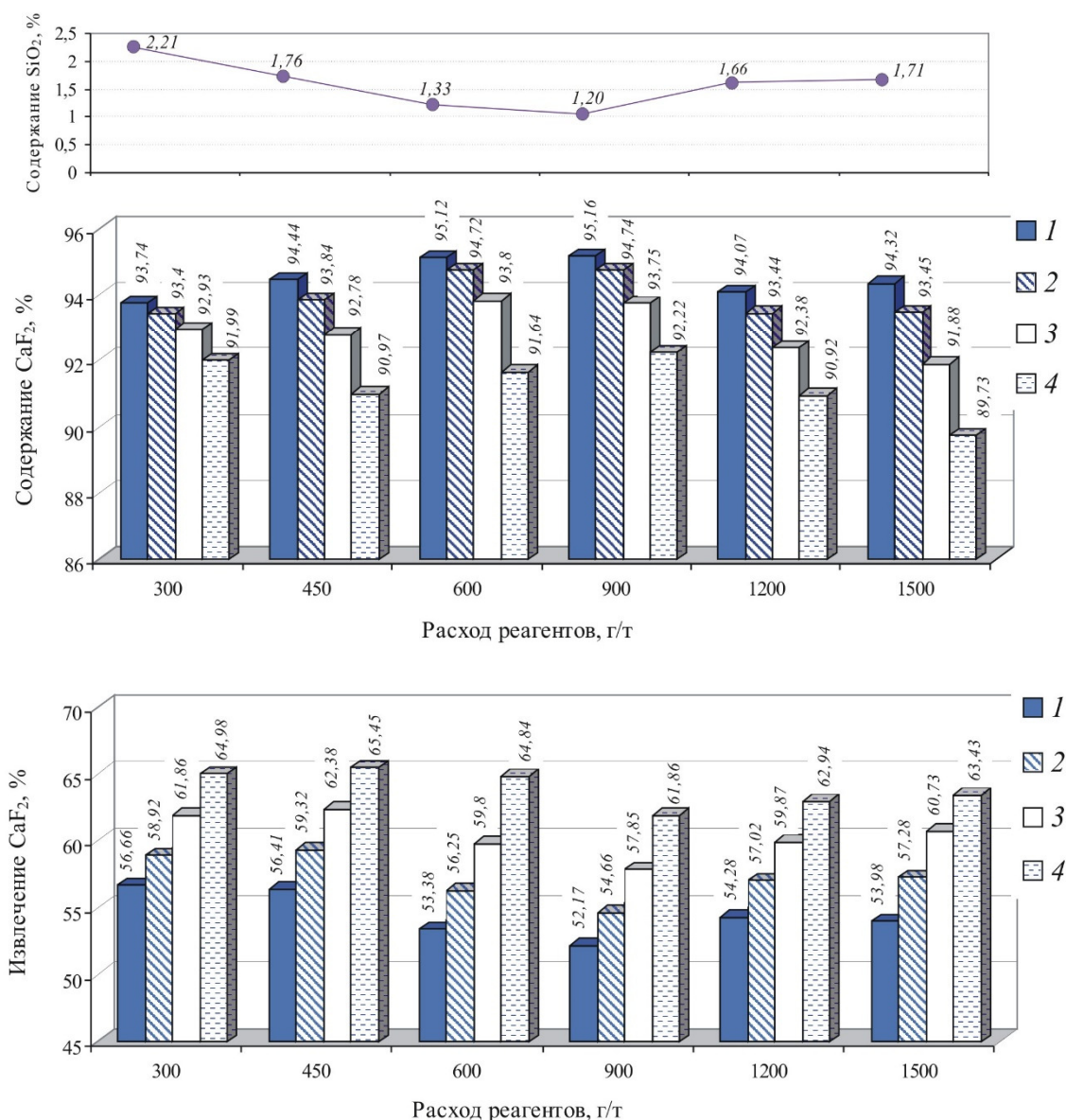


Рисунок 2 – Зависимость технологических показателей от общего расхода жидкого стекла и лигносульфонатов:

- 1 – концентрат восьмой перечистки; 2 – концентрат седьмой перечистки;
 3 – концентрат шестой перечистки; 4 – концентрат пятой перечистки

При расходах депрессоров 300 г/т после семи-восьми перечисток пенного продукта основной флотации были получены концентраты, содержащие 93,74-9,4 % при извлечении в них флюорита, соответственно 56,66-58,92 %. Увеличение расхода депрессоров до 600-900 г/т сопровождается ростом качества концентратов, как по содержанию CaF₂, так и по вредным примесям. Содержание SiO₂ в концентратах восьмой перечистки составляет 1,33-1,2 %, что, практически, соответствует нормам для труднообогатимого сырья. Извлечение флюорита при этом снижается на 3-4 %.

Вместе с тем при обозначенных расходах депрессоров уже после шести перечисток удаётся получить концентраты с достаточно высоким содержанием CaF_2 (93,8 %) при извлечении в них флюорита близком к 60 %. Дальнейшее увеличение их дозировки в процесс не приводит к повышению качества концентратов.

ВЫВОДЫ

1. Изучение обогатимости техногенных хвостов Ярославской горнорудной компании показало, что в зёрнах содержащегося в них флюорита имеются тонкие вкрапления кварца, турмалина, гранатов, слюд, являющихся носителем двуокиси кремния. Получение флюоритовых концентратов высокой чистоты с низким содержанием SiO_2 , являющейся строго лимитируемой вредной примесью, по этой причине весьма осложнено.

2. Предложена технология обогащения, построенная на тонком измельчении материала, рациональном подборе режимов флотации и расходов композиций депрессоров. Показана возможность получения концентратов, содержащих свыше 93 % CaF_2 , 1,76-2,2 % SiO_2 при извлечении в них флюорита до 59 %.

3. Корректировка режимов депрессии силикатов может обеспечить получение концентратов, содержащих свыше 95 CaF_2 и 1,2-1,33 % SiO_2 . Извлечение флюорита при этом снижается до 53,38 %.

Список литературы

1. Киенко, Л.А. К проблеме повышения селективности флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморского края [Текст] / Л.А. Киенко, Л.А. Саматова, О.В. Воронова // Горный журнал. – 2013. – № 12. – С. 63-67.

2. Киенко, Л.А. Флотация флюорита из карбонатных руд [Текст] / Л.А. Киенко, Л.А. Саматова, Г.Ю. Зуев, В.З. Шестовец, Л.Н. Плюснина // Обогащение руд. – 2007. – № 4. – С. 11-14.

3. Курков, А.В. Опыт работы обогатительной фабрики ОАО «Ярославский ГОК» [Текст] / А.В. Курков, П.Ф. Кугот, В.В. Коршунов, В.З. Шестовец, Н.В. Егоров, В.Е. Павлов // Горный журнал. – 2000. – № 9. – С. 11-14.

4. Киенко, Л.А. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего востока [Текст] / Л.А. Киенко, О.В. Воронова // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 78-83.

5. Киенко, Л.А. Исследование перспектив вторичной переработки хвостов обогащения карбонатно-флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании [Текст] / Л.А. Киенко, О.В. Воронова, С.А. Кондратьев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 1. – С. 158-164.

6. Киенко, Л.А. Использование высокоселективных модификаторов при флотации карбонатно-флюоритовых руд Приморья [Текст] / Л.А. Киенко, О.В. Воронова // Горный информационно-аналитический бюллетень. Спец. вып.: Геомеханические и геотехнологические проблемы освоения недр Севера. – 2015. – № СВ30. – С. 213-219

7. Эйгелес, М.А. Реагенты регуляторы во флотационном процессе [Текст] / М.А. Эйгелес. – М.: Недра, 1977. – 360 с.

8. Теория и технология флотации руд / [О.С. Богданов и др.] – М.: Недра. 1990. – 364 с.

ПРИМЕНЕНИЕ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТА

Воронова О. В., Киенко Л. А.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Использование техногенного сырья на сегодняшний день является наиболее перспективным направлением решения проблемы дефицита сырьевых источников для предприятий горнодобывающей отрасли [1]. По имеющимся данным, объём хвостов переработки флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), базирующей на рудах Вознесенского рудного района Приморского края, проскладированных в хвостохранилище предприятия, оценивается в 30 и более млн. т. Содержание в них флюорита колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – не более 12-14 %.

В техногенных хвостах флюорит представлен наиболее проблемными зёрнами, не извлеченными на стадии первичного обогащения. Состав и свойства отходов производства определяют необходимость особого подхода к его технологической оценке.

Основными, наиболее целесообразными назначениями применения ультразвуковых воздействий при обогащении тонкоизмельчённого сырья является снятие поверхностных плёнок и реагентных покрытий, дезинтеграция минеральных (в том числе шламовидных) частиц. Очистка минеральных частиц от природных плёнок и вторичных образований обеспечивает повышение чистоты поверхности минералов и степени подготовленности к адсорбционным процессам. На очищенной ультразвуком минеральной поверхности зачастую возникают различные дефекты кристаллической решетки, что также является фактором повышения прочности закрепления собирателей. Кроме того, под действием ультразвука может происходить разрушение коллоидных структур карбоксильных соединений, применяемых при флотации большинства кальцийсодержащих минералов, сопровождающееся повышением уровня дисперсности используемых собирателей, интенсификацией их действия, снижением расходов [2, 3].

Влияние ультразвука на процессы взаимодействия фаз в объёме рудных суспензий с полидисперсным составом может явиться причиной различных, в том числе противоречивых по физико-механическим эффектам процессов. С одной стороны, происходящее под действием ультразвуковых колебаний образование «свежей» минеральной поверхности способствуют повышению скорости и прочности закрепления собирателя и последующей их флотации. С другой – приумножение за счёт этого процесса численности обособленных тонких шламов, полурастворённых солей и десорбированных вторичных покрытий приводит к нежелательным последствиям.

При подготовке к флотационному обогащению техногенного сырья воздействие ультразвуком является одним из важнейших инструментов направленного воздействия на поверхностный слой частиц. Эффективное разделение минералов методом флотации может осуществляться при условии доступности слагающих минеральную смесь компонентов для взаимодействия с реагентами и жидкой фазой пульпы. Образовавшиеся в результате измельчения свободные связи кристаллической решётки лишь частично решают проблему непосредственного контакта катиона минерала с анионом собирателя. На значительной части поверхности частиц, экранированной плёнками покрытий, адсорбция собирателя будет протекать слабо селективно. Дополнительная подготовка поверхности может сопровождаться существенным повышением селективности адсорбционных процессов и соответствующим ростом качества концентратов.

В результате проведенных ранее исследований перспектив применения ультразвуковых воздействий на техногенное флюоритсодержащее сырьё было установлено, что обработка лежалых хвостов перед измельчением позволяет заметно повысить эффективность их флотационного обогащения, а акустическое воздействие на пенные продукты приводит к заметному росту селективности процесса [4, 5].

Цель проводимых исследований заключалась в установлении принципиальной возможности извлечения флюорита в концентраты, отвечающие по своему составу действующим требованиям на высокосортные концентраты с применением ультразвуковых воздействий. Суть проблемы состоит в том, что в последнее время резко возрос спрос на концентраты высокой чистоты, содержащие 95 % CaF_2 и выше, а содержание в них SiO_2 , являющейся основной вредной примесью жестко регламентируется – не более 1 %.

Обработка пульпы ультразвуком осуществлялось с помощью ультразвуковой установки ИЛ100-6 производства Санкт-Петербургской компании «Ультразвуковая техника ИНЛАБ». Рабочая частота ультразвука – 22 кГц, потребляемая мощность не более 800 ватт. Время воздействия – 7 мин. было принято, как оптимальное на основании результатов, полученных нами ранее на рудном материале и «лежалых» хвостах предприятия.

Все эксперименты проводились в условиях оптимального дисперсно-шламового режима. Шламы и жидкая фаза обработанной ультразвуком навески, после отстаивания в течение трёх минут, сбрасывались как отвальный продукт, с целью выведения из технологической схемы десорбированных соединений первичного цикла переработки, поверхностных новообразований и наиболее тонких частиц. Флотация озвученного материала проводилась с применением в качестве собирателя жирнокислотной фракции талового масла (ЖКТМ).

Результаты экспериментов по флотации техногенных хвостов с использованием ультразвуковой обработки материала в различных узлах технологической схемы отображены на рисунке 1.

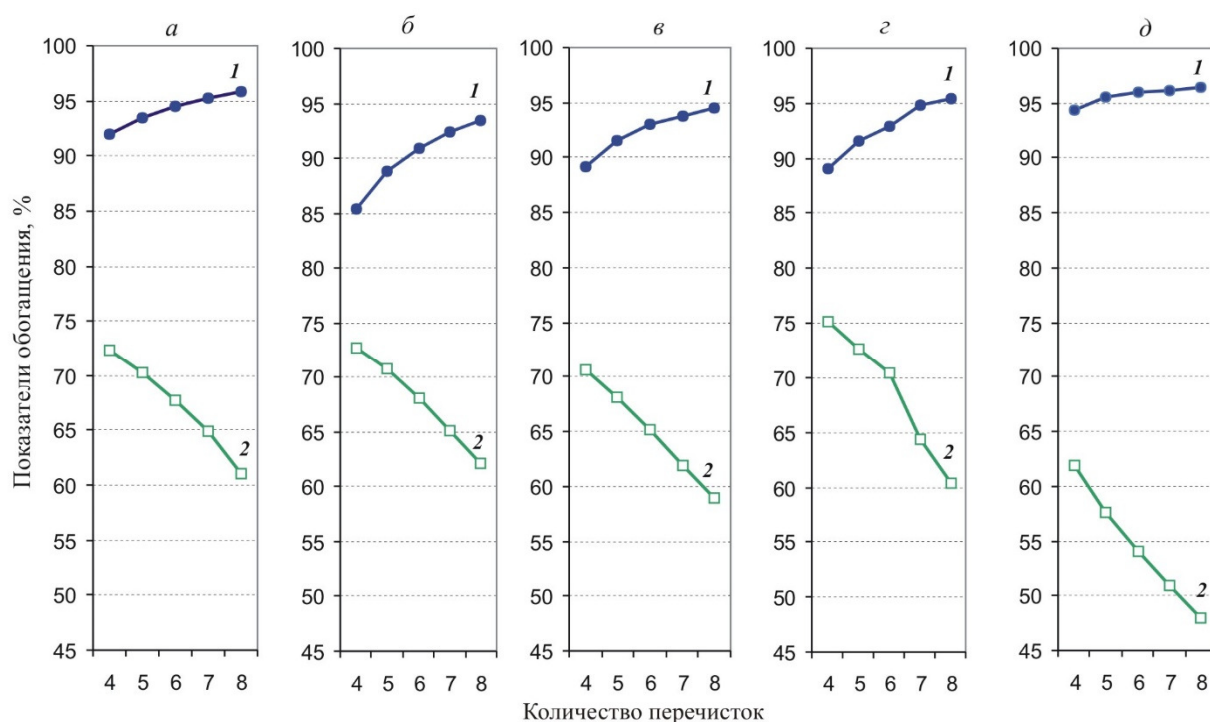


Рисунок 1 – Результаты флотации флюорита из техногенного сырья в различных режимах обработки ультразвуком:

- а* – озвучивание воды 5 мин.; хвостов перед измельчением 7 мин.;
 - б* – озвучивание воды 5 мин.; хвостов перед измельчением 10 мин.;
 - в* – озвучивание измельчённого продукта перед флотацией 7 мин.;
 - г* – вода не озвучивалась, озвучивание пенного продукта шестой перечистки 7 мин.;
 - д* – озвучивание воды 5 мин., пенного продукта четвёртой перечистки 7 мин.;
- 1 – содержание CaF₂, %; 2 – извлечение CaF₂, %.

Обработке ультразвуком, в отдельных опытах, подвергалась используемая в технологии вода. Проведены эксперименты с воздействием ультразвука на готовый по крупности материал, исследовалось влияние на технологические показатели увеличения времени озвучивания (режимы *а*, *б*). Незначительное увеличение времени обработки приводит к снижению содержания CaF₂ в концентраты всех перечисток.

Увеличение времени воздействия ультразвуком на исходный продукт, а также акустическая обработка предварительно измельчённого материала (режим *в*) не способствовала повышению качественных показателей флотации. Но при этом, как показывают результаты анализов все флюоритовые концентраты, полученные по технологии с использованием ультразвуковой обработки, имеют заметно более низкие содержания двуоксида кремния. Даже концентрат опыта в режиме *б*, с содержанием CaF₂ 93,5 % содержит лишь 1,22 % SiO₂.

Кроме того, изучалась возможность повышения качества концентратов за счёт обработки пенных продуктов в ходе их перечисток.

Полученные данные указывают на то, что эффективность флотационного разделения в экспериментах с применением ультразвуковых воздействий заметно возрастает. После обработки ультразвуком исходного материала и, одновременно подачи в процесс «озвученной» воды, выделенный концентрат 8-ой перечистки (режим *a*), содержал 95,84 % CaF_2 при извлечении в него флюорита 61,08 %. В разряд высокосортных при этом можно отнести и концентрат 7-ой перечистки с содержанием CaF_2 95,27 % и довольно высоким для данного типа сырья извлечением флюорита – 64,9%.

Ультразвуковая обработка пенных продуктов на заключительных этапах технологии (после 4-ой и 6-ой перечисток) существенно влияет на качество конечных концентратов, является инструментом, позволяющим более полно сбрасывать в камерные продукты силикатные минералы. Содержание SiO_2 в концентратах режимов *z*, *d* составило, 1,06 и 0,93 % при содержании CaF_2 соответственно 95,48 и 96,4 %. За весь период исследований техногенного сырья концентраты такого качества были получены впервые.

Таким образом, использование ультразвука на стадии подготовки к флотации лежалых хвостов с целью десорбции остатков реагентов первичного обогащения и различных покрытий, с последующим сбросом шламовых фракций обеспечивает эффективную подготовку минеральных частиц к взаимодействию с собирателями. В результате удаётся выделить концентрат, содержащий свыше 95 % CaF_2 при извлечении в него флюорита до 64,9%.

Обработка ультразвуком пенных продуктов доводочно-перечистных циклов технологии является эффективной и позволяет получить высокосортные флюоритовые концентраты, содержащие 95,48-96,2 % CaF_2 с извлечением, соответственно 60,35-50,96 %. При этом содержание в них SiO_2 , являющейся крайне трудно отделяемой вредной примесью, снижается до 1,06 и 0,93 %.

Список литературы

1. Киенко, Л.А. К проблеме расширения сырьевых источников для производства флюоритовых концентратов в Приморском крае [Текст] / Л.А. Киенко, О.В. Воронова // Горный журнал. – 2015. – № 2. – С. 69-71.
2. Агранат, Б.А. Основы физики и техники ультразвука [Текст] / Б.А. Агранат, М.Н. Дубровин, Н.Н. Хавский. – М.: Высшая школа, 1987. – 352 с.
3. Еремин, Ю.П. О перспективах использования вибрационных и акустических колебаний на процессы флотации [Текст] / Ю.П. Еремин, Г.А. Денисов, М.Д. Штерн и др // Обогащение руд. – 1981. – № 3. – С. 24-28
4. Voronova, O. V. Study of promises for the use of ultrasound in the technology of secondary beneficiation of processing wastes / O. V. Voronova, L.A. Kienko // E3S Web of Conferences. – 2018. – Vol. 58. – P. 03015.

5. Киенко, Л.А. Исследование влияния ультразвуковых воздействий на селективность флотации при обогащении отходов производства Ярославской горнорудной компании [Текст] / Л.А. Киенко, О.В. Воронова, С.А. Кондратьев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 4. – С. 174-181.

УДК 622.73

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ПЕСКОВ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РОССЫПИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КРУЧИНА

Богомяков Р. В., Алексеева Е. В.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

В глубокозалегающих россыпях сосредоточены существенные запасы золота, обработка которых традиционными методами не рентабельна. Анализ минерально-сырьевой базы России показывает, что в глубинных россыпях сосредоточено более 300 т золота. В ДВФО находится значительное количество россыпей с глубиной залегания от 10 м при мощности продуктивного пласта 0,5-1,5 м. Поэтому проблема рентабельной и экологически безопасной отработки глубокозалегающих россыпных месторождений золота в настоящее время весьма актуальна. В качестве примера можно привести россыпь золота в бассейне р.Кручина (Забайкальский край). Общая протяженность россыпи более 70 км. Россыпь имеет ряд участков, в том числе один из них с общими запасами золота около 5т, с глубиной залегания пласта более 15 м и мощностью – от 0,7 до 1,5 м [1].

Объект исследования – исходные пески и хвосты ШОУ золотосодержащей россыпи месторождения Кручина.

Цель исследований – обоснование эффективных способов извлечения золота из песков россыпи месторождения Кручина.

Кручининское россыпное месторождение золота, открытое в 1892 г. предпринимателями Шумовыми, эксплуатировалось до 1917 г. С перерывами месторождение разведывалось и отрабатывалось все последующие годы – вплоть до нашего времени, перспективы прироста запасов золота связываются с обнаружением его дисперсных форм и разработкой новых технологий их извлечения. Золотороссыпной узел состоит из нескольких месторождений, отличающихся условиями залегания продуктивных пластов, и, главное, морфометрическими особенностями золота и формой его нахождения.

Разрез пойменных отложений р. Кручина в районе прииска Верхний Стан сверху вниз представляет: (1) почвенно-растительный слой – 0-0,3 м; (2) желтые суглинки с незначительной примесью мелкой гальки и гравия – 0,3-2,0 м; (3) суглинистые отложения с редкой галькой и гравием, с линзами

песка и гравия – 2,0-3,5 м; (4) песчанно-гравийно-галечные отложения бурого цвета с редкими валунами, иногда с прослойками ила и глины – 3,5-6,0 м; (5) коренные породы (плотик) – трещиноватые эффузивы, алевролиты, гранитоиды выветрелые – 6-8 м. Золотоносный пласт, обнаруженный опробованием, находится в приплотиковой части в аллювиальных и элювиальных отложениях [2].

Промышленные участки Кручининского золотороссыпного месторождения представлены следующими морфологическими типами: неглубокие пойменные; глубокозалегающие россыпи погребенного русла; сложные россыпи, представляющие собой комплекс врезанных друг в друга надпойменных террас; россыпи эрозионно-аккумулятивных террас; ложковые россыпи. В целом строение золотоносного пласта выражается наличием ориентировочных соосно долине параллельных «струй» с суммарной шириной 300-500 м, поделенных полосами с некондиционным содержанием золота. Струи характеризуются присутствием в их контурах обогащенных золотом участков, немного вытянутых по осевому направлению. Распределение золота в «обогащенных участках» также неравномерное как по латерали, так и по вертикали. Длина продуктивных пластов по участкам изменяется в пределах 650-11500 м, ширина 27-109 м, мощность золотоносных пластов 0,5-1,2 м, мощность торфов 3,5-5,2 м.

Для выполнения исследований по скважинному выщелачиванию золота использовался материал проб песков, отобранных из бортов котлованов Кручининского месторождения. По данным исследователей [1-3] содержание золота варьирует в крайне широком диапазоне: 0,46-17,78 г/м³. Минералогическим анализом, выполненном автором статьи Алексеевой Е.В. в шлихах после гравитационной обработки песков Кручининского россыпного месторождения, в существенно различных соотношениях по некоторым участкам, обнаружены титаномагнетит, мартит (1,3-22,95 %), магнетит (1-45 %), ильменит (до 2 кг/м³), циркон (до 20 г/м³), монацит, вольфрамит (от единичных знаков до 8,8 %), касситерит (ед.зн – 0,1 %), пирит и галенит (ед.зн – 3 %), в единичных знаках проявлены турмалин, киноварь, флюорит.

Присутствует свободное пластинчатое и чешуйчатое золото (более 50 %), значительное количество мелкого (–0,25 мм) и тонкого (менее 0,1 мм) золота. Также присутствует золото, покрытое пленками гидроокислов железа, которые способствуют проявлению слабо- и среднемагнитных свойств. Это определяет высокие потери золота в магнитную фракцию в процессе отработки золоторудных и россыпных месторождений [4]. По направлению «сверху в низ» по течению р. Кручина крупность золотин снижается: на Северо-Восточном участке преобладает фракция –2,0+0,5 мм, на участке Центральном –1,0+0,25 мм, на Юго-Западном –0,5+0,25 мм. Окраска благородного металла –золотисто-желтый, золотисто-желтый с беловатым оттенком, серебристо белый, розоватый, табачно-зеленый. Уровень окатанности золотин разная: абсолютно неокатанное (8,9 % по частоте

встречаемости), полуокатанное (12,1 %), хорошо и совершенно окатанное (78,8 %). Пробность золота – от 760 до 900. Степень распространения морфологических типов золотин, %: изометричные – 3,6, таблитчатые – 16,8, пластинчатые – 67,2, листовидные – 11,9, удлиненные – 0,5. Такая форма золота не поддается гравитационным методам извлечения, так как обычно теряется при промывке золотоносных песков на приборах путем переноса водными потоками в хвосты [5]. Породообразующие минералы шлихов: кварц, амфиболы, эпидот, биотит, хлорит, гранаты, корунд, турмалин, кальцит, андалузит.

Для выполнения исследований по перколяционному выщелачиванию использовалась магнитная фракция хвостов ШОУ. По данным аналитической лаборатории ИГД ДВО РАН атомно-абсорбционным методом в пробе установлено неравномерное распределение золота от 3 до 50 г/т. Для оценки основного состава проба подверглась фракционированию в тяжелой жидкости на тяжелую и легкую фракцию, тяжелая фракция – разделению на магнитную и электромагнитную фракцию. Минералогический анализ проводился на стереомикроскопе марки Leica EZ4. Установлено, что магнитная фракция содержит магнетит 90 % и сростки окисленных магнетитовых зерен 10 %. В тяжелой фракции присутствует чистое золото и золото «в рубашке» с гидроокислами железа. Минеральный состав данной фракции: кварц 30 %, циркон 15 %, пирит 35 %, барит 10 %, гранаты 5 %, касситерит 5 %. В составе электромагнитной фракции присутствуют гематит 75 %, гранаты 15 %, шпинели 7 %, пирит 5 %. Легкая фракция представлена кальцием 50 %, полевыми шпатами 30 %, биотитом 6 %, кварцем 10 %, гематитом 4 %.

Детализация состава зерен золота, отобранного из магнитной фракции хвостов ШОУ с использованием растрового электронного микроскопа «JEOL» (Япония), оснащенного энергодисперсионным анализатором «JSM-6000 PLUS» показала наличие на большинстве зерен золота пленок гидроокислов железа. На рисунке 1 представлены результаты спектров для чистого золота и золота «в рубашке».

На рисунке 2 изображены фотографии чистого золота и золота «в рубашке» выполненные на стереомикроскопе DiscoveryV8.

Кручининское месторождение является сложным объектом разработки, так как характеризуется струйно-очаговым строением продуктивных пластов, их малой мощностью при относительно высокой глубине. Исходя из характеристик золотороссыпного месторождения (глубина залегания, продуктивная мощность пласта, форма нахождения золота) можно сделать вывод о том, что для извлечения металла необходимо использовать наряду с магнитно-гравитационными методами различные методы выщелачивания. В настоящее время авторами проводятся экспериментальные исследования

по извлечению золота, моделирующие скважинное подземное выщелачивание и работы по перколяционному выщелачиванию с применением активированных растворов.

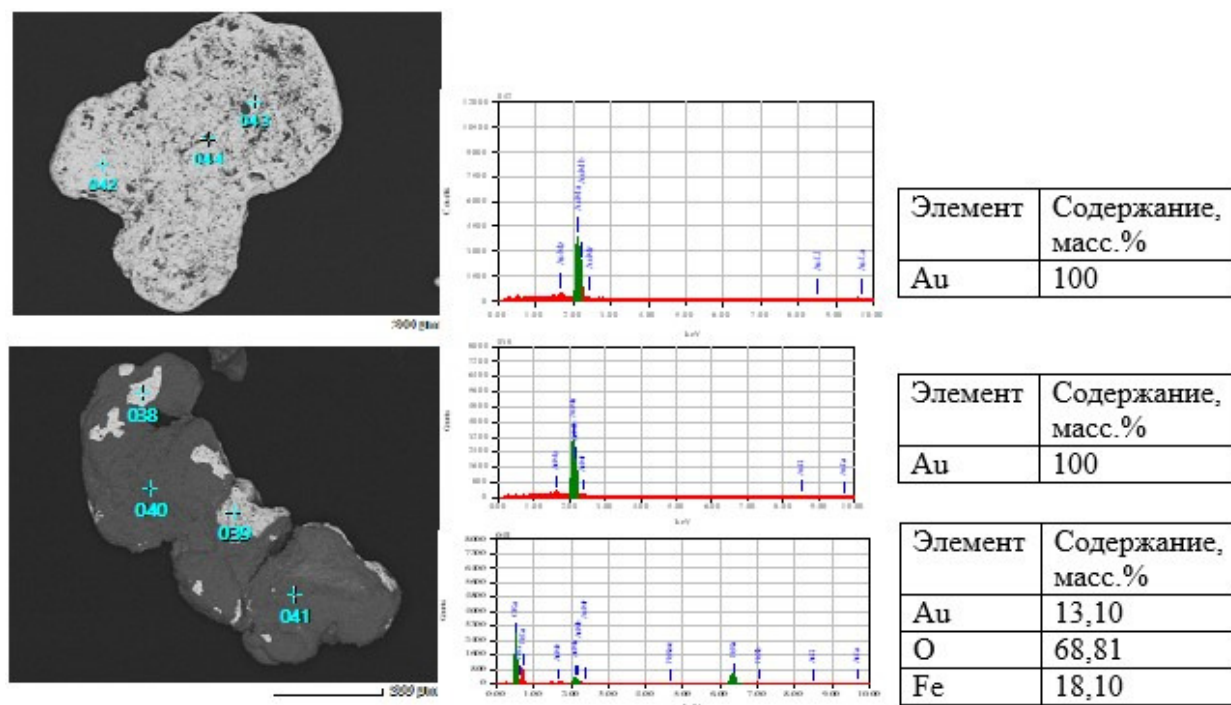


Рисунок 1 – Фотографии чистого золота и золота «в рубашке» (электронного микроскопа «JEOL JCM-6000 PLUS»).

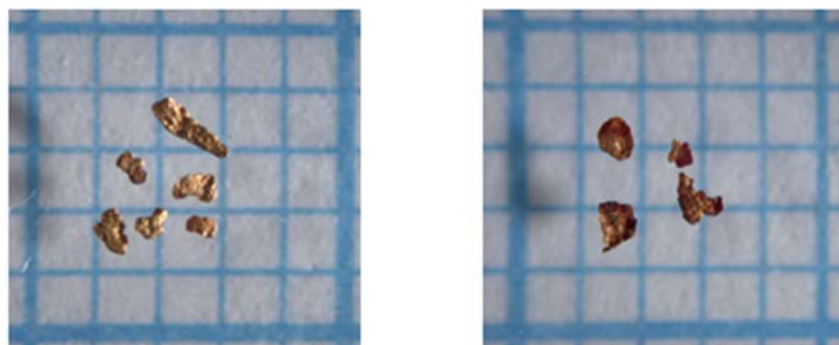


Рисунок 2 – а) чистое золото; б) золото «в рубашке»

На основе проведенных лабораторных и технологических исследований разработан способ скважинного выщелачивания золота из сложноструктурных глубокозалегающих россыпей, обеспечивающий повышение степени извлечения золота гравииобогатимых и химически связанных форм за счет использования комбинации механической выемки песков россыпи с крупными частицами золота и выщелачивания металла из зон со средним и низким содержанием сложноизвлекаемых форм золота. После бурения скважин в продуктивный пласт подается активированный выщелачивающий

раствор. Сформированный при прохождении через пласт песков продуктивный раствор откачивается через скважины на поверхность с последующим сорбционным извлечением золота. Моделирование процесса скважинного выщелачивания на лабораторных установках и апробация на технологических объектах показало, что применение данного технологического решения способствует извлечению сложноизвлекаемых форм золота в пределах 65-80 %.

Для подбора эффективного выщелачивающего раствора были проведены исследования по агитационному выщелачиванию на исходных песках с использованием различных реагентов, в т.ч. с использованием стандартного цианирования. В результате выявлен наиболее эффективный режим выщелачивания с применением хлоридного раствора с предварительным выдерживанием навески пробы в течение 3-х суток в электрофотоактивированном карбонатно-пероксидном растворе [6, 7].

После выявления эффективного выщелачивающего раствора для данной минеральной массы были проведены исследования по перколяционному выщелачиванию магнитной фракции хвостов ШОУ. Для моделирования процесса кучного выщелачивания формировался трехслойный штабель, состоящий из песка (нижний слой), магнитной фракции хвостов ШОУ месторождения Кручина (средний слой) и гравий (верхний слой) который был пропитан карбонатно-пероксидным раствором с последующей заливкой активированным карбонатно-пероксидным раствором до полной пропитки всех слоев и выдержкой в течении 3-5 суток для осуществления диффузионного окисления железа и меди, частично серы и поверхности углистых частиц, а также частичного выщелачивания железа и меди. После выщелачивания золота активным хлоридным раствором извлечено 82,5 % золота.

Предложенные способы подготовки руды и параметры обработки минеральной массы позволяют извлекать сложные формы золота из песков золотосодержащих россыпей и техногенного минерального сырья.

Список литературы

1. Моисеенко В.Г., Кузнецова И.В. Роль наночастиц золота, серебра и свинца в образовании месторождений благородных металлов // ФТПРПИ. – 2016. – № 3. – С. 377-381.
2. Опарин В. Н., Секисов А. Г., Трубачев А. И., Смоляницкий Б. Н., Салихов В. С., Зыков Н. В. Перспективные технологии разработки золотороссыпных месторождений Забайкальского края // ФТПРПИ. — 2017. — № 3. — С. 104 – 113.
3. Секисов А.Г., Трубачев А.И., Салихов В.С. и др. Геолого-технологическая оценка и новые геотехнологии освоения природного и техногенного золотосодержащего сырья Восточного Забайкалья / Забайкал. гос. Ун-т. – Чита: ЗабГУ, 2011. – 312 с.;
4. Литвинова Н.М., Александров А.В., Богомяков Р.В. Некоторые направления повышения эффективности процессов гравитационно-флотационного извлечения тонкодисперсного золота // Горный информационно-аналитический бюллетень 2014. – № 2 – С. 95-101.

5. Александров А.В., Богомяков Р.В., Конарева Т.Г. Технологические аспекты извлечения золота из техногенных образований Забайкальского края // Обогащение руд. – 2019. – №5. – С. 44-46.

6. Тимошенко С. Н., Воронов Е. Т., Овсейчук В. А., Урунов М. А. Скважинное выщелачивание золота из глубокозалегающих (погребённых) россыпных месторождений / Забайкал. гос. Ун-т. – Чита: ЗабГУ, 2015. – 163 с.

7. Патент РФ № 2678344, МПК E21B 43/28, E21C 41/00 Способ комбинированной разработки месторождений золота из россыпей и техногенных минеральных образований / Секисов А.Г., Рассказова А.В., Богомяков Р.В., Литвинова Н.М. № 2018109621; заявл. 19.03.2018; опубл. 28.01.2019, Бюл. № 4.

УДК 622.765

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В КОНЦЕНТРАТЫ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ*

Гурман М. А., Щербак Л. И.

ФГБУН Институт горного дела ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

**Работа выполнена при финансовой поддержке проекта Президиума ДВО РАН №18-2-015 «Золото-медно-порфировое оруденение Дальнего Востока: индикаторы геодинамических обстановок, рудоносного магматизма и минералого-геохимические особенности рудно-магматических систем в связи с решением проблем прогноза, поиска, оценки и технологий разработки месторождений данного типа».*

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

В экспериментальных исследованиях принимали участие н.с. Т.Г. Конарева, ст. инж. А.Е. Копылова.

Медно-порфировые руды, обеспечивая основную часть выплавки меди в мире, являются одним из существенных источников получения золота [1-3]. Содержание Au в медно-порфировых рудах составляет 0,01-0,8 г/т. Запасы золота в порфировых рудах зарубежных месторождений составляют 2620т [4]. Руды основных медно-порфировых месторождений России: Малмыжское (0,3-0,6 % Cu), Песчанка (0,83 % Cu), Ак-Сугское (0,67 % Cu), Томинское (0,43-0,46 % Cu), Михеевское (0,43-0,46 % Cu) в качестве попутных компонентов также содержат золото и серебро. В настоящее время продолжаются поисковые работы, ориентированные на выявление нетипичных для России месторождений медно-порфирового типа с попутным золотом (например, в западной части Сихотэ-Алиня Понийский участок) [5]. Технология переработки золотомедных руд должна предусматривать извлечение меди и учитывать возможность попутного извлечения золота на стадии обогащения или металлургической переработки. Выбор технологии определяется формой присутствующей меди и характером связи золота с рудными компонентами [1, 6]. Для первичных руд, содержащих золото, ассоциированное с минералами меди, основным технологическим

процессом является флотация с выделением отвальных хвостов и коллективных золотомедных концентратов, которые направляются для последующей переработки на медеплавильные заводы. Если золото в руде ассоциирует и с халькопиритом и пиритом, наряду с получением медных концентратов, выделяют пиритовые золотосодержащие концентраты и промпродукты, которые подвергаются дальнейшей гидрометаллургической переработке [1-3, 6].

В работе представлены результаты минералого-технологических исследований первичной медно-порфировой руды, отобранной на уч. Свобода в интервале 343-351 м скважины 218 Малмыжского рудного поля [7, 8]. В медно-порфировой руде, бедной по содержанию меди – 0,44-0,5 %, в качестве попутных компонентов присутствуют золото и серебро с массовой долей Au – 0,39-0,44 г/т, Ag – 1,13-1,64 г/т, характеризующиеся неравномерностью распределения. Основным минералом меди является халькопирит, содержание которого составляет 1,3-1,5 %. Из других сульфидных минералов наиболее распространен пирит – 2,8-3 %. Халькопирит образует редкую (рассеянную) мелко- и тонкозернистую вкрапленность (0,005-0,5 мм), реже тонкие прожилки в метасоматитах; отмечается в тесном сростании с пиритом в виде агрегатных обособлений, микро- и тонких прожилков (0,01-0,2 мм). Золото выявлено методом электронной микроскопии в тонкоизмельченной руде в виде свободных зерен размером 5-20 мкм и включений (1-5 мкм) в халькопирите и пирите. В золоте постоянно присутствует примесь серебра (25-30 %).

Основным методом обогащения первичной золото-медно-порфировой руды является флотация [1-3, 6, 9]. Флотационные исследования осуществлялись по коллективно-селективной схеме [3, 10] в открытом цикле, в качестве реагента собирателя применялся аэрофлот (диизобутилдитиофосфат – 25 г/т). Для повышения контрастности разделения халькопирита и пирита перед медной селекцией проводилась аэрация пульпы, обработка ее активированным углем (200 г/т), а также добавка динатрийфосфата (100 г/т) для подавления пирита и улучшения флотации халькопирита и золота [6].

В результате коллективной сульфидной флотации при крупности питания 87 % класса минус 0,071 мм получены золотомедные концентраты, в которые извлекается 93 % меди, 78 % золота; 83 % серебра с содержанием Cu 6,4 %; Au 5,4 г/т; Ag 14,7 г/т. В сульфидных хвостах остаточное содержание Cu составляет 0,03 %, Au – 0,103 г/т и Ag – 0,2 г/т (табл. 1).

При разделении коллективного концентрата в цикле медной селекции получен золотомедный концентрат, медные хвосты (пиритовый продукт) и промпродукты.

Таблица 1 – Извлечение меди, золота, серебра в концентрат коллективно-селективной флотации золото-медно-порфировой руды

Продукт	Выход, %	Массовая доля			Извлечение, %		
		Cu, %	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	Au	Ag
Cu к-т	1,38	22,30	11,70	31,43	70,24	36,57	38,39
Си п/пр	2,24	3,46	5,41	16,6	17,71	27,52	32,30
Cu хвосты	2,73	0,83	2,23	4,83	5,18	13,82	11,70
Итого S к-т	6,35	6,41	5,40	14,77	93,12	77,91	82,99
S хвосты	93,65	0,03	0,103	0,205	6,88	22,09	17,01
Итого	100	0,44	0,44	1,13	100	100	100

Массовая доля меди в золотомедном концентрате составляет 22,3 %, Au – 11,7 г/т и Ag – 31,43 г/т. Золото выявлено во флотоконцентратах медной селекции в виде свободных зерен размером 5-20 мкм и включений в халькопирите и пирите (1-5 мкм). В отдельных зернах наблюдаются срастания ромбоэдрических кристаллов либо ромбоэдрических и кубических кристаллов золота (рис. 1, 2). Включения золота в халькопирите и пирите представлены на рис. 3, 4. Примесь серебра наблюдается во второстепенных рудных минералах галените и котунните, которые включены в халькопирит и пирит (рис. 5).

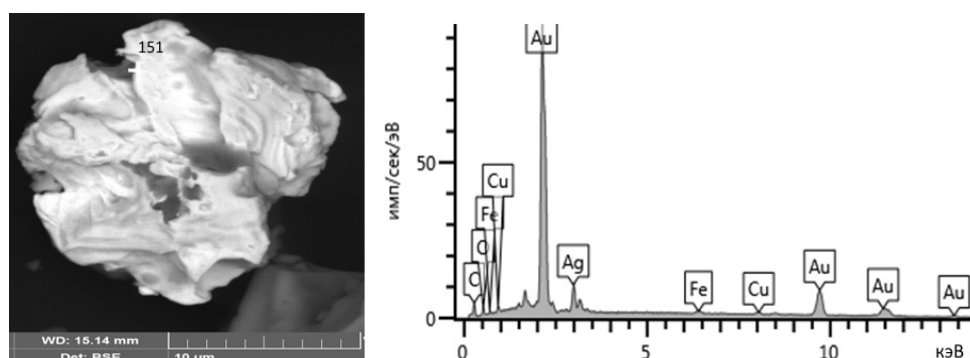


Рисунок 1 – Изометричный сrostок ромбоэдрических кристаллов (16-20 мкм) с неровной поверхностью, покрытый шламовым налетом (Сп 151: Au_{74,5}Ag_{12,4}Cu_{1,4}Fe_{0,9}C_{7,3}O_{3,2})

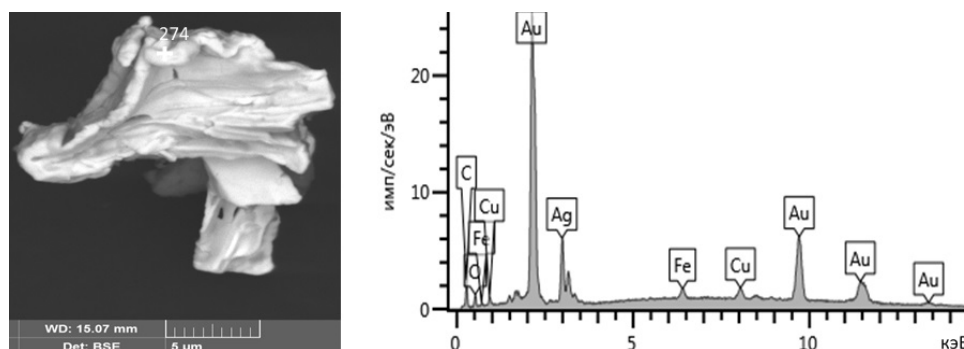


Рисунок 2 – Сrostок уплощенных ромбоэдрических и кубических кристаллов золота (Сп 274: Au_{58,8}Ag₂₉Cu_{1,8}Fe_{0,9}C_{7,6}O_{1,9})

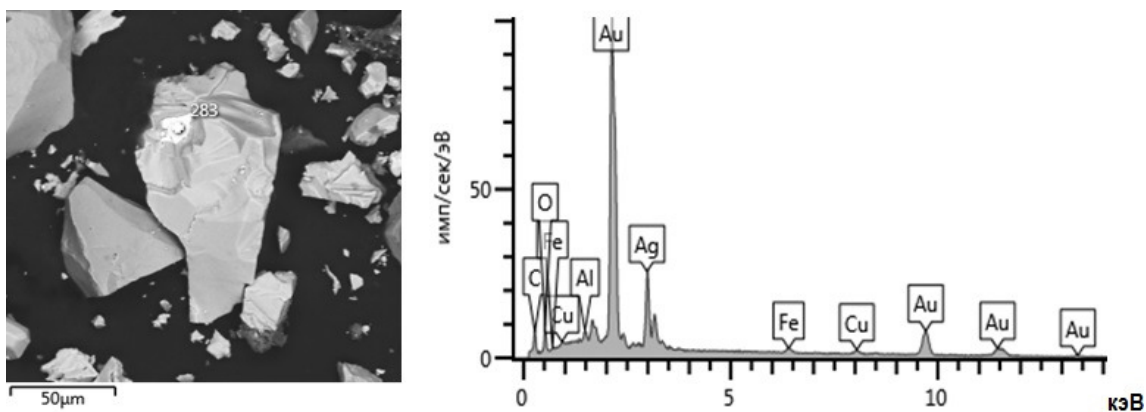


Рисунок 3 – Включение золота в халькопирите
(Сп 283: $\text{Au}_{60,9}\text{Ag}_{21,5}\text{Cu}_{1,3}\text{Fe}_{1,1}\text{Al}_{0,6}\text{C}_{7,3}\text{O}_{7,3}$)

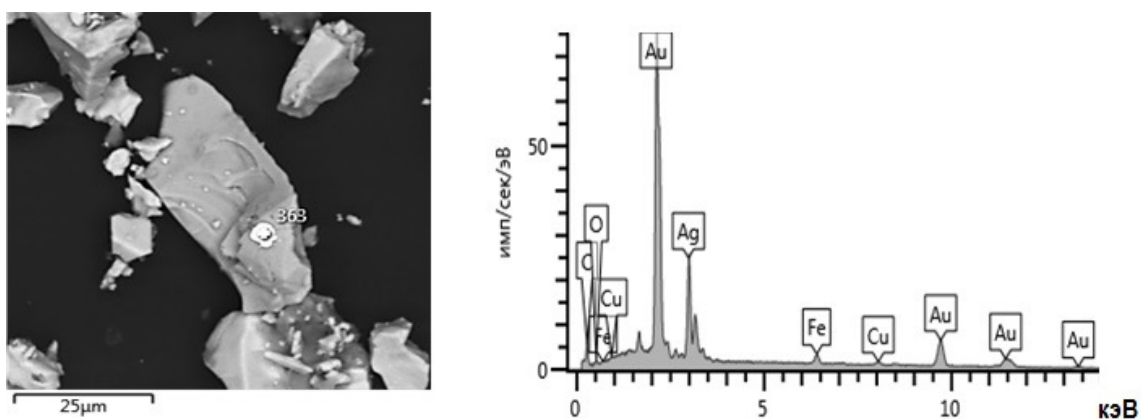
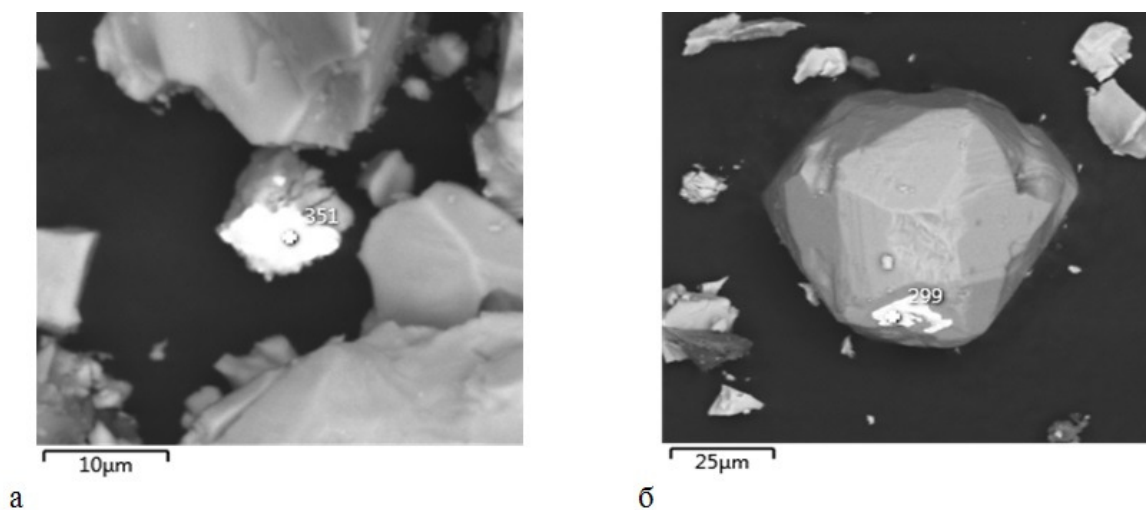


Рисунок 4 – Срастание халькопирита с пиритом. Золото в пирите
(Сп 363: $\text{Au}_{59,6}\text{Ag}_{29}\text{Cu}_{1,3}\text{Fe}_{2,3}\text{C}_{6,6}\text{O}_{1,2}$)



а

б

Рисунок 5 – Примесь серебра:
а – в котунните, включенном в халькопирит (Сп 351: $\text{Ag}_{3,9}\text{Pb}_{43,1}\text{Cl}_{6,8}\text{Cu}_{6,4}\text{Fe}_{6,1}\text{S}_{5,7}\text{C}_{16}\text{O}_9\text{Ca}_{1,4}\text{P}_{1,6}$); б – в галените, включенном в кристалл пирита (Сп 299: $\text{Ag}_{1,6}\text{Pb}_{26,2}\text{Fe}_{21,1}\text{Cu}_{3,7}\text{S}_{7,9}\text{C}_{33,7}\text{O}_{5,8}$)

Полученные промпродукты с содержанием Au –5,4 г/т, Ag – 16,6 г/т, Cu – 3,4 % представляют резерв для повышения извлечения ценных компонентов. По расчетным данным содержание халькопирита в промпродуктах составляет ~10 %, а пирита ~ 45-50 %. Поэтому переработка промпродуктов, вероятнее всего должна осуществляться в отдельном цикле. В хвостах медной селекции, содержащих ~ 20 % пирита и ~ 2 % халькопирита, содержание золота составляет 2,2 г/т и серебра – 4,8 г/т и 0,83 % меди.

По коллективно-селективной схеме из бедной золото-медно-порфировой руды в золотомедный концентрат извлекается 70,24 % меди с содержанием 22,3 %. Извлечение золота в коллективный концентрат составляет 77,9 %, серебра – 82,9 %; в медный концентрат извлекается 36,5 % золота и 38,3 % серебра.

Список литературы

1. Лодейщиков В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. – Иркутск: Иргиредмет, 1999. – 758 с.
2. Абрамов А. А. Технологии переработки и обогащения руд цветных металлов. В 2-х кн. М.: МГГУ, 2005. – Кн. 2. – 575 с.
3. Глембоцкий, В. А., Классен В. И. Флотационные методы обогащения. М.: Недра, 1981. – 304 с.
4. Коробейников А. Ф. Грабежев А. И. Золото и платиновые металлы в медно-молибден-порфировых месторождениях [Электронный ресурс] // Известия Томского политехнического университета. – 2003 . – Т. 306, № 5 . – С. 24-32.
5. О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2018 году. Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации. Государственный доклад. Москва, 2019. URL: <http://mnr.gov.ru>
6. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. – М.: Недра, 1978. – 302 с.
7. Гурман М.А., Полтарецкая А.Е. Технологические исследования первичных медно-порфировых руд Малмыжского месторождения // Проблемы недропользования. – 2019. – № 2.– С. 94-100.
8. Гурман М.А., Шепета Е.Д., Полтарецкая А.Е., Васянович Ю.А. Результаты флотации золотосодержащей медно-порфировой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2019. — № 8, спец. вып. 30: Проблемы освоения георесурсов Дальнего Востока. – С. 42-49.
9. Сатаев И.Ш., Баранов В.Ф. О мировой практике обогащения медно-порфировых руд (обзор) // Обогащение руд. – 2011. – № 4. – С.45-49.
10. Рябой В.И., Голиков В.В., Шендерович В. А., Стрельцын В.Г. Селективный собиратель на основе диизобутилдитиофосфата натрия для сульфидно-мышьяковистых руд // Обогащение руд. – 1997. – № 3. – С.12-14.

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ МИНЕРАЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ

Шепета Е. Д., Саматова Л. А.

ФГБУН «Хабаровский Федеральный исследовательский центр Дальневосточного отделения РАН» (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Россия

Техногенное сырье в настоящее время является перспективным ресурсным потенциалом для решения вопросов рационального использования сырья, защиты окружающей среды, увеличения времени отработки действующих месторождений, сохранения рабочих мест.

На Приморской обогатительной фабрике (ПОФ) расширение сырьевой базы может быть связано с вовлечением в переработку некондиционных горных отвалов [1] и отвальных хвостов, хранящихся в ложе хвостохранилища (лежалые хвосты флотации).

Переработка техногенных отходов является сложной проблемой, но с развитием научно-технического прогресса появляются перспективы создания экономически рентабельных технологий (например, предконцентрация забалансовых руд и горной массы отвалов) [2-5], возможна модернизация технологических схем на основе применения новых аппаратов для обогащения [6, 7], подбора оптимальных комбинаций реагентов, повышающих эффективность флотации минералов разной крупности [8-13].

В представленной работе выполнена оценка возможности переработки лежалых хвостов флотации скарновой шеелит-сульфидной руды Приморской обогатительной фабрики.

Питание тестирования было представлено пробой лежалых хвостов хвостохранилища ПОФ, отобранной из зимней намывной канавы (намыв 2017 г.) с глубины 2 м. Жидкая фаза в пробе отсутствовала. Масса пробы — 100 кг. Средняя массовая доля составила, %: WO_3 – 0,080 (пределы колебаний по частным пробам 0,046-0,10), Cu – 0,052 (0,017-0,078), S – 2,04, As – 0,054, P – 0,13, $CaCO_3$ – 5,8; Au – 0,38 г/т, Ag – 1,1 г/т. Массовая доля флотационного класса –80+0 мкм – 23 %.

В бассейн хвостохранилища сбрасывается хвостовая пульпа флотационной обогатительной фабрики. Распределение по крупности и массовая доля основных элементов в отвальных хвостах представлены в табл. 1. Проба отобрана на ПОФ из хвостового зумпфа. Извлечение шеелита в конечный кондиционный концентрат – 86,5 %, халькопирита в медный концентрат – 65 %.

Среднее содержание ценных компонентов в хвостах хвостохранилища по товарному балансу: WO_3 – 0,11 %, Cu – 0,09 %, Au – 0,76 г/т, Ag – 1,65 г/т; массовая доля класса –80+0 мкм – 56-60 %; плотность пульпы – 2,5-3,0 г/см³.

Таблица 1 – Ситовая характеристика пробы текущих отвальных хвостов ПОФ

Крупность, мкм	Выход %	Массовая доля, %, г/т					Извлечение, %				
		WO ₃	Cu	As	Ag	Au	WO ₃	Cu	Au	Ag	As
+250	4,69	0,05	0,037	0,03	0,96	0,22	2,66	3,05	4,62	2,53	2,15
-250+160	8,92	0,04	0,051	0,06	1,12	0,21	4,05	8,00	8,38	5,62	6,94
Итого	13,61	0,04	0,046	0,048	1,06	0,21	6,72	11,05	13,00	8,15	9,08
-160+80	27,42	0,03	0,040	0,056	1,2	0,24	9,35	19,29	29,44	18,50	21,32
-80+15	37,55	0,037	0,037	0,09	1,65	0,24	15,79	24,44	40,32	34,83	46,40
-15+0	21,42	0,28	0,12	0,078	3,20	0,18	68,15	45,21	17,25	38,53	23,20
Итого -80+0	58,97	0,13	0,067	0,085	2,21	0,22	83,93	69,65	57,56	73,36	69,60
Хв.отв.	100	0,088	0,057	0,072	1,78	0,22	100	100	100	100	100

Дренирование жидкой фазы пульпы через пески (на глубине 2 м) привело к снижению содержания ценных компонентов в пробе на 50-66 % и повышению крупности материала. Поэтому в дальнейшем исходная проба лежалых хвостов хвостохранилища будет именоваться как песковая фракция лежалых хвостов флотации (ПФЛХФ).

Минеральный состав ПФЛХФ в %: пироксен – 40, кварц – 35, биотит – 10, кальцит – 5,5, сульфиды – 4,5, полевые шпаты – 3, другие минералы (амфибол, эпидот, мусковит, лимонит, апатит, шеелит) – 2. Массовая доля шеелита и халькопирита, их ассоциации с минералами по классам крупности представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Содержание и ассоциации шеелита и халькопирита в пробе ПФЛХФ

Классы крупности, мкм	Выход %	Массовая доля %		Извлечение, %		Массовая доля сростков, %		Ассоциации с минералами	
		Shl	Ср	Shl	Ср	Shl	Ср	Shl	Ср
-500+250	17,76	0,060	0,13	11,72	16,61	95-90	100	Q, Px	Po, Q
-250+160	20,18	0,054	0,12	11,98	17,42	50-65	60-70	Q, Px,	Po, Q,
-160+80	39,04	0,104	0,17	44,65	47,75	5-10	25-30	Po	Ars
-80+0	23,02	0,125	0,11	31,65	18,22	—	—	—	—
Итого	100	0,091	0,14	100	100				

Примечание: 1 – Массовая доля класса +500 мкм составляет 0,15 %. 2 – Массовая доля в ПФЛХФ WO₃ – 0,073 %, Cu – 0,048 %. 3 – Принятые сокращения: Shl – шеелит, Ср – халькопирит, Q – кварц, Px – пироксен, Po – пирротин, Ars – арсенопирит

Для класса -500+250 мкм характерны открытые сростки шеелита с кварцем, реже – с пироксеном, для халькопирита – с пирротином, реже – с кварцем; крупность зерен ценных минералов составляла 0,01-0,03 мм. При снижении крупности хвостов появляются закрытые сростки мелкой россыпи шеелита в кварце, реже – в сульфидах; для халькопирита характерны сложные сростки Po-Q-Cp, редкие сростки Cp-Ars, крупность зерен – менее 0,01 мм.

На пробе ПФЛХФ (100 кг) выполнено гравитационное обогащение на лабораторном концентрационном столе, выделялся гравитационный концентрат и два промпродукта.

Цель тестирования – оценить извлечение основных минералов при массовой доле шеелита в питании флотации 0,9-1,5 %, которая обеспечивает дальнейшую рентабельную переработку продукта гравитации в технологической схеме обогащения исходной руды. Результаты тестирования представлены в табл. 3.

Таблица 3 – Обогащаемость пробы ПФЛХФ (замкнутый цикл обогащения)

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		WO ₃	Cu	P	As	WO ₃	Cu	P	As
Гравитация ПФЛХФ									
Гравитац.к-т	1,14	4,07	0,063	0,79	4,21	58,01	1,37	6,80	88,04
Пр.пр.грав.2	2,87	0,17	0,12	0,17	0,18	6,12	6,60	3,69	9,51
Итого	4,01	1,28	0,10	0,35	1,32	64,13	7,97	10,49	97,55
Пр.пр.грав.1	37,07	0,039	0,074	0,16	0,002	18,13	52,54	44,90	1,36
Хвосты грав.	58,92	0,024	0,035	0,10	0,001	17,74	39,49	44,61	1,08
ПФЛХФ	100	0,080	0,052	0,132	0,054	100	100	100	100
Питание флотации (грав.к-т + пр.пр.грав.2)									
WO ₃ к-т	1,56	70,88	0,010	0,44	0,052	89,27	0,16	2,48	0,06
Хвосты дов	4,98	0,96	0,011	1,80	0,80	3,86	0,55	32,38	3,03
Слив сгущения	0,09	9,1	0,055	4,44	1,92	0,66	0,05	1,44	0,13
Черновой к-т	6,63	17,52	0,011	1,52	0,64	93,79	0,75	36,30	3,22
хв. WO ₃ цикла	41,06	0,098	0,022	0,17	0,15	3,25	9,05	25,21	4,68
Cu к-т	0,26	0,11	16,00	0,94	1,50	0,02	41,69	0,88	0,30
Хвосты Cu	52,05	0,07	0,093	0,20	2,32	2,94	48,51	37,60	91,80
S концентрат	52,31	0,07	0,172	0,20	2,32	2,96	90,19	38,48	92,10
Гр.к-т + пр.пр.2	100	1,24	0,100	0,28	1,32	100	100	100	100

На этапе флотации гравитационного продукта в механической лабораторной флотомашине потребовалось измельчение питания до 76 % класса –80+0 мкм, при этом распределение триоксида вольфрама и меди – 80 и 84 %. Промышленные образцы машин Pneufлот®, например, могут обогащать рудный материал менее 0,3 мм без доизмельчения[14].

Схема флотации включала сульфидный цикл, медный и шеелитовый циклы, выполненные по стандартной технологии ПОФ.

Модификаторы pH пульпы в сульфидную флотацию не подавались, в качестве собирателя использован диалкилдитиофосфат ИМА-И413п (25 г/т) в основной флотации и Кх_{бут} – 150 г/т в контрольной флотации, пенообразователь – сосновое масло (10 г/т), для снижения потерь шеелита с сульфидами вводилось жидкое стекло (100 г/т). В селекции расход активированного угля 0,7 кг/т, тринатрийфосфата 0,6+0,3 кг/т. Ведение процесса флотации меди в перемешивающих с FeSO₄ (pH 7,2-6,8) позволяет снизить массовую

долю мышьяка с 8,9 % до 1,5 %. Реагентный режим шеелитового цикла: сода – 1,6 кг/т (рН = 10,4, жесткость пульпы – 0,98 мг-экв/л), жидкое стекло – 350 г/т, олеат натрия технической кислоты Б-115 – 250+50+25 г/т; температура пульпы при кондиционировании с реагентами – 28 °С. Доводка черного шеелитового концентрата выполнена по методу Петрова. Расход жидкого стекла в пропарку 3,0 кг/т, остаточная концентрация в пульпе 4,4 %.

В пределах массовой доли WO_3 0,78-1,28 % выход гравитационного продукта (питание флотации) составляет 7,3-4,0 %, извлечение шеелита 67,5-64,1 %, при этом массовая доля меди 0,11-0,12 %, извлечение 15-8 %.

Из данных, приведенных в табл.3, следует, что повторное обогащение ПФЛХФ по комбинированной схеме (гравитация+ флотация по стандартной технологии ПОФ) позволяет получить шеелитовый концентрат высокого качества 71 % WO_3 с извлечением 57 % от ПФЛХФ.

При гравитационном обогащении медь перераспределяется в хвосты гравитации + пр.пр.грав.1 на 92 %, и несмотря на достигнутое извлечение во флотации 41,7 % от питания флотации, извлечение от исходной песковой фракции лежалых хвостов в медный концентрат 3,3 %.

ВЫВОД

Повторное обогащение песковой фракции лежалых хвостов флотации ПОФ позволяет по гравитационно-флотационной схеме получить шеелитовый концентрат с массовой долей 71 % WO_3 и извлечением 57 %. Медь, представленная халькопиритом, на 92 % переходит в хвосты гравитации с массовой долей 0,050 % Cu .

Список литературы

1. Шепета Е. Д., Саматова Л. А., Воронова О. В. Перспективные направления развития технологий обогащения вольфрамсодержащих руд и техногенных образований // Горный журнал. 2018. № 10. С. 67-71. DOI: 10.17580/gzh.2018.10.13.
2. Ревнивцев В. И., Рыбакова Т. Г., Леман Е. П. Рентгенорадиометрическое обогащение комплексных руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1990. 120 с.
3. Кобзев А. С. Радиометрическое обогащение минерального сырья. М.: Изд-во «Горная книга», 2015. С. 7-9.
4. Haslam A. Developments in the Tungsten Industry (Australia): Report. 21st ITIA Annual general meeting. Xiamen, China, 22-26 September 2008.8p.
5. Shepeta E. D., Samatova L. A., Alushkin I.V., Yushina T. I. Prospect of preliminary beneficiation use in the poor tungsten ores processing practice // Non-Ferrous Metals. 2016. No.1.P. 9-16. DOI: 10.17580/nfm.2016.01.02.
6. Forss M., Broussand A., Monredon T., Гребенешников А. А. и др. Новое поколение флотационного оборудования компании METSO MINERALS — основа эффективных решений // Горная промышленность. 2005. № 6. С. 42-46.
7. Лебедев А. В. Использование технологии Pneuflot® флотации тонкого золота и шламов борогипса // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 17-20. DOI:10.17580 / от 2018.04.04

8. Еремин Ю. П., Денисов Г. А., Штерн М. Д. О перспективах использования вибрационных и акустических колебаний на процессы флотации // Обогащение руд. 1981. № 3. С. 24-28.

9. Лебедев Н. М., Воронин О. В., Ложников С. С. и др. Использование ультразвука для интенсификации процессов обогащения // Материалы V Конгресса обогатителей стран СНГ, 23–25 марта 2005. Т. III. С. 225-232.

10. Алгебраистова Н. К., Макшанин А. В. Агломерационная флокуляция как способ извлечения золота из техногенных месторождений // Журнал СФУ. Техника и технологии. 2011. Т. 4, № 3. С. 283–295.

11. Ignatkina V. A. Experimental investigation of change in the contrast between flotation properties of calcic minerals // Journal of Mining Science. 2017. Vol. 53, No. 5. P. 897-906. DOI: 10.1134/S1062739117052933.

12. Шепета Е. Д. Разработка метода селективной десорбции собирателя с поверхности кальциевых минералов и технологии флотации тонкозернистой фракции шеелита из вольфрамовых руд месторождения «Восток-2»: автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук / Московский институт стали и сплавов. М. 1987.

13. Samatova L.A., Shepeta E.D., Ryaboi V.I. Enhanced nonferrous and noble metal recovery in scheelite-sulfide ore flotation with Aeroflot reagents. Journal of Mining Science. 2013. Т. 49. № 6. С. 990-995.

14. Шепета Е. Д., Лебедев А. В., Саматова Л. А. Исследование возможности переработки вольфрамсодержащих лежалых хвостов с использованием флотомашины Pneufлот®. Обогащение руд. № 1. 2020. С. 48-53.

УДК 661.845, 669.725.3

К ВОПРОСУ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА БЕРИЛЛИЯ НА БАЗЕ РУДЫ МАЛЫШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Трубаков Ю. М.¹, Матясова В. Е.¹, Шапошников В. С.²

¹Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии
(АО «ВНИИХТ»), г. Москва, Россия

²АО «Мариинский прииск», Свердловская обл., г. Асбест, р.п. Малышева, Россия

С распадом СССР единственный в Союзе бериллиевый завод остался за пределами России. Поэтому в настоящее время потребность в бериллии удовлетворяется за счет поставок бериллиевой продукции из Республики Казахстан и переработки вторичного металла. Отсутствие собственного производства бериллия создает угрозу национальной безопасности России, поскольку бериллий включён в I группу стратегических материалов.

Необходимость организации бериллиевого производства отражена в Указе Президента Российской Федерации о национальной и экономической безопасности № 683 от 31.12.2015, № 208 от 13.05.2017. Реализация поставленной цели возможна на основе современной, эффективной, экологически безопасной технологии получения бериллия и продукции на его основе.

Малышевское месторождение (Мариинский прииск) представлено жильной зоной с бериллом, изумрудом и фенакитом. Это крупнейшее в России и одно из самых известных в мире месторождений изумрудов. В настоящее время месторождение при среднем содержании BeO 0,14 % является крупным объектом.

Основным исходным продуктом для получения бериллия является гидроксид бериллия (рисунок 1).

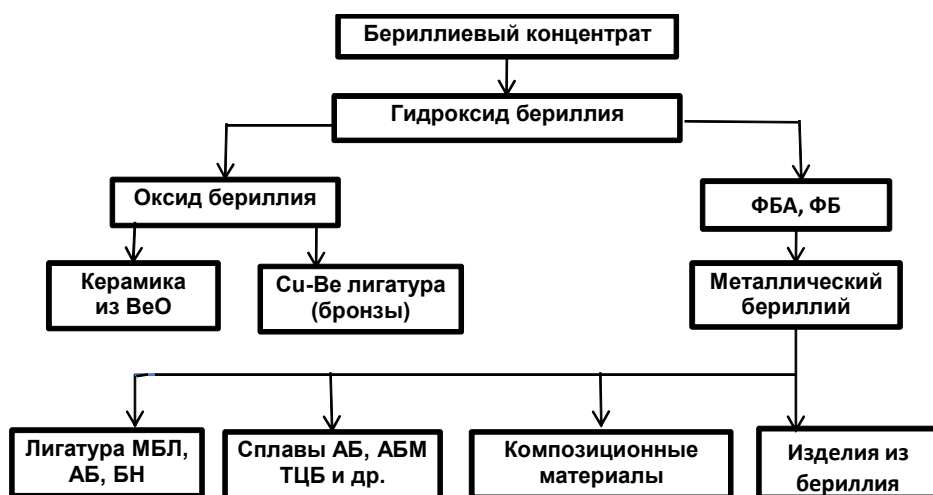


Рисунок 1 – Номенклатура бериллиевой продукции

Переработка концентратов с получением гидроксида бериллия по известным в мире технологическим схемам (фторидная или сульфатная) сопряжена с большим водопотреблением, значительным расходом реагентов, материалов, энергоресурсов, образованием большой массы отходов и нагрузкой на окружающую среду. С целью создания современной высокоэффективной технологии получения бериллия в АО «ВНИИХТ» разработана принципиально новая технология получения гидроксида бериллия с использованием метода мембранного электродиализа (рисунок 2).

Внимание к мембранной технологии в последнее время резко возросло из-за ее высокого экологического потенциала. Быстрый рост востребованности мембранных процессов в промышленности можно объяснить тем, что традиционно используемые в промышленной практике технологии достигли своего предела с точки зрения их дальнейшей оптимизации и адаптации к возросшим требованиям производства и экологии. Мембранные технологии не требуют применения реагентов [1]. В производстве бериллия мембранные процессы ранее не применялись. В литературе сведений об использовании метода мембранного электродиализа в производстве редких металлов нами не найдено.

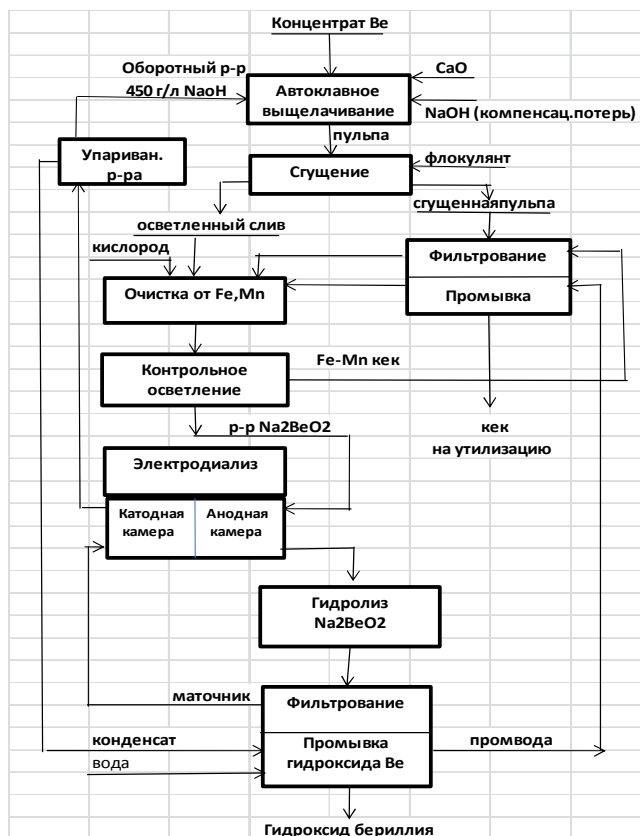


Рисунок 2 – Инновационная схема получения гидроксида бериллия

Разработанная технология получения гидроксида бериллия [2-3] позволяет решить ряд экономических и экологических проблем:

- вовлекать в переработку концентраты любой минерализации, независимо от содержания фтора;
- исключить высокотемпературную операцию плавления концентрата в рудно-термической печи (1350 °С) и связанную с ней трехступенчатую систему газоочистки;
- использовать для изготовления оборудования относительно дешевые материалы;
- сократить номенклатуру применяемых реагентов;
- создать замкнутый по воде технологический цикл, значительно уменьшив тем самым нагрузку на окружающую среду.

Решение указанных проблем – залог снижения себестоимости гидроксида бериллия и, соответственно, себестоимости металлического бериллия.

Поскольку практически все операции технологического цикла проводятся в непрерывном режиме, то появляется реальная возможность автоматизировать производство гидроксида бериллия, сократить контакт технического персонала с вредными продуктами и в значительной степени улучшить условия труда.

Следующий этап – переработка гидроксида бериллия с получением кристаллов фторбериллата аммония (ФБА) (рисунок 3). Процесс получения ФБА в значительной степени усовершенствован. Разработана, испытана и внедрена технология получения кристаллов высокой чистоты [4].

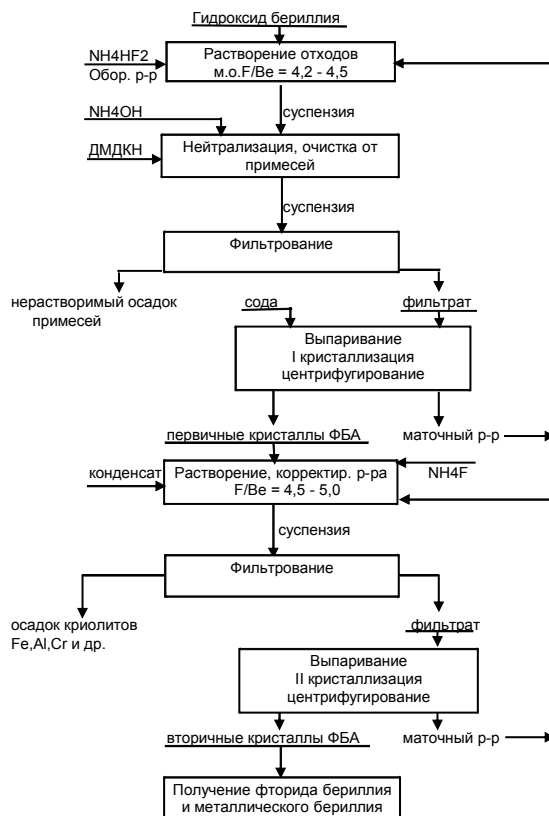


Рисунок 3 – Схема получения кристаллов ФБА

По результатам выполненных НИР и ОКР для получения фторида бериллия предстоит сделать выбор между технологиями двустадийного разложения ФБА и выпаривания насыщенных растворов фторида бериллия (без получения кристаллов ФБА) [5]. Оба процесса позволяют существенно сократить выделение токсичных газообразных продуктов. Однако указанные способы требуют продолжения испытаний в опытно-промышленном масштабе. Фторид бериллия – это исходный продукт для получения металлического бериллия.

В технологии магнийтермического восстановления бериллия рекомендовано использование гранулированных продуктов (фторида бериллия и магния). Схема переработки кристаллов ФБА с получением фторида бериллия и металлического бериллия приведена на рисунке 4.

В настоящее время основное количество медно-бериллиевой лигатуры (МБЛ) в мире получают методом карботермии (рисунок 5).

Технология включает операции гранулирования шихты, состоящей из оксида бериллия, углерода в виде измельченного нефтекоса и вентиляционных дроссов, плавнения шихты при температуре 2000 °С с последующими операциями рафинирования расплава и разлива лигатуры. Использование гранулированной шихты в технологии получения МБЛ обеспечивает снижение пылеуноса на 35 % и повышение извлечения бериллия в лигатуру.

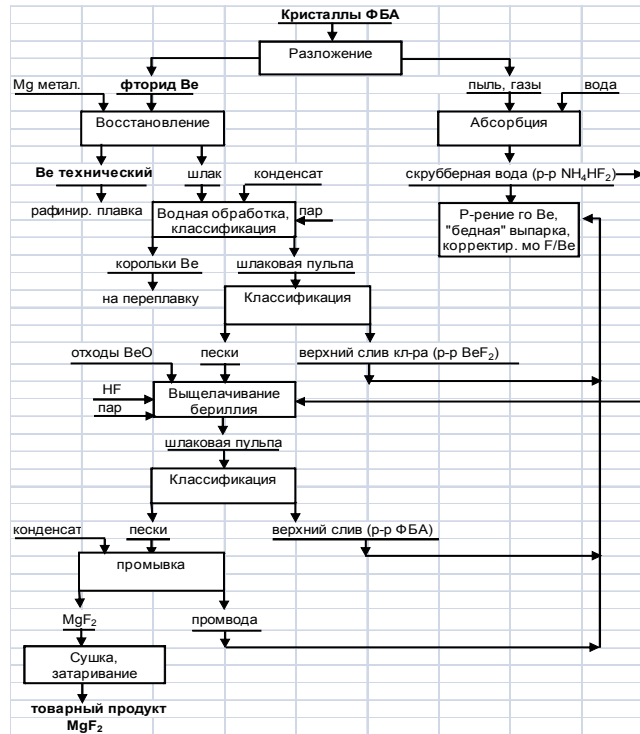


Рисунок 4 – Схема получения металлического бериллия

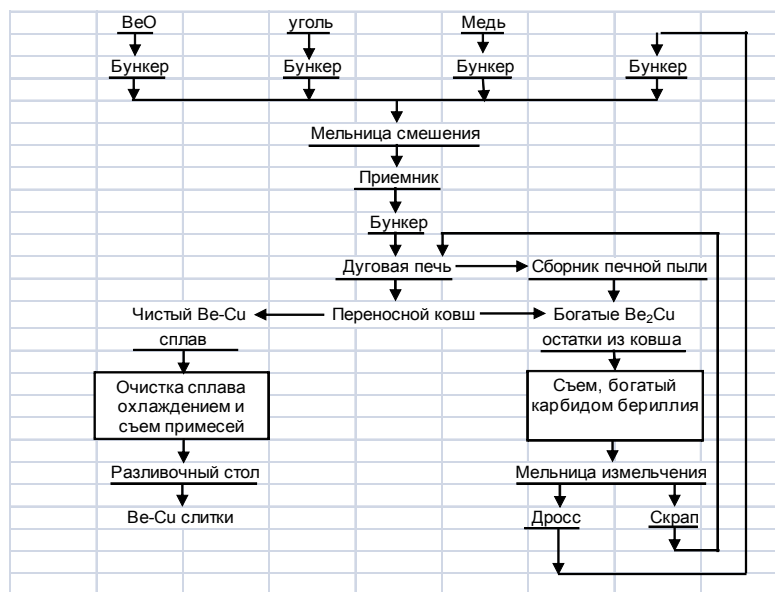


Рисунок 5 – Схема получения МБЛ карботермическим методом

Неотъемлемой частью современного промышленного производства является утилизация отходов. Во всем мире остекловывание признают самым эффективным способом обращения с высокотоксичными твердыми отходами. В результате опытно-промышленных испытаний технологии переработки отвалного бериллийсодержащего кека по регламенту Государственного Института Стекла на стекольном заводе (г. Тула) был получен строительный материал – марблит, который высоко оценили потребители. Бериллий в нем находится в биологически неактивной форме.

Разработанные рекомендации по технологии получения бериллия и продукции на его основе, учитывающие возросшие требования к эффективности и экологической безопасности технологических процессов, могут быть положены в основу проектных решений производства бериллия в России.

По предварительным данным «прямой» срок окупаемости инвестиций, вложенных в создание бериллиевого производства, составит около 5-6 лет. По существу, необходимо создать новый экологически безопасный металлургический комплекс для выпуска наукоемкой, высокотехнологичной продукции стратегического значения.

Список литературы

1. Мазанко А.Ф., Камарьян Г.М., Ромашин О.П. Промышленный мембранный электролиз. – М.: Химия, 1989. – 240 с.

2. Мембранный электролиз в технологии получения гидроксида бериллия. Матясова В.Е., Николаевский В.Б., Коцарь М.Л. // Атомная энергия, том 122, вып. 2, февраль 2017, – С. 83-88.

3. Патент РФ № 2668914. Способ получения гидроксида бериллия из бериллийсодержащих концентратов / Матясова В.Е., Алекберов З.М., Быков А.Д. Оpubл. в 2018 г.

4. Патент РФ № 2493101. Способ переработки отходов металлического бериллия и спецкерамики на основе оксида бериллия / Матясова В.Е., Коцарь М.Л., Борсук А.Н., Никонов В.И., опубл. в 2013 г.

5. Фторид бериллия – исходный материал для производства металлического бериллия и компонентов солевой композиции ядерных реакторов. Матясова В.Е., Коцарь М.Л., Алекберов З.М.// Атомная энергия. 2013. Т. 115. № 2. С. 88-93.

УДК 553.041

ТЕХНОГЕННЫЕ ОТХОДЫ – ЦЕННЫЙ ИСТОЧНИК РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ИЛИ БОЛЬШАЯ ОБУЗА?

Солнцева Е. Б., Тарханов А. В., Бугриева Е. П.

Ведущий научно-исследовательский институт химической технологии
(АО «ВНИИХТ»), г. Москва, Россия

В настоящее время техногенные отходы (далее – ТО) принято рассматривать в качестве уникальных источников редких и редкоземельных

металлов (далее – РМ и РЗМ), способных заменить природные месторождения для воспроизводства минерально-сырьевой базы [1-3] и на первый взгляд это действительно так. Однако есть и другое мнение.

АО «ВНИИХТ» более 30 лет занимается технологией переработки ГО с извлечением из них РМ и РЗМ и утилизацией с получением материалов, используемых в разных отраслях промышленности. В той или иной степени, изучено девять типов ГО, полученных при добыче и переработке полезных ископаемых (таблица 1).

Таблица 1 – Типы техногенных отходов

№ п/п	Отрасль промышленности	Стадия производства	Тип техногенных отходов	Размеры	РМ
1	Горнодобывающая	Добыча полезных ископаемых	Отвалы вскрышных и вмещающих пород, некондиционных руд	Млрд. т	Li, Be, Nb, Ta
2		Обогащение	Насыпные отвалы хвостов СМС, РС, ФМС, РЛС и др.	Сотни млн. т	Zr, РЗМ, Nb, Ta
3			Шламохранилища хвостов ММС железных руд	Десятки км ²	Sc, U, РЗМ
4			Шламохранилища хвостов флотации апатита и флюорита	Десятки км ²	P ₂ O ₅ , Ti, РЗМ
5	Химическая	Производство удобрений	Отвалы фосфогипса	250 млн. т	РЗМ, Sr
6		Производство глинозема	Шламохранилища «Красных шламов»	Десятки км ²	Sc, Ga, Y
7		Производство H ₂ SO ₄	Отвалы пиритных огарков	4-10 млн. т	Au, Ag
8	Металлургическая	Выплавка черных и цветных металлов	Отвалы шлаков и золы уносов	Млн. т	Re, Cd, In, Au, As
9	Электроэнергетическая	Сжигание твердого топлива	Отвалы и шламохранилища золы и шлаков	Млрд. т	Ge, Ga, Sc, РЗМ

Примечание: РМ – редкие металлы, РЗМ – редкоземельные металлы, СМС – сухая магнитная сепарация, ММС – мокрая магнитная сепарация, РС – радиометрическая сепарация, ФМС – фотометрическая сепарация, РЛС – рентгенолюминесцентная сепарация

Из девяти рассмотренных типов несомненный практический интерес представляют лишь некондиционные руды и пиритные огарки.

Некондиционные руды в принципе не являются ГО, так как они состоят на учете добывающего предприятия и представляют собой резервное сырье, но в случае, когда предприятие закрывается, забалансовые руды можно рассматривать в качестве ГО. Примером служат руды Завитинского бериллий-литиевого месторождения (рисунок 1), ранее перерабатываемые Забайкальским ГОКом (рисунок 2).

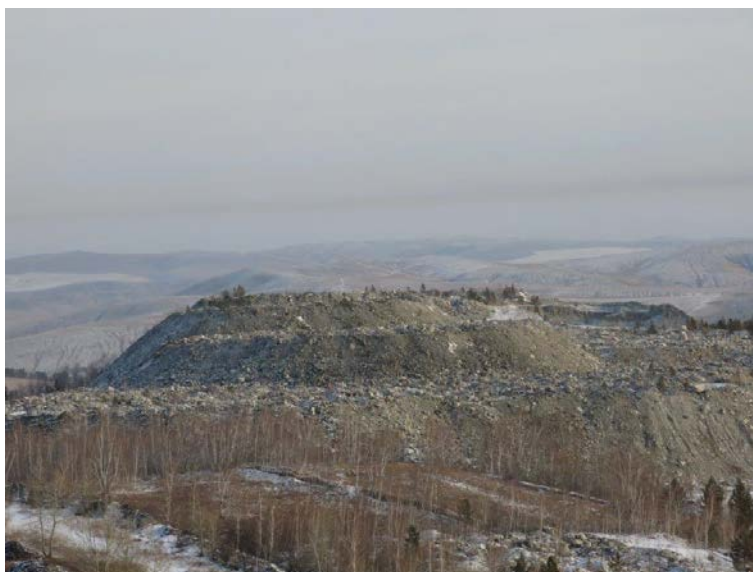


Рисунок 1 – Отвалы забалансовых руд Завитинского месторождения



Рисунок 2 – Обогащительная фабрика Забайкальского ГОКа

В АО «ВНИИХТ» разработана комплексная технология обогащения (последовательно фотометрическая и рентгенолюминесцентная сепарации). Работа выполнена при финансовой поддержке Минобрнауки России.

Применение фотометрического метода сортировки позволяет выделить в хвосты около 40-50 % всех сланцев, содержащихся в руде (рисунок 3). Темноцветные сланцы имеют повышенное содержание железа и оказывают отрицательное влияние на последующие технологические процессы. Флотация же концентратов фотометрической и рентгенолюминесцентной сепарации забалансовых руд позволила получить кондиционные литиевые концентраты с содержанием 4,0-4,5 % оксида лития при извлечении его

~ 60-65 %. В настоящее время создано и производится оборудование нового поколения для фотометрического и рентгенолюминесцентного обогащения. Фотометрические (полихромные) сепараторы с высоким уровнем распознавания объектов производятся на основе достижений цифровой фототехники и модернизации электронных систем. Этими способами содержание Li_2O в предконцентрате удалось повысить до 0,56 %, что позволило направить его на флотацию вместе с кондиционной рудой (рисунок 4).

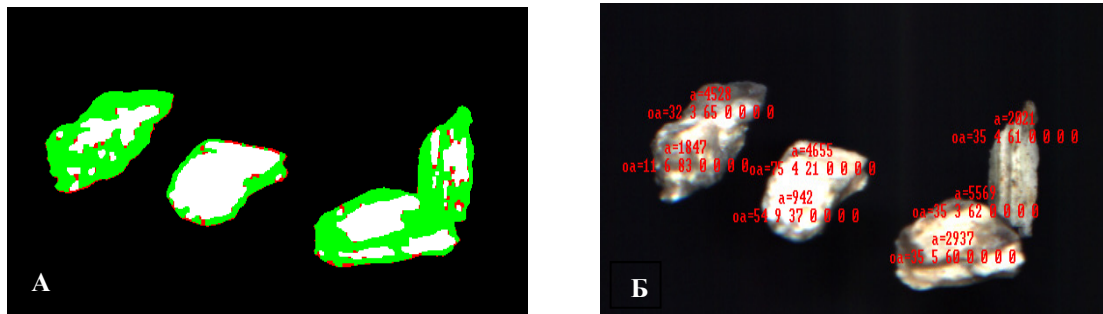


Рисунок 3 – Оценка площади, занимаемой минералами с цветовой характеристикой сподуменовой разности в сподуменовом продукте:

А – качественная оценка (белый цвет – поверхность, имеющая цветовую характеристику сподумена; зеленый – с цветовой характеристикой породных минералов);
 Б – количественная оценка (первая цифра обозначает относительную площадь, занимаемую минералами с цветовой характеристикой сподумена)

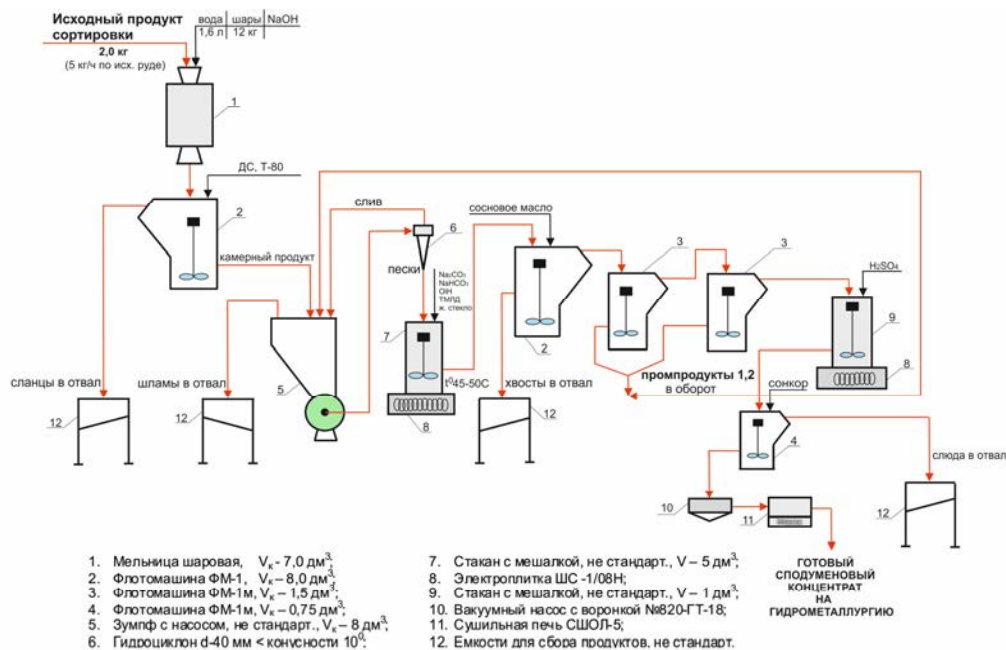


Рисунок 4 – Аппаратурная схема экспериментального образца установки переработки отвалов Завитинского месторождения с получением сподуменового концентрата

При переработке 1,8 млн. т забалансовой руды Завитинского месторождения из полученного флотационного концентрата можно извлечь 4000 т оксида лития [4, 5].

Что касается пиритных огарков, являющихся отходами производства серной кислоты из пирита, то они давно и успешно перерабатываются в европейских странах. В Великобритании еще в 1900 г. переработано 415 тыс. т огарков. В Германии в 1933 г. хлорирующему обжигу подверглись 536 тыс. т пиритных огарков и из них извлечено 321 тыс. т железа, 9,1 тыс. т меди, 6,8 тыс. т цинка, 21 т серебра и 5,4 т золота. В Италии и Австрии пиритные огарки составляют половину сырья для выплавки железа. Однако, следует обратить внимание, что большинство стран, занимающихся переработкой таких отходов, имеют недостаточные запасы железных руд или лишены их вовсе. При этом, в России, где также накоплены десятки миллионов тонн пиритных огарков (на сернокислотном заводе АО «Аммофос» в г. Череповце, на АО «Минудобрения» в г. Мелеуз (Башкортостан)) и имеется несколько вариантов технологии их переработки с получением железных окатышей, цветных металлов, золота и серебра переработка такого сырья не ведется. Причина в наличие собственных крупных месторождений железной руды. Единственным примером переработки отвалов обогащения являются хвосты СМС Ковдорского ГОКа (рисунок 5), разрабатывающего с 1963 по 1980 года Ковдорское железорудное месторождение с извлечением только железа. За это время было накоплено 70 млн. т хвостов, содержащих 11 % P_2O_5 и 0,26 % ZrO_2 . Для их переобогащения была использована гравитационно-флотационная схема, в результате было получено 4 млн. т апатитового и 19 тыс. т бадделеитового концентратов [6].



Рисунок 5 – Отвалы хвостов сухой магнитной сепарации Ковдорского ГОКа

Рядом с Ковдором находится Ловозерский ГОК, разрабатывающий месторождения лопарита (Nb, Ta, PЗМ). В хвостах обогащения лопаритовых руд накоплено большое количество эвдиалита. В пределах Ловозерского массива разведано крупнейшее месторождение этого минерала – Аллуайв. В АО «ВНИИХТ» совместно с «Гиредметом» разработана комплексная магнитоэлектрическая сепарация эвдиалитовых руд [7]. Эвдиалитовый концентрат содержит, (%): ZrO_2 – 12,0; PЗО – 2,0; Nb_2O_5 – 0,72; Ta_2O_5 – 0,04; HfO_2 – 0,17; SrO – 2,2. При обогащении 1 млн. т руды получается 190 тыс. т эвдиалитового концентрата, из которого можно извлечь 23 тыс. т ZrO_2 , 3800 т оксидов PЗМ, содержащих 1100 т Y_2O_3 , что позволит полностью обеспечить потребности ГК «Росатом» в этих металлах.

Из вышесказанного видно, что миллиарды тонн ТО, содержат значительное количество РМ и PЗМ. Кроме того, разработано множество вариантов технологий извлечения из них ценных веществ с попутным получением материалов для разных отраслей промышленности. Однако переработка таких отвалов не ведется. Почему? Очевидно, что в случае промышленного запуска имеющихся технологий было бы получено количество металлов, явно превышающее отечественный и мировой спрос, и количество полезных материалов, которое невозможно использовать на месте, а перевозить на дальние расстояния экономически не выгодно.

Так, например, пироксеновые хвосты ММС титаномагнетитовых руд Качканарского ГОКа содержат 130-200 г/т скандия. Всего накоплено около 1 млрд. т отходов, в которых находятся 130-200 тыс. т скандия (рис. 6). В АО «ВНИИХТ» разработана и запатентована технология двухстадийного сернокислотного выщелачивания скандия в присутствии ускоряющей добавки NaF. Извлечение составляет 75 % при расходе кислоты 1-1,2 т на тонну руды. Только из хвостов ММС текущей переработки (30-40 млн. т в год) можно извлечь 4-6 тыс. т скандия. Прогноз 80-х годов прошлого века на резкое увеличение потребления скандия до сих пор не подтвердился, и потребление остается на уровне 10-15 т в год. Естественно, что тысячи тонн очень дорогого металла не будут востребованы. Кроме того, стоит учитывать, что при этом взамен, по существу, маловредных хвостов ММС, добавляется более 30 млн. т чрезвычайно вредных отходов кислотной переработки с добавкой соединений фтора, что не решает проблему накопления ТО.

Та же картина, если рассматривать отвалы фосфогипса. На заводах производства фосфорной кислоты для минеральных удобрений из концентратов апатита Хибинской группы месторождений накоплено более 250 млн. т фосфогипса. При этом отчуждаются большие площади земель, вредные вещества из отвалов проникают в почву, происходит пыление и выделение в газовую фазу фтора, что загрязняет атмосферу (рисунок 7). Фосфогипс обогащен PЗЭ и стронцием. Сумма PЗЭ колеблется от 0,2 до 0,5 %, они имеют ярко выраженный цериевый состав. Разработано много вариантов

технологических схем переработки фосфогипса, в частности, в АО «ВНИИХТ» предложена комплексная переработка методом углеаммиачной конверсии с последующей азотнокислотной обработкой конверсионного мела и выделением дезактивированного суммарного оксидного концентрата. При этом можно получить дополнительную продукцию для различных отраслей промышленности: сульфат аммония, аммиачную селитру, чистый карбонат кальция, высококачественный гипс. Извлечение РЗМ составляет 90-95 %.



Рисунок 6 – Наливные шламохранилища хвостов мокрой магнитной сепарации Качканарского ГОКа



Рисунок 7 – Отвалы фосфогипса Уваровского химического завода

Практически переработкой фосфогипса занимаются только мелкие предприятия, использующие незначительную часть отвалов. Полная переработка отвалов экономически не оправдана. Есть более дешевая альтернатива РЗМ, извлекаемым из фосфогипса, в виде получения их непосредственно из концентратов апатита в процессе производства удобрений или при переработке богатых редкоземельных руд (месторождение Томтор) [8]. Различные виды стройматериалов могут быть использованы в небольшом количестве. Для этого достаточно отвалов текущей переработки, тогда как, например, на АО «Аммофос» в г. Череповце заскладировано более 15 млн. т и на АО «Воскресенские минудобрения» около 20 млн. т фосфогипса.

На основании представленной информации видно, что, несмотря на большие запасы ценных компонентов в отвалах ТО, их переработка с целью извлечения РМ и РЗМ не является экономически выгодной и оправданной с точки зрения исключительно наработки товарной продукции. При этом встает другой вопрос – экологическая ситуация. Накопленные в огромном количестве ТО представляют собой вредные для окружающей среды объекты, занимающие огромные полезные площади, а их содержание и сокращение неблагоприятных последствий требуют больших затрат.

Таким образом, очевидно, что главной задачей должна стать именно ликвидация хвостохранилищ и отвалов, с целью улучшения, в первую очередь, экологической ситуации, а попутное извлечение ценных компонентов при этом должно лишь компенсировать вложения.

Например, красные шламы (КШ) являются наиболее ёмким типом отходов химической промышленности, получаемых на алюминиевых заводах по производству глинозема. Шламохранилища занимают огромные площади (рис. 8). Например, на Уральском и Богословском заводах – по 6,5 км².



Рисунок 8 – Шламохранилище красных шламов Уральского алюминиевого завода

КШ относятся к высокотоксичным отходам и представляют опасность для заражения почвы, поверхностных вод и атмосферы. Кроме того, шламы могут прорвать ограждающие дамбы, как это случилось в 2010 г. в Венгрии, залить огромные площади земель и попасть в речную систему.

При этом КШ содержат в разных количествах повышенные содержания скандия, РЗМ, галлия, титана, циркония и стронция. Разработано [2, 9] несколько вариантов технологии извлечения скандия и РЗМ из хвостов текущей переработки бокситов и галлия из продуктивных растворов. Отработанная пульпа поступала частично на получение коагулянтов, а часть – на изготовление строительных материалов: кирпича, строительных блоков и облицовочной плитки. Небольшая часть КШ используется для производства строительных материалов. Например, на Николаевском заводе несколько тысяч тонн КШ потребляют 15 цементных заводов для железистой добавки к цементу.

Такая же ситуация с золошлаковыми отходами. Отвалы шлаков, золы и пыли, образующиеся при выплавке черных и цветных металлов занимают особенно большие площади на Урале. Только в Свердловской области насчитывается 188 объектов ТО с общей массой 8,5 млрд. т [2]. Отходы содержат благородные металлы, висмут, кадмий, селен и другие РМ. Подавляющая часть отходов не используется. На предприятии «Уралредмет» работает 12 частных компаний, извлекающих из отходов цветные и благородные металлы. Эпизодически собираются и перерабатываются шламы очистки электропечей [2]. Все эти работы не улучшают экологическую обстановку. После кучного выщелачивания золота способом цианирования остаются штабели, представляющие бóльшую опасность, чем отвалы шламов. При извлечении цветных металлов используется обычно серная кислота, что, конечно, не обезвреживает оставшиеся кеки.

Золошлаковые отвалы электростанций занимают площадь порядка 20 тыс. км², их масса составляет 1,5 млрд. т. В России используется менее 10 %, тогда как в Европе около 90 %, главным образом для изготовления цемента и бетона. В золошлаковых отвалах содержатся в повышенных концентрациях германий, галлий, РЗМ, ванадий, молибден, скандий, уран, иногда золото и серебро.

В АО «ВНИИХТ» с начала 1990-х годов проводились работы по изучению отвалов 18 ТЭЦ и ГРЭС, работающих на углях Подмоскownого, Кузнецкого, Забайкальского, Экибастузского, Приморского и Павлоградского бассейнов. Была разработана технология извлечения РЗМ, ванадия, скандия, германия и галлия. До этого в СССР германий извлекался из золы уноса углей Тарбагатайского разреза, сжигаемых на Читинской ТЭЦ-2. На предприятии «Германий» в г. Красноярске [10] производилось 600 кг монокристаллического германия. В настоящее время ООО «Германий» собирает зольные

уносы на специальных фильтрах при сжигании углей Павловского месторождения в Приморье. Это обеспечивает производство в объеме 10 тонн в год.

Таким образом, можно сделать вывод, что переработка отходов внедряется, имеются технологии и определенные ресурсы, однако ввиду огромных накоплений ТО за прошлые десятилетия частному бизнесу не справиться с масштабами проблемы без государственной поддержки и консолидации сил. Действующие предприятия не могут позволить себе такие большие затраты, так как это скажется на себестоимости основной продукции, что сделает их неконкурентоспособными.

В Европе производителями электроэнергии основана «Европейская Ассоциация продуктов сжигания углей», регулирующая переработку образующихся отходов. Большая часть отходов подвергается гидроклассификации, и мелкие фракции используются при производстве цемента и бетона. В России нет организации, которая отвечала бы за удаление или хотя бы за сокращение неблагоприятных последствий хранения отходов сжигания углей. Кроме того, нужно отметить, что подобные организации были бы полезны и в других отраслях.

Необходимо по примеру передовых зарубежных стран создавать специальную государственную организацию типа «Агентство по обращению с техногенными отходами», в задачи которого должны входить:

- Создание кадастра техногенных объектов с указанием их размеров и степени опасности для окружающей среды;
- Оценка возможности их рекультивации и частичной переработки с учетом возможности использования получения материалов в конкретных регионах;
- Создание и финансирование предприятий для выполнения запланированных мероприятий по рекультивации объектов;
- Осуществление экологического контроля над основными производителями техногенных отходов.

Таким образом, в случае невозможности полной ликвидации крупных техногенных объектов необходимы работы, которые заключаются в их рекультивации, которая представляет собой комплекс горнотехнических, инженерно-строительных, сельскохозяйственных и озеленительных работ, направленных на восстановление ландшафтов, продуктивности земель и улучшение условий окружающей среды.

Рекультивация касается лежалых отходов, но предприятия продолжают работать и накапливать новые отходы. Как выходить из этого положения? Ответ однозначен. Проблема ТО должна решаться созданием безотходных технологий, при которых все ценные металлы извлекаются по возможности в процессе основного производства, а хвосты текущей переработки полностью используются для производства материалов для местной промышленности.

На путь создания безотходной технологии встали крупнейшие российские предприятия: Объединенная компания «Русал» и ГК «Ростех». Технологии переработки минерального и техногенного сырья, разрабатываемые в АО «ВНИИХТ» (предприятие ГК «Росатом») в последние 30 лет, также отличаются ориентированностью на замкнутый цикл производства и снижением нагрузки на окружающую среду. Кроме того, целью новых технологий, прежде всего, является снижение себестоимости основного производства, что позволяет накапливать средства на экологические и природоохранные мероприятия.

Список литературы

1. Вержанский А.П. Техногенное сырье – важнейший резерв развития // Редкие земли. – 2016. - № 2 (7). – С. 103-109.
2. Леонтьев Л.И. Промышленные отходы – чемодан без ручки // Редкие земли. – 2016. - № 2 (7). – С. 112-117.
3. Карелов С.В., Набойченко Е.С., Мамяченков С.В. Оценка эколого-экономической эффективности переработки вторичного сырья и техногенных отходов // Записки Санкт-Петербургского Горного Института. – 2001. - № 149. - С. 203-205.
4. Бугриева Е.П., Дякин В.И., Крылова О.К., Тарханов А.В. Перспективные источники редких и редкоземельных элементов (Sc, Zr, Li, TR) // ВНИИХТ – 65 лет (1951-2016): Сборник научных трудов. – М.: ООО «Винпресс», 2016. – С. 56-65.
5. Лаврентьев А.В., Балакина И.Г. Оценка возможности предварительного обогащения забалансовых руд отвалов Завитинского месторождения // ВНИИХТ – 65 лет (1951-2016): Сборник научных трудов. – М.: ООО «Винпресс», 2016. – С. 90-94.
6. Техногенные минерально-сырьевые ресурсы / Под ред. Б. Михайлова – М.: Научный мир, 2012.
7. Тарханов А.В., Курков А.В., Ильин А.К. Перспективы освоения редкометалльно-редкоземельных эвдиалитовых руд Ловозерского месторождения // Горный журнал. – 2012. – № 4.
8. «Акрон» – секрет успеха // Редкие земли. – 2017. - № 1 (8). – С. 76-81.
9. Корнеев В.И., Сусе А.Г. Красные шламы. Свойства, складирование и применение. – М.: Металлургия, 1991.
10. Наумов А.В. Грани германия // Редкие земли. – 2017. - № 1 (8). – С. 168-175.
11. «Русал»: экотехнологии и скандиевый проект // Редкие земли. – 2017. - № 1 (8). – С. 98-103.
12. «Ростех» - редкоземельное направление // Редкие земли. – 2017. - № 1 (8). – С. 82-85.

ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ НА ТЕРРИТОРИИ КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ

Калдыбаев Н. А., Маматкасымова А. Т., Койчуманова А. Р.

Ошский технологический университет им. акад. Адышева М.М., г. Ош,
Кыргызстан

После распада Советского Союза на территории Кыргызской республики скопилось огромное количество отходов горнодобывающей промышленности. В хвостохранилищах, шламонакопителях и отвалах действующих и законсервированных горнорудных и металлургических предприятий на территории Кыргызстана насчитывается около семьсот миллионов тонн техногенных отходов, образованных при добыче и переработке различных полезных ископаемых [1]. Природно-техногенные образования могут служить потенциальным источником пополнения минерально-сырьевой базы, так как они обычно находятся на поверхности, не требуют больших ассигнований на геологическую разведку и материал в них преимущественно раздроблен. Решающим фактором вовлечения техногенных образований в разработку должна стать экономическая целесообразность их разработки, которая возможна лишь при условии развития и промышленного использования передовых инновационных технологий переработки вторичного материала.

В Государственный кадастр отходов горнорудной промышленности Кыргызской республики включены 92 объекта, представляющие собой хвостохранилища и горные отвалы. Из них 28 объектов относятся к радиоактивным, 5 объектов – токсичным, всего 58 объектов находятся в ведении МЧС, остальные на балансах горнодобывающих предприятий. В совокупности площадь, занимаемая горнопромышленными отходами составляют более 3000 га (рис. 1).

В Кыргызстане в последние годы интенсивно развивается золотодобывающая отрасль, сопровождающаяся образованием многотоннажных твердых отходов. В настоящее время 8 объектов являются техногенными минеральными объектами обогатительных и золотоизвлекающих фабрик (Макмал, Солтон-Сары, Кумтор, Иштамберди, Куру-Тегерек, Терексай (старый, временный и действующий отвал).

Кроме вышеперечисленного, ежегодно в отвалах угледобывающих и камнедобывающих предприятий, на карьерах по добыче нерудных строительных материалов складываются большая масса отходов, большая часть которых пока не подвергается к утилизации, несмотря на их промышленную ценность.

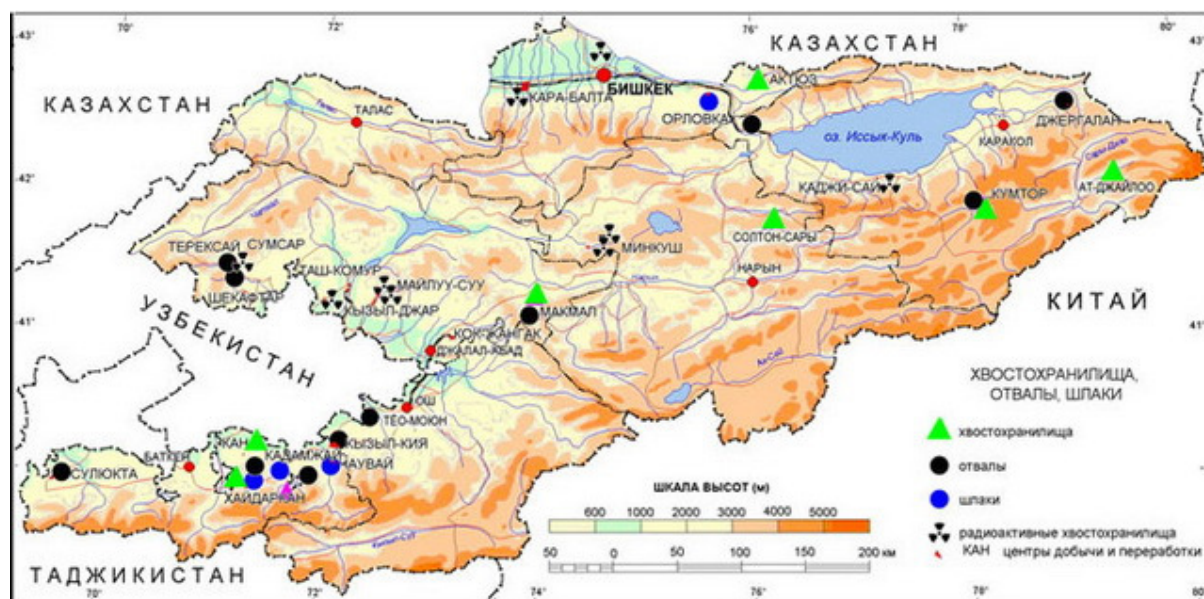


Рисунок 1 – Обзорная карта расположения хвостохранилища, отвалов и шлаков на территории Кыргызстана

Они характеризуются сложным внутренним строением, различаются по плотности, крупности обломков, вещественному составу, содержанию полезных компонентов и технологическим свойствам минерального сырья.

В рамках проекта «Научно-прикладные основы комплексной переработки отходов горнодобывающей промышленности», финансируемого Министерством образования и науки Кыргызской республики учеными Ошского технологического университета в 2017-2018 гг. проведен мониторинг горнопромышленных отходов расположенных в южном регионе республики. Составлена классификация техногенных минеральных образований, по признаку промышленной ценности выделены три перспективные группы горнопромышленных отходов, проведено районирование техногенных объектов.

Результаты проведенного мониторинга техногенно-минеральных образований и анализ имеющихся материалов по опыту их изучения и оценки показывают, что несмотря на длительный интерес к техногенным отходам и проблеме их использования в качестве минеральных ресурсов, до настоящего времени их систематического комплексного изучения в Кыргызской республике не проводилось. Комплексность изучения любого геологического объекта предусматривает получение всесторонней и полной информации об объекте: геологической, технологической, эколого-экономической. Наличие такой информации обеспечивает обоснованную оценку количества и качества полезных ископаемых в объекте исследований и возможность принятия решения о целесообразности его промышленного освоения.

Экологические аспекты рассматриваемой проблемы. Воздействие техногенных месторождений на окружающую среду в Кыргызстане рас-

смотрено в ряде публикаций [2, 3, 4]. Ключевыми экологическими проблемами, представляющими угрозу для окружающей среды и безопасности населения страны, связанными с большим количеством неадекватно содержащихся отходов, являются:

- ✓ загрязнение окружающей среды в районах складирования отходов радионуклидами и другими токсичными элементами;
- ✓ нарастающий в связи с изменениями климата риск разрушения хранилищ отходов из-за угрозы стихийных бедствий и природно-техногенных катастроф, характерных для горных, сейсмоактивных регионов Тянь-Шаня;
- ✓ выведение из сельскохозяйственного оборота значительных площадей хозяйственных земель.

Результаты проведенных исследований показали, что экологическая опасность воздействия техногенных минеральных объектов на окружающую среду наблюдаются в подавляющем большинстве горнопромышленных районов Кыргызской республики (Баткенский, Кадамджайский, Ноокатский, Алабукинский, Кеминский и др. районы), где наблюдаются экологическая и экономическая миграция населения – упадок городов и поселков, что особенно проявилось после закрытия рудников и шахт. Большинство техногенных минеральных объектов сосредоточены в месторождениях, где добывались цветные металлы (Ак-Тюз, Кадамжай, Кан, Майлуу-Суу, Мин-Куш, Орловка, Сумсар, Шакафтар, Терек-Сай, Хайдаркан, Чаувай).

Технологические аспекты освоения техногенных образований. Основная масса горнопромышленных отходов в Кыргызстане образуется в горнодобывающих предприятиях (70,0 %) при вскрышных и горнопроходческих работах, значительно меньше при обогащении (25,0 %) и около 5,0 % при переработке на полезную продукцию.

Отличительными особенностями техногенных образований являются:

- 1) расположение в промышленно развитых районах;
- 2) месторождения находятся на поверхности, и материал в них преимущественно раздроблен;
- 3) не требуют больших затрат для промышленного освоения.

Техногенные минеральные объекты, которые по количественным, качественным, технологическим и технико-экономическим показателям обеспечивают возможность и экономическую целесообразность их промышленного освоения, относятся к *техногенным месторождениям полезных ископаемых*.

На основе обобщения известных материалов по вопросам изучения и оценки горнопромышленных отходов [5, 6] нами разработана методика геолого-экономической оценки техногенных образований. Общий алгоритм работ по геолого-экологической оценке техногенных образований включает в себя следующие этапы :

➤ выбор и обоснование определенной системы показателей, характеризующих вещественный состав, физико-механические и технологические свойства техногенных и вмещающих их отложений;

➤ диагностика качественных и эколого-технологических свойств отходов с целью определения возможных направлений использования, а также выбора технологий переработки;

➤ установление условий образования и накопления техногенных отложений для организации их целенаправленной разведки и опробования.

Далее по отобранным пробам определяют качественные и физико-механические параметры, а также закономерности пространственной локализации отходов. Приступают к подсчету запасов на основе выбранных ресурсных характеристик для выделенных по количественным критериям (параметры качества и технологичности отходов) участков техногенного массива.

Экологическая опасность отходов оценивается по параметрам токсичности, пыления, самовозгорания. Для намывных техногенных массивов производится расчет водного баланса хвостохранилищ и состава поступающих и удаляемых вод.

По результатам оценки предусматривается создание геолого-экологического кадастра техногенных образований как информационно-организационная основа использования отходов и управления состоянием массива. К этому этапу предшествует формирование фонда исходной (базовой) картографической информации, включающей в себя тематическую графику состояния и свойств техногенных образований.

В южном регионе Кыргызской республики установлена потенциальная промышленная ценность следующих основных групп техногенных образований:

А) Промышленные отходы от добычи цветных металлов (Sb, Hg), которые накоплены в отвалах и хвостах в основном в виде кремнистого и частично кремнисто-карбонатного материала (месторождения Хайдаркан, Кадамжай, Чаувай, Терексай, Шакафтар, Улуу-Тоо и т.д.).

Б) Отходы угольных месторождений, которые при отработке накапливают до 60 % штыб, то есть некондиционную угольную мелочь (месторождения Сулюкта, Кызыл-Кыя, Алмалык, Кок-Жангак, Таш-Кумыр, Алайская группа месторождений и т.д.).

В) Отходы камнедобывающих предприятий (месторождения облицовочного и строительного камня, известняки-ракушечники месторождения «Сары-Таш», гранита «Ак-Улен» и др.).

Переработка отходов группы «А» требует более тщательного экономического обоснования, но тем не менее опыт китайских компаний, эксплуатирующих месторождение Чаувай показывает, что даже из отвалов можно извлечь немалое количество цветных металлов.

Перспективными направлениями переработки отходов группы “Б” (угольная мелочь) традиционно считаются брикетирование, коксование и газификация.

Значительную долю в экономике горнодобывающей отрасли обеспечивает камнедобывающая отрасль, где в зависимости от горно-геологических условий месторождения и технологических факторов тоже скоплены немалые отходы каменного сырья (группа “В”). Образованию большого количества отходов способствует низкая блочность камня (добываемые блоки должны иметь форму параллелепипеда) и трещиноватость массива природного камня.

За последние два десятилетия в Ошском технологическом университете и Институте природных ресурсов ЮО НАН КР накоплен значительный научно-технический задел по исследованию техногенных образований, собрана горно-геологическая информация и проведены пионерные опытно-экспериментальные работы по переработке отходов камнедобывающей промышленности на строительные изделия. В результате проведенных работ, исходя из характеристик отходов предложены оптимальные способы их переработки [7, 8].

Освоение техногенных минеральных образований горнорудных предприятий, позволит решить сразу две проблемы: с одной стороны извлечь полезные компоненты или производить строительные материалы, с другой – устранить негативное влияние ТМО на окружающую среду. Принятие решений по комплексному освоению техногенных образований требует оценку эколого-экономической целесообразности их разработки и подготовку инвестиционных проектов для перспективных объектов.

Оценка хозяйственной деятельности производится по сумме основных и сопутствующих результатов деятельности предприятия с производством основных и попутных продуктов из используемых отходов, высвобождением земель и другими социальными и экологическими последствиями. В качестве экологических результатов учитывается уменьшение площадей занятых в производстве земель и другие показатели, характеризующие минимизации вредного влияния производства на окружающую среду.

Горнодобывающая промышленность характеризуется длительностью, продолжаясь на многие годы, что может отразиться и в технологическом процессе переработки (утилизации) отходов. Поэтому, эколого-экономическую оценку за весь период освоения в заключительном этапе целесообразно осуществлять по формуле классической экономической теории

$$R = \sum_{t=1}^{T_{II}} ((Z_t - S_t - Y_t) * (1 + E_{II})^{-t}), \quad (1)$$

где R – показатель экономической эффективности освоения горно-промышленных отходов, $R > 0$;

Z_t – ценность годовой продукции t -го года, у.е.;
 S_t – затраты на погашение кредита и эксплуатационные затраты t -го года, у.е.;
 E_n – норматив для приведения разновременных затрат и результатов, у.е.;
 T – продолжительность освоения ТМО на объекте;
 Y_t – экологический ущерб t -го года эксплуатации, у.е.

Для стратегической оценки техногенных ресурсов используется информация о степени изученности конкретного ТМО и технологии его формирования, о прогнозных ресурсах полезных компонентов, конъюнктуре рынка, затратах на выделение компонентов и об убытках от содержания отвала. Учитываются временные и финансовые затраты, связанные с получением информации, и возможность сокращения этих затрат за счет комплексирования (объединения в непротиворечивую систему) информации из различных источников.

Главными факторами, определяющими целесообразность переработки отходов являются достаточная степень изученности отходов, позволяющая оценить их запасы как вторичных минеральных ресурсов; наличие технологии переработки; инвестиционная привлекательность проекта их переработки.

Выводы и рекомендации. Перспективы экономической и экологической реабилитации горных рудных поселков КР возможны только при условии принятия комплексных мер, включающих восстановление загрязненных территорий; рекультивация отвалов и хвостохранилищ; организация производства по утилизации отходов с извлечением ценных компонентов из промышленного вторичного сырья и переработкой на строительные изделия.

Результаты исследований показывают, что с точки зрения восстановления территорий отвалов потенциально эффективным является переработка отходов для целей строительной индустрии, поэтому следует планомерно изучать физико-механические свойства горных отходов с целью установления реальной возможности использования их в качестве строительного сырья. Извлечение полезных компонентов по своей сути не решает проблемы освобождения территории отвалов от отходов, так как вторичная переработка отвалов, учитывая низкое содержание в них полезных компонентов, практически дает то же количество отходов. Эта задача должна решаться по той же методике, что и изучение обычных месторождений полезных ископаемых, включая дополнительную разведку, их геолого-экономическую оценку, принятие решений, проектирование и создание новых технологий вторичного извлечения полезных компонентов.

Дальнейшее продолжение работ в данном направлении способствует эффективному использованию горнопромышленных отходов, созданию единой информационной базы по состоянию природно-техногенных георесурсов региона и позволяет разработать стратегии устойчивого социально-

экономического развития региона с учетом комплексного освоения техногенных образований. Для реализации предлагаемых мероприятий необходимо создать и внедрить систему комплексных территориальных геолого-экологических кадастров техногенных образований (КТГЭТО) с помощью программы ArcGIS. Кадастр обеспечивает органы исполнительной власти и местного самоуправления достоверной информацией о состоянии природно-ресурсного потенциала, позволяет провести экономическую самооценку и способствует к привлечению инвестиций на освоение ранее не используемых техногенных ресурсов.

Для повышения результативности работ целесообразно было бы объединение усилий всех НИУ республики, разработать и принять Программу комплексного освоения техногенных минеральных ресурсов для реализации которой необходимо подключить ресурсы ГКПЭН при правительстве КР.

Список литературы

1. Торгоев И.А., Алёшин Ю.Г. Геоэкология и отходы горнопромышленного комплекса Кыргызстана: Справочник-словарь / Под ред. Айтматова И.Т. – 2-е изд., перераб. и доп. Бишкек, 2009. – 240 с.
2. Секисов Г.В., Таскаев А.А., Секисов А.Г. Природно-техногенные минеральные объекты // Изв. АН КиргССР. Физ-техн. и матем. науки, – 1987, № 4. –С. 49-56.
3. Шамырканов У. М. Классификация хвостохранилищ Кыргызстана. //Научные и образовательные проблемы гражданской защиты, №3, 2010. –С.41-48.
4. Кожонов А.К. Технологические аспекты вовлечения в переработку техногенного сырья горнодобывающей промышленности Кыргызской республики. //Известия КГТУ им. И. Раззакова, 2013.–№28.
5. Борисович В.Т., Чайников В.В. Геолого-экономическая оценка техногенных месторождений. – Сер. Техника геологоразведочных работ. Т.15. – М.: ВИНТИ, 1991. – 138 с.
6. Постникова О.В. Модель эколого-экономической оценки эффективности комплексного освоения техногенных минеральных образований. //Вестник Забайкальского государственного университета, № 3 (94), 2013. – С.15-23.
7. Калдыбаев Н.А., Салиева М.Г., Саипов Б. Технология комплексной переработки техногенных минеральных образований скопленных на месторождении известняков-ракушечников “Сары-Таш”. //Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. –2018, №11 (часть 2).) – С. 209-213.
8. Калдыбаев Н.А., Абдыкадыров А.М., Маматов Ж. Моделирование разработки малых месторождений нерудных полезных ископаемых с использованием геоинформационных технологий. // Наука. Образование. Техника. –2016, № 2 (56). –С. 86-94.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ ЭМУЛЬСИЙ ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АЛМАЗОВ

Ковальчук О. Е.¹, Двойченкова Г. П.^{2,3}, Морозов В. В.⁴, Подкаменный Ю. А.^{2,3}

¹НИГП АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

³МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

⁴ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Для уверенного детектирования алмазных кристаллов в рентгенолюминесцентных сепараторах, работающих по заданной программе, фиксируются спектрально – кинетические параметры люминесценции алмаза, представляющие собой комплекс характеристик излучения кристалла. В автоматическом режиме происходит оценка всех заданных параметров исследуемых кристаллов, анализ полученных данных и распознавание кристалла либо в качестве алмаза с отсечкой его в сборник концентрата, либо в качестве порообразующего минерала с отсечкой его в сборник хвостовых продуктов процесса РЛС [1, 2].

Рентгенолюминесцентный метод обогащения в промышленном исполнении предполагает облучение потока материала рентгеновским излучением и регистрацию люминесцентного отклика с помощью элемента, преобразующего оптический сигнал люминесценции в электрический. Фиксируемые потери алмазов в действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации, как правило, обусловлены тем, что данные кристаллы не обладают требуемыми спектрально-кинетическими характеристиками, позволяющими отделить их от минералов кимберлита [3,4].

Для идентификации минерального объекта в качестве алмаза методом рентгенолюминесцентной сепарации необходимо присутствие двух компонент: быстрой, возникающей в момент облучения кристалла рентгеновским излучением, и медленной, характеризующей процесс затухания люминесценции алмаза при окончании импульса рентгеновского облучения или выходе его из зоны облучения. Соотношение значений этих параметров, контрольные значения которых приведены в таблице 1, заложено в основе программы автоматической регистрации алмазного кристалла и обеспечивает окончательное решение программы о его отсечке в сборник концентрата.

Таблица 1 – Параметры регистрации алмазов в действующей схеме РЛС

Параметр регистрации	Допустимый интервал значений
Свертка сигнала люминесценции	от 0.1 до 1.0
Постоянная времени затухания люминесценции	от 0.8 до 12.0 мс
Отношение компонент люминесценции	от 0.5 до 12.0

Решение задачи снижения потерь алмазов с «нестандартной» спектрально – кинетической характеристикой возможно путем ее корректировки за счет применением люминесцирующих веществ на основе органических соединений, способных закрепляться на поверхности кристаллов и обладающих параметрами люминесценции, близкими к алмазным кристаллам

С целью решения проблемы снижения потерь нелюминесцирующих алмазов предложено применить новую технологию избирательного закрепления люминофорсодержащих композиций на основе органических соединений, модифицированных путем присоединения жирного основания в виде углеводородного компонента, на поверхности алмазов для дополнительного извлечения несветящихся кристаллов в действующих схемах рентгенолюминесцентной сепарации.

Изучение спектральных и спектрально – кинетических параметров исследуемых люминофоров выполнены в лаборатории института «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» с использованием портативного сепаратора ПОЛЮС-М (Рисунок 1).

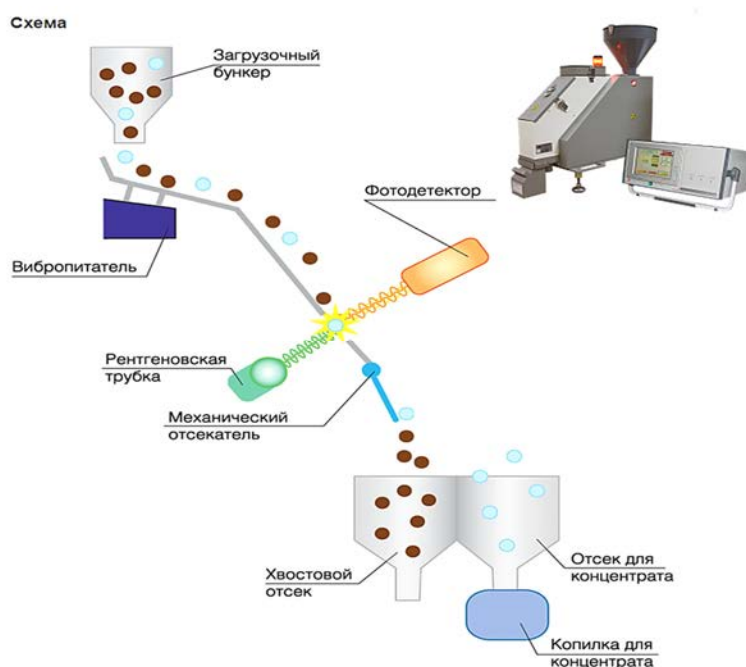


Рисунок 1 – Изображение и схема работы портативного сепаратора ПОЛЮС-М

Принцип работы сепаратора Полюс-М (производитель – НПП «Буревестник») основан на использовании свойств алмазов люминесцировать под воздействием рентгеновского излучения и контрастности этих свойств у алмазных кристаллов и сопутствующих люминесцирующих минералов. Регистрация люминесценции минералов осуществляется с использованием аналого-цифровой системы аппарата. Результаты фиксировались по двум измерениям (импульсам) в автоматическом режиме детектирования кристаллов путем накопления излучения предыдущего замера. Аналого-цифровая система регистрации работает как в амплитудно-временном режиме, так и в специальном режиме повышенной селективности, использующем кинетические характеристики люминесценции, при котором дополнительный эффект селекции обеспечивается реализацией люминесцентно-абсорбционного режима анализа.

Индикаторы, содержащие различающиеся количества исследуемых люминофоров, загружались в сепаратор ПОЛЮС-М, где происходило измерение сигнала люминесценции в два импульса (два последующих измерения через промежуток времени 2500 мкс) и расчет вышеописанных кинетических критериев люминесценции.

С целью исключения ошибки измерения параметров индикаторов, изготовленных на основе исследуемых люминофоров и эпоксидного клея, выполнены аналогичные эксперименты с использованием в качестве объекта исследований индикатора, изготовленного на основе чистого эпоксидного клея без люминофоров.

На основе экспериментальных данных был выполнен анализ кинетических характеристик люминесценции исследуемых люминофоров и установлены наиболее эффективные их композиции.

С целью выявления механизма закрепления люминофоров на поверхности алмазов изучены изображения обработанных люминофорсодержащей эмульсией кристаллов алмаза на микроскопе “Микромед-3 ЛЮМ” (рис. 2). Анализ полученных данных показал, что органическая фаза эмульсии закрепляется на поверхности кристаллов алмаза, погруженных в люминофорсодержащую эмульсию, в виде капель (рис. 2а). При этом неорганический люминофор концентрируется на границе раздела органической и водной фаз эмульсии.

После высушивания обработанных кристаллов органическая и неорганическая фазы люминофора устойчиво удерживаются на отдельных участках поверхности алмаза (рис. 2б) за счет неиспарившихся фракций дизельного топлива, используемых в качестве органической фазы эмульсии.

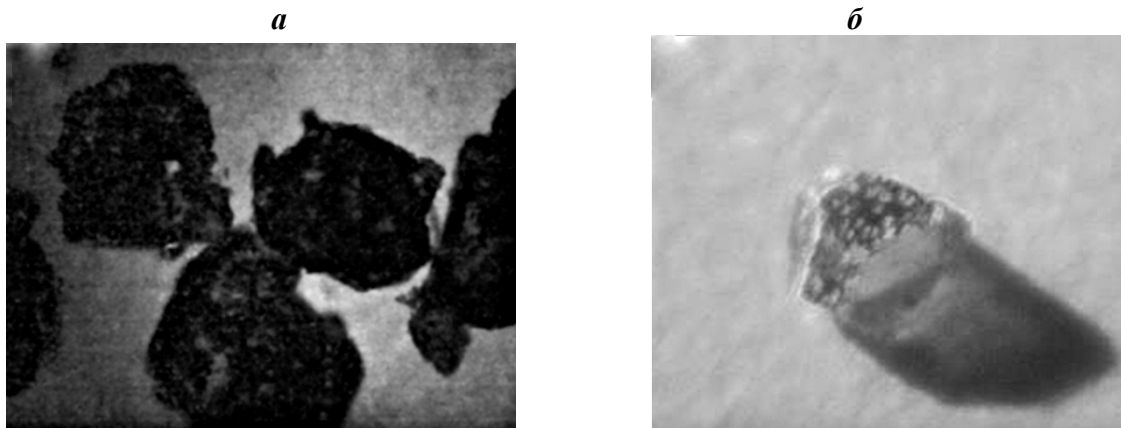


Рисунок 2 – Изображения под микроскопом (в УФ-свете) синтетических алмазов, обработанных люминофорсодержащей эмульсией до (а) и после (б) высушивания

На основании выполненного комплекса исследований установлено, что для индикации алмазных кристаллов наиболее эффективно использовать композиции, содержащие органический люминофор «Антрацен сцинтилляционный», обладающий максимальными значениями быстрой компоненты, и неорганический люминофор К-35, обладающий максимальными параметрами медленной компоненты, обеспечивающими устойчивое извлечение алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации.

Список литературы

1. Миронов В.П. Оптическая спектроскопия алмазов из концентратов и хвостов рентгенолюминесцентной сепарации // Наука и образование. –2006. – № 1. – С.31-36.
2. Мартынович Е.Ф. Миронов В.П. Рентгенолюминесценция алмазов и ее использование в алмазодобывающей промышленности // Известия вузов. Физика. – 2009. – Т. 52, № 12-3. – С. 202–210.
3. Шлюфман Е.М., Миронов В.П., Гурва Л.А., Цхай Н.К. Состояние и перспективы радиометрической сепарации алмазов // Горный Журнал. – 2005. – № 7. – С. 102–105.
4. Макалин И.А. Исследование закономерностей распределения характеристик рентгеновской люминесценции алмазосодержащего сырья: автореф. дис. ... канд. техн. наук. – Екатеринбург, 2013. – 140 с.

ОБОСНОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В ПРОЦЕССЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВ

Коваленко Е. Г.¹, Двойченкова Г. П.^{2,3}, Морозов В. В.⁴

¹НИГП АК «АЛРОСА», г. Мирный, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

³МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет
им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

⁴ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Важной причиной снижения показателей процесса пенной сепарации алмазов является гидрофилизация поверхности алмазов вследствие воздействия ионно-молекулярных компонентов жидкой фазы пульпы [1]. Задача повышения показателей обогащения алмазосодержащих кимберлитов может быть решена на основе применения физических и физико-химических методов воздействия на твердую и жидкую фазу пульпы, обеспечивающих предотвращение зарастания или очистку поверхности алмазов. В качестве таких операций эффективны подогрев питания пенной сепарации и бездиафрагменная электрохимическая обработка оборотной воды [2]. Для повышения эффективности кондиционирования необходимо выбрать оптимальные условия протекания процессов растворения поверхностных пленок.

Моделирование и анализ процессов фазообразования в водной среде и на поверхности минералов были осуществлены на основе термодинамического анализа межфазных химических реакций, выполненного в виде диаграмм термодинамически стабильных соединений в координатах $\lg[\text{CO}_3] - \text{pH}$.

Анализ результатов расчетов показал, что оборотная вода и жидкая фаза пульпы пересыщена по ионам кальция и карбоната. Образование карбоната кальция возможно, как в операции измельчения, так и пенной сепарации (рис. 1, обл. 1, 2). Об этом свидетельствует расположение областей 1 и 2 в заметном удалении от границы межфазного перехода.

Это означает, что процесс образования карбоната кальция может протекать в течение всего технологического процесса. Поскольку применение электрохимически кондиционированной воды (после бездиафрагменной обработки) ведет к снижению концентраций кальция и бикарбонат-иона (на 30-40%) водная фаза становится менее пересыщенной по отношению к образованию карбоната кальция. Однако, как видно из рис. 1 (область 3), такого снижения концентраций недостаточно для предотвращения процесса осадкообразования с образованием карбоната кальция. Перспективным путем решения задачи предотвращения или снижения интенсивности осадкообразования является сочетание тепловой и электрохимической обработки.

Как видно из рис.1 (область 5) именно в этом случае достигается достижение условий, когда жидкая фаза становится «коррозионно-активной» по отношению к карбонатам кальция.

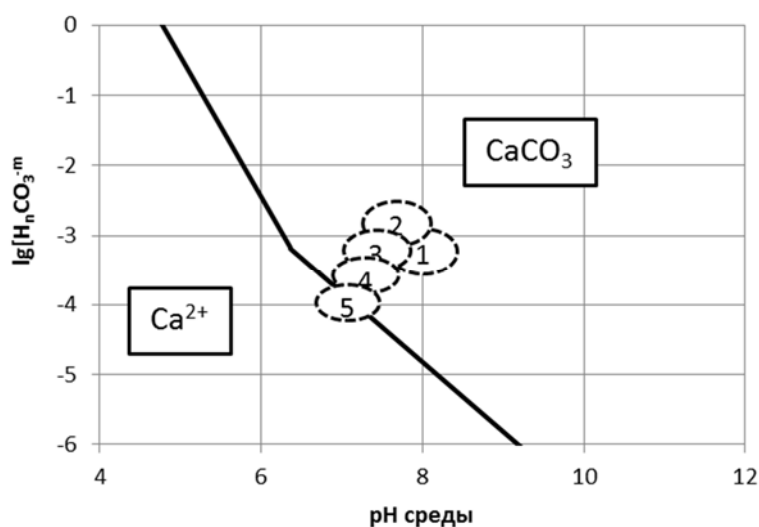


Рисунок 1 – Диаграмма термодинамической стабильности кальция в жидкой фазе основных технологических переделов:

1 – в операции самоизмельчения; 2 – в операции пенной сепарации; 3 – там же при использовании обработанной оборотной воды; 4 – там же при использовании тепловой обработки; 5 – там же при совместном использовании электрохимической и тепловой обработки

Перспективным путем решения задачи предотвращения или снижения интенсивности осадкообразования является сочетание тепловой и электрохимической обработки. Как видно из рис. 1 (область 5) именно в этом случае достигается достижение условий, когда жидкая фаза становится «коррозионно-активной» по отношению к карбонатам кальция.

Несколько иначе обстоит дело с образованием основных карбонатов магния. Результаты расчетов показывают, что образование тригидрогидрокарбоната магния $MgCO_3 \cdot Mg(OH)_2 \cdot H_2O$ возможно в основных технологических операциях и может быть предотвращено применением тепловой обработки или сочетанием электрохимической и тепловой обработки.

Значительно более устойчивыми являются смешанные карбонаты кальция и магния, например, доломит [3]. Разложение доломита возможно только в результате кислотной обработки при pH менее 5,5-6. Такие условия вполне могут быть достигнуты при использовании анолита. Однако, необходимо учитывать, что в анолите может происходить накапливание бикарбонатных ионов, которые будут интенсифицировать образование доломита.

Анализ диаграмм показывает, что в любом случае условием интенсификации разложения карбонатных и гидрокарбонатных осадков является снижение концентрации бикарбонатных ионов и смещение pH в кислую область. Влияние тепловой обработки на растворение минеральных пленок неоднозначно. С одной стороны – повышение температуры ведет к

снижению ПР карбонатов и гидроксидокарбонатов кальция и магния, а с другой стороны – ведет к снижению растворимости углекислоты и, соответственно, концентрации – бикарбонатных ионов, и далее – растворению минералов.

Достижимое при бездиафрагменной электрохимической обработке воды снижение рН и уменьшение концентраций карбонатных и кальциевых ионов, ведет к изменению свойств водной фазы по отношению к гидрофилизующим поверхностным образованиям. В качестве критерия способности оборотной воды к растворению гидрофилизующих пленок использовали рН-ориентированные критерии для карбонатных минералов – индекс стабильности (индекс Ризнера) JS_t :

$$JS_t = 2 \cdot pH_s - pH \quad (1)$$

Критерий сравнивает рН среды с равновесной рН образования карбоната кальция (pH_s), рассчитываемой по уравнению:

$$pH_s = pK_2 - pPP_{CaCO_3} - \lg[Ca^{2+}] - \lg \Sigma_o + 2,5 \sqrt{I}, \quad (2)$$

где: pK_2 – отрицательный логарифм константы 2-й ступени диссоциации угольной кислоты;

pPP_{CaCO_3} – отрицательный логарифм произведения растворимости;

$[Ca^{2+}]$ – концентрация ионов Ca^{2+} , мг/л;

Σ_o – общая щелочность, мг-экв/л; I – ионная сила.

При $JS_t > 8,7$ водная среда очень агрессивная, осадок $CaCO_3$ не образуется или легко растворяется. При $8,7 > JS_t > 6,9$ среда средне агрессивная, осадок $CaCO_3$ не образуется и медленно растворяется. При $6,9 > JS_t > 6,4$ система стабильная; при $6,4 > JS_t > 3,7$ водная среда выделяет осадок $CaCO_3$; при $JS_t < 3,7$ интенсивно образуется осадок $CaCO_3$.

Результаты оценки влияния бездиафрагменной обработки показали следующее. При бездиафрагменной электрохимической обработке минерализованной оборотной воды Мирнинского ГОКа в закрытом электролизере достигается уменьшение концентрации ионов кальция и общей углекислоты, что обеспечивает снижение склонности к отложению осадков $CaCO_3$ и других карбонатных минералов. Согласно значениям индекса стабильности JS_t (табл. 1) обработанная вода переходит из разряда склонной к отложению осадков $CaCO_3$ в разряд «стабильной» (не склонной к образованию осадков) и «средне агрессивной» (способной растворять осадки). Аналогичные результаты получены и для оборотной воды Удачинского ГОКа, которая в результате кондиционирования также переходит в разряд «средне агрессивной» ($JS_t = 7,43$, табл. 1).

Таблица 1 – Изменение ионного состава и индексов карбонатного равновесия при бездиафрагменной обработке оборотной воды

При расходе эл. энергии, кВтч/м ³	pH	Концентрация ионов, мг/л			Значения критериев		
		Ca ²⁺	HCO ₃ ⁻	CO ₃ ^{2-*}	S ₁	pH _s	JS _t
Для Мирнинского ГОКа							
Без обработки	7,6	2389	61,2	0,11	17,00	7,12	6,52
0,3	7,5	2302	62,4	0,091	13,35	7,15	6,82
0,5	7,2	2120	46,5	0,034	4,61	7,10	6,90
1,0	7,1	1833	44,2	0,026	3,04	7,05	7,00
1,5	6,9	1545	41,5	0,015	1,59	7,11	7,33
2,0	6,7	1455	31,5	0,0073	0,73	7,04	7,80
Для Удачинского ГОКа							
Без обработки	8	2900	32	0,33	27,11	7,41	6,13
0,3	7,9	2880	28	0,25	18,82	7,47	6,28
0,5	7,7	2650	26	0,16	10,18	7,31	6,47
1,0	7,5	2500	21	0,074	3,93	7,31	6,87
1,5	7,3	2355	14	0,031	1,64	7,50	6,94
2,0	6,9	2189	10	0,011	0,56	7,46	7,43

Характер зависимостей индекса стабильности от расхода электроэнергии для различных объектов (рис. 2) весьма близок, что позволяет говорить о наличии закономерности увеличения агрессивности по отношению к карбонатным минералам высокоминерализованной оборотной воды, прошедшей бездиафрагменную электрохимическую обработку в изолированном режиме и увеличении склонности к отложению осадков при обработке в «открытом» режиме.

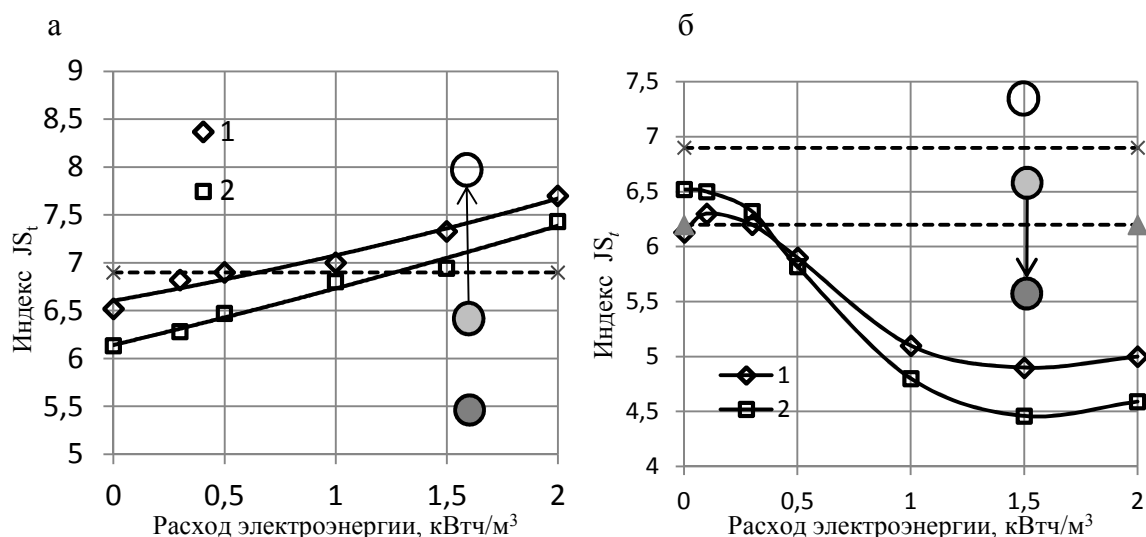


Рисунок 2 – Изменение индекса Ризнера JS_t при бездиафрагменной электрохимической обработке оборотной воды:

а) в изолированном электролизере; б) в открытом электролизере: 1 – оборотной воды Удачинского ГОКа; 2 – оборотной воды Мирнинского ГОКа; пунктирные линии – переход от воды склонной к образованию осадка (●) к нейтральной воде (○) и воде склонной к растворению осадка (коррозионно-активной) (○)

При очистке гидрофильных алмазов продуктами бездиафрагменной электрохимической обработки воды в закрытой системе достигается высокая степень удаления минеральных компонентов, что приводит к существенному росту гидрофобности алмазов [2].

Для оценки влияния температуры были проведены две серии опытов. В первой серии (табл. 2) использовалась вода, получаемая смешиванием оборотной и природной воды. Во второй серии опытов – высокоминерализованная техническая вода Мирнинского ГОКа.

Граничные рН осадкообразования рассчитывались с учетом фактических концентраций ионов кальция и карбонатов (табл. 2). Сопоставление расчетных данных с фактической величиной рН осадкообразования показывает, что разработанная модель хорошо описывает экспериментальные данные.

Таблица 2 – Расчетные и экспериментальные рН растворения карбоната кальция

Условия эксперимента	[Ca ²⁺], мг/л	Т, °С	Конц. [H ₂ CO ₃], мг/л	рН осадкообразования	
				Расчетное	Экспериментальное
1. Малоцентрированный раствор	430	20	30	6,83	7,1
		70	4	7,27	7,4
2. Сильноконцентрированный раствор	2150	20	30	6,48	6,6
		70	4	6,92	7,1

Анализ полученных результатов показывает, что повышение температуры ведет к существенному снижению концентрации карбонатных ионов и увеличению растворимости карбонатов кальция, о чем свидетельствует смещение рН растворения в более щелочную область.

Полученные результаты обосновывают целесообразность использования электрохимического кондиционирования оборотной воды и теплового кондиционирования пульпы для очистки поверхности алмазов и повышения эффективности процесса пенной сепарации.

Список литературы

1. Куренков И. И. О свойствах поверхности алмаза в связи с извлечением из руд. Труды Института горного дела им. А. А. Скочинского, М.: Изд. АН СССР, 1957, т. IV. – С. 241-251.
2. Коваленко Е. Г., Двойченкова Г. П., Поливанская В. В. Обоснование применения метода тепловой обработки для повышения эффективности процесса пенной сепарации алмазов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – № 6. – С. 158-164.
3. Риббе П. Х. Карбонаты. Минералогия и химия: Пер. с англ. Под ред. Р. Дж. Ридера. –М.: Мир, 1987. – 494 с.

ПОЛУЧЕНИЕ МЕДНЫХ И ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ МЕДНЫХ РУД

Мамонов С. В.^{1,2}, Дресвянкина Т. П.¹, Зиятдинов С. В.¹, Ершов А. А.²

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

²НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Руды медноколчеданных месторождений являются комплексными и в соответствии с «Методическими рекомендациями по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. Медные руды», утвержденными распоряжением Министерства природных ресурсов Российской Федерации от 05.06.2007 г. № 37-р, в зависимости от содержания меди и цинка разделяются на: медные с содержанием меди более 0,5-0,7 % и цинка менее 0,8-1,0 %; медно-цинковые с содержанием меди более 0,5-0,7 % и цинка более 0,8-1,0 % и серноколчеданные с содержанием серы более 35 %, меди менее 0,5-0,7 % и цинка менее 0,8-1,0 %.

В ряде случаев недропользователи, ссылаясь на Классификацию запасов месторождений медных руд, при обогащении руд с содержанием цинка менее 0,8-1,0 % цинковый концентрат не получают. По нашему мнению, такое содержание цинка в рудах не является обоснованием неполучения цинковых концентратов. Сортность руд должна определяться технологическими возможностями и экономической целесообразностью получения медных и цинковых концентратов из «медных руд».

В ОАО «Уралмеханобр» проведены исследования по получению медных и цинковых концентратов из медного сорта руды одного из медно-цинковых колчеданных месторождений России.

Объектами исследований явились: технологическая проба медно-цинковой руды (МЦР) и три технологические пробы медной руды (МР, МР-1, МР-2).

Согласно результатам количественного химического анализа, в медно-цинковой руде содержится 2,21 % меди и 3,23 % цинка; в медных рудах содержится 1,91-2,53 % меди и 0,35-1,04 % цинка (таблица 1).

Таблица 1 – содержание меди и цинка в исследуемых рудах

Элемент	Содержание, %			
	МЦР	МР	МР-1	МР-2
Медь	2,21	2,32	1,91	2,53
Цинк	3,23	0,35	0,63	1,04

Согласно результатам фазового анализа, в пробе медно-цинковой руды медь на 73,30 % ассоциирована с первичными сульфидами, на 23,08 % представлена вторичными минералами меди (таблица 2). На долю окисленных минералов меди приходится 3,62 % меди. Цинк в пробе медно-цинковой руды на 79,88 % представлен сульфидной формой, с гидроксидами железа и марганца связано 11,45 % цинка. На долю окисленных минералов цинка приходится 8,05 %.

Таблица 2 – Фазовый состав руд

Элемент	Формы соединений	Массовая доля (относительная), %			
		МЦР	МР	МР-1	МР-2
Медь в виде	Первичных сульфидов	73,30	77,58	64,40	75,49
	Вторичных сульфидов	23,08	19,40	25,13	18,18
	Окисленных	3,62	2,59	10,47	5,93
	Сульфатов	–	0,43	–	0,4
Цинк в виде	Сульфидов	79,88	71,42	66,66	62,50
	Окисленных	8,05	14,29	12,70	15,38
	Сульфатов	0,62	2,86	1,59	3,85
	Связанных с гидроксидами железа и марганца	11,45	11,43	19,05	18,27

В трех пробах медной руды медь на 64-78 % ассоциирована с первичными сульфидами, на 18-25 % представлена вторичными минералами меди. На долю окисленных минералов приходится от 2,6 до 10,5 % меди. Цинк на 62,5-80 % представлен сульфидной формой, с гидроксидами железа и марганца связано 11-19 % цинка. На долю окисленных минералов цинка приходится 8-16 %.

Исследования по получению медных и цинковых концентратов из медно-цинковой и медных руд проведены по коллективно-селективной схеме флотации (рисунок 1) с применением следующих реагентов: бутиловый ксантогенат калия, пенообразователь оксаль Т-92, цинковый купорос, гидросульфид натрия, медный купорос, известь.

В результате исследований получены (таблица 3):

– из пробы медно-цинковой руды МЦР, содержащей 2,21 % меди, 3,23 % цинка, получен медный концентрат с массовой долей меди 23,40 % при извлечении меди 89,68 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50,51 % при извлечении цинка 78,19 %;

– из пробы медной руды МР с массовой долей меди 2,31 %, цинка 0,35 % – медный концентрат с массовой долей меди 23,40 % при извлечении меди 92,59 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 45,05 % при извлечении цинка 39,90 %;

– из пробы медной руды МР-1 с массовой долей меди 1,90 %, цинка 0,63 % – медный концентрат с массовой долей меди 22,94 % при извлечении 91,02 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 48,20 % при извлечении цинка 55,85 %

– из пробы медной руды МР-2 с массовой долей меди 2,53 %, цинка 1,04 % – медный концентрат с массовой долей меди 21,84 % при извлечении 93,48 %, цинковый концентрат с массовой долей цинка 50,45 % при извлечении цинка 60,03 %.

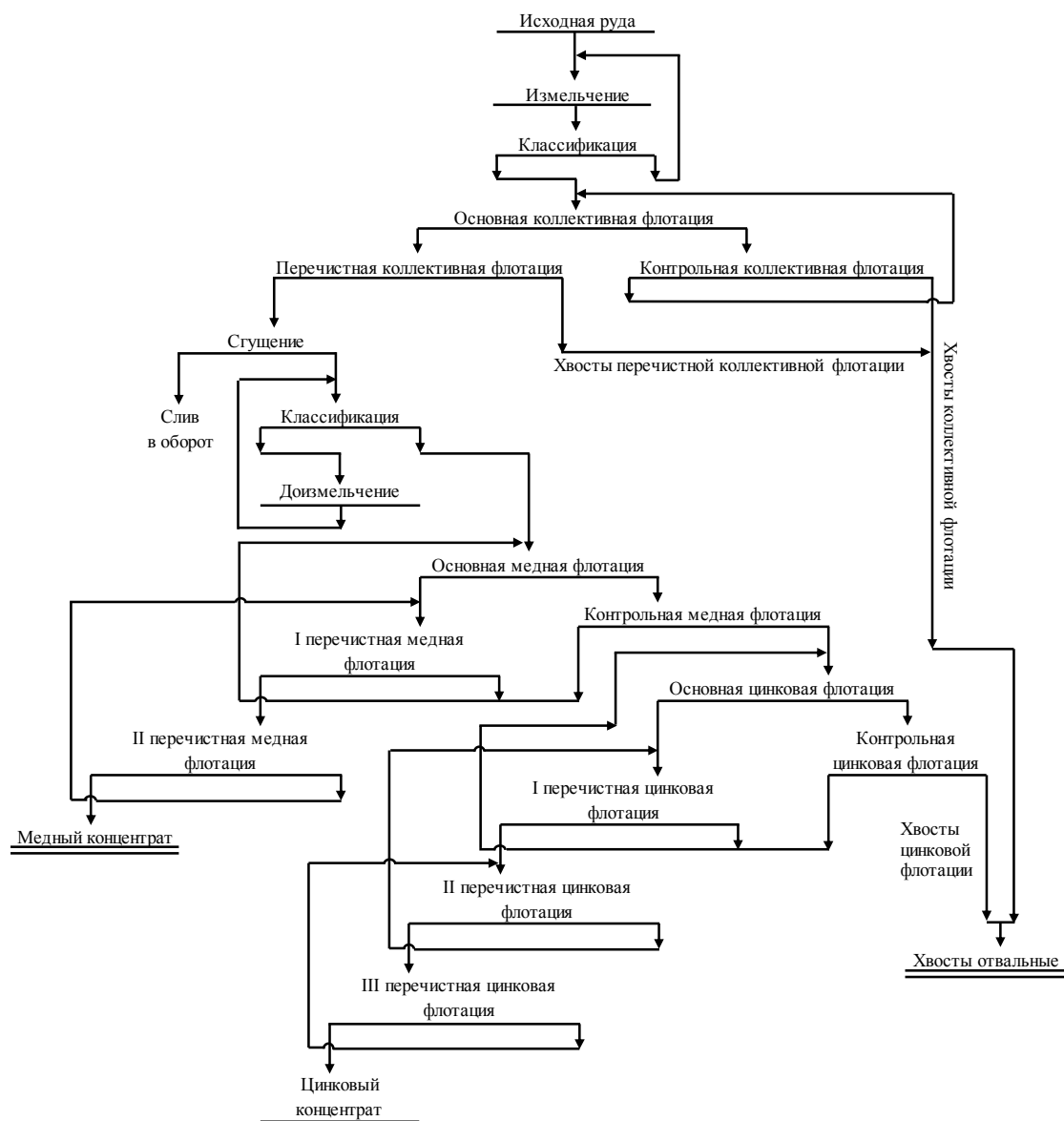


Рисунок 1 – Принципиальная схема коллективно-селективной флотации руд с получением медного и цинкового концентратов

Исследования проведены также и на смеси медных и медно-цинковой руд при разном их соотношении. Графическая интерпретация результатов исследований приведена на рисунке 2.

Таблица 3 – Технологические показатели обогащения руд по схеме коллективно-селективной флотации с получением медного и цинкового концентратов

Продукты обогащения	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		медь	цинк	медь	цинк
МЦР					
Медный концентрат	8,47	23,40	3,21	89,68	8,42
Цинковый концентрат	5,00	0,58	50,51	1,31	78,19
Руда	100,00	2,21	3,23	100,00	100,00
МР					
Медный концентрат	9,14	23,40	1,41	92,59	36,82
Цинковый концентрат	0,31	2,61	45,05	0,35	39,90
Руда	100,00	2,31	0,35	100,00	100,00
МР-1					
Медный концентрат	7,54	22,94	2,11	91,02	25,22
Цинковый концентрат	0,73	2,00	48,20	0,77	55,85
Руда	100,00	1,90	0,63	100,00	100,00
МР-2					
Медный концентрат	10,70	21,84	2,50	93,48	26,75
Цинковый концентрат	1,19	1,85	50,45	0,88	60,03
Руда	100,00	2,53	1,04	100,00	100,00

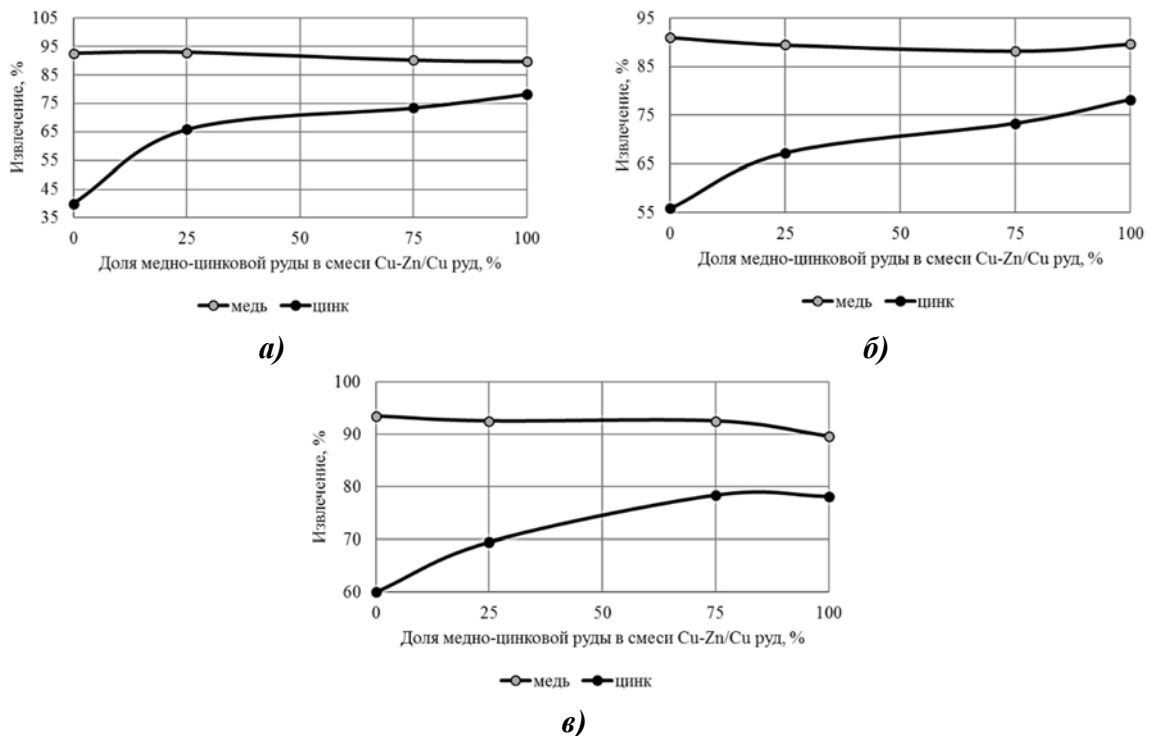


Рисунок 2 – Зависимость извлечения меди и цинка в одноименные концентраты от соотношения медной руды МР (а), МР-1 (б) и МР-2 (в) и медно-цинковой руды в смеси руд

Результаты исследований показали, что:

– из смеси медной руды МР и медно-цинковой руды МЦР возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 23-24 % при извлечении меди 90-92 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50 % при извлечении цинка 65-73 %;

– из смеси медной руды МР-1 и медно-цинковой руды МЦР возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 23 % при извлечении меди 88-89 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50 % при извлечении цинка 67-73 %;

– из смеси медной руды МР-2 и медно-цинковой руды МЦР возможно получить медный концентрат с массовой долей меди 23 % при извлечении меди 92 % и цинковый концентрат с массовой долей цинка 50 % при извлечении цинка 69-78 %.

По результатам исследований выполнена укрупненная экономическая оценка целесообразности получения медного и цинкового концентратов из медных руд и смеси медных и медно-цинковых руд.

Результаты экономических расчетов показали, что переработка медных и медно-цинковых руд с получением медного и цинкового концентратов экономически выгоднее переработки медных руд с получением только медного концентрата и медно-цинковых руд с получением медного и цинкового концентратов. Прирост валовой прибыли в зависимости от пробы руды варьирует от 8,8 до 217,09 млн руб.

Показано, что переработка медных и медно-цинковых руд в смеси с получением медного и цинкового концентратов экономически целесообразна (рисунок 3):

- при соотношении в смеси МЦР к МР-2 свыше 35:65;
- при соотношении в смеси МЦР к МР-1 свыше 65:35;
- при соотношении в смеси МЦР к МР свыше 65:35.

При этом прирост валовой прибыли в зависимости от содержания металлов в руде варьирует от 217,36 до 555,75 млн руб.

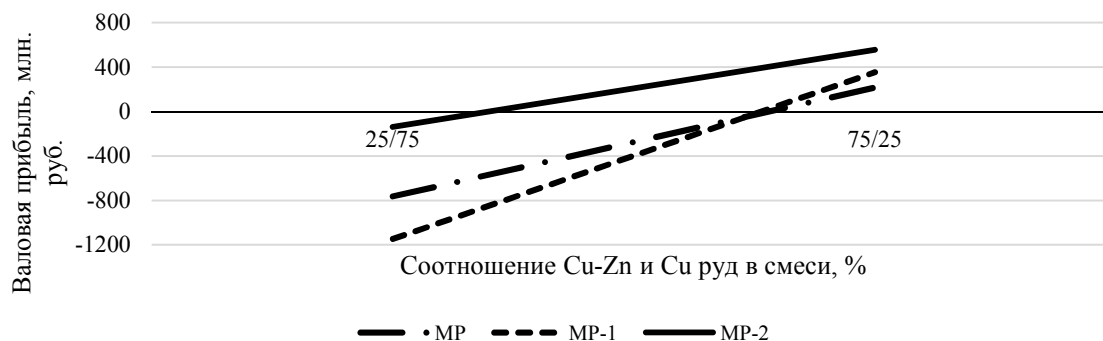


Рисунок 3 – Зависимость чистой прибыли и убытков от соотношения медно-цинковых и медных руд в смеси

ВЫВОДЫ

1. Целесообразность получения медных и цинковых концентратов при переработке медных колчеданных руд, содержащих менее 0,8-1,0 % цинка, должна быть обоснована с технологической и экономической точек зрения.

2. На примере конкретного колчеданного месторождения показано, что из медных руд с содержанием цинка 0,35-1,0 % и меди 1,9-2,5 % получение медного и цинкового концентратов технически возможно и экономически эффективно.

3. Валовая переработка медных и медно-цинковых руд должна обосновываться экономическими расчетами с определением оптимального соотношения руд в шихте.

УДК 622.765; 622.15; 662.613.13

ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕТУЧЕЙ ЗОЛЫ ТЕПЛОЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ*

Лавриненко А. А., Кунилова И. В., Гольберг Г. Ю., Лусинян О. Г.,
Кравченко В. Н.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр РАН», г. Москва, Россия

*Работа выполнена при поддержке Программы фундаментальных исследований Президиума РАН 2018–2020 гг. № П 15

При сжигании бурых и каменных углей на теплоэлектростанциях, работающих на твердом топливе, образуются отходы, в т.ч. летучая зола, улавливаемая электрофильтрами. Эта зола, называемая также зола-унос, является перспективной для вовлечения в комплексную переработку с получением нескольких продуктов – магнитного, углеродного, концентратов ценных элементов и наибольшего по количеству алюмосиликатного, используемого в строительных отраслях.

Объектом исследования являлась летучая зола с электрофильтров ТЭС, работающих на углях марки Д Экибастузского угольного бассейна. Методом сухого отсева установлено, что 75,9 % материала находится в диапазоне крупности $-0,071+0,020$ мм. Основные компоненты золы, согласно рентгенофазовому анализу – алюмосиликатные агрегаты неправильной формы, представляющие собой сплавленные глинистые минералы (муллит) и минералы класса силикатов с непостоянным составом (высокотемпературный кварц), сульфаты и оксиды кальция и железа (возможно, сгоревшие сидеритовые конкреции, магнетит и пр.) и примеси сплавов металлов с железом (марганца, титана, хрома и пр.).

На основании анализа вещественного и гранулометрического состава золы от сжигания углей марки Д установлены перспективные для попутного извлечения ценные микроэлементы золы – сумма редкоземельных элементов и циркония. Ранее нами были проведены исследования схем переработки летучей золы, которые показали эффективность извлечения суммы редкоземельных элементов из фракции –40 мкм с содержанием 418,56 г/т, совместно с цирконием (323 г/т), суммарно 741,56 г/т. Для повышения комплексности извлечения ценных микроэлементов из золы проведен анализ распределения по классам крупности содержаний элементов, определенных методами масс-спектрометрии и эмиссионной спектрометрии с индуктивно связанной плазмой. Распределение содержаний основных макроэлементов по классам крупности (по оксидам) представлено в табл. 1, некоторых ценных микроэлементов – в табл. 2.

Таблица 1 – Распределение содержаний в масс. % макрокомпонентов по классам крупности, мм

Оксид элемента	–0,020	–0,040+0,020	–0,071+0,040	–0,100+0,071	+0,100
Оксид кремния (SiO ₂)	54,7	55,5	59,2	59,1	54,5
Оксид алюминия (Al ₂ O ₃)	22,7	23,2	23,1	23,2	23,5
Оксид кальция (CaO)	11,0	10,3	7,35	5,47	10,5
Оксид железа (Fe ₂ O ₃ общ.)	5,42	4,88	3,86	2,49	5,15
Оксид магния (MgO)	2,08	1,78	1,34	1,20	1,94
Оксид титана (TiO ₂)	1,04	1,01	0,95	0,95	1,04
Сера общая (S общ.)	0,35	0,30	0,28	0,28	0,34

Таблица 2 – Распределение содержаний некоторых ценных микроэлементов в г/т по классам крупности, мм

Элемент	–0,020	–0,040+0,020	–0,071+0,040	–0,100+0,071	+0,100
Y	73	63	50	48	67
Zr	323	360	263	249	311
La	89	83	77	74	85
Ce	160	148	135	131	153

Сравнение данных по распределению содержаний макрокомпонентов и микроэлементов показало, что содержание ценных микроэлементов (цирконий, лантан, церий, иттрий) изменяется практически аналогично содержанию кальция и фосфора. Это дает основание предполагать, что основной формой нахождения ценных микроэлементов в летучей золе могут являться комплексные фосфаты и карбонаты кальция. Фракцию менее 40 мкм, содержащую существенное количество ценных микроэлементов, можно подвергнуть выщелачиванию для извлечения ценных микроэлементов без доизмельчения.

Часть редких элементов может находиться в органической части золошлаковых отходов (недожоге), поскольку исследуемая зола уноса образовалась в процессе сжигания малометаморфизированных углей. Следует отметить, что в образце исследуемой золы методом окислительного разложения с последующим атомно-эмиссионным анализом с индуктивно связанной плазмой установлено низкое общее содержание углерода – 0,8 % (<5 %). При этом основная часть углерода концентрируется в классе крупности +100 мкм, где ее основное содержание составляет не менее 5,75 % (по связанному углероду), а с учетом летучих при 900 °С компонентов – порядка 10 %. Выход этого класса невелик – 7 % (табл. 3).

Таблица 3 – Распределение компонентов золы по классам крупности*

Класс, мм	Выход класса, %	Зольные компоненты (на сухое состояние), %	Летучие компоненты (на сухое состояние), %	Связанный углерод, %
+0,100	7,0	93,2	4,5	5,75
–0,100+0,071	10,0	97,7	2,4	–
–0,071+0,040	30,1	98,5	1,5	0,06
–0,040+0,020	45,8	99,1	0,9	–
–0,020	7,1	96,70	3,26	–

*Анализ проведен М.О. Долговой (ИПКОН РАН) на термогравиметрическом анализаторе TGA-701 LECO в Центре исследования природного вещества ИПКОН РАН.

Недожог может быть извлечен также после отделения магнитного продукта.

Повышенное содержание несгоревшего углерода препятствует использованию алюмосиликатного остатка золы в строительных отраслях и в качестве наполнителя (более 5 %, в некоторых случаях более 0,5-1 %), а также снижает степень последующего извлечения ценных элементов при выщелачивании из-за вторичной сорбции. Поэтому для исследуемой золы является целесообразным проведение классификации по классу +100 мкм и последующее выделение органической части из фракции золы +100 мкм, например, методом флотации с предварительным доизмельчением до флотационной крупности.

Установлено, что максимальный выход углеродного концентрата 12,2 % может быть получен при рН 11, при этом концентрация собирателя керосина составила 100 г/л, пенообразователя метилизобутилкарбинола – 0,33 г/л. При повышении расхода собирателя происходит увеличение извлечения в углеродный концентрат алюмосиликатной части золы. Полученный углеродсодержащий продукт (зольностью до 60 %) должен быть проанализирован на содержание микроэлементов, и в случае их повышенного содержания направлен на выщелачивание и последующее извлечение известными методами сорбции и экстракции, или сразу направлен на сжигание совместно с углем в качестве дополнительного энергоресурса.

Последующее извлечение ценных микроэлементов из алюмосиликатных хвостов флотации и получение других товарных продуктов проводятся, при экономической целесообразности, с использованием различных способов выщелачивания.

УДК 622.791

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ ФЛОТИРУЕМОСТИ ХРИЗОКОЛЛЫ ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКЕ

**Жунусов Е. М., Буркитсетеркызы Г., Каткеева Г. Л., Акубаева М. А.,
Жунусов А. М.**

Филиал РГП НЦ КПМС Министерства по инвестициям и развитию РК
«Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан

Известно, что при флотационном обогащении окисленных медных руд после сульфидизации их сернистым натрием, потери меди в хвостах флотации прямо пропорциональны содержанию в руде хризоколлы. В связи с тем, что степень извлечения хризоколлы во флотоконцентрат является определяющим фактором при флотации, значительный интерес представляет поиск возможных путей преобразования этого труднообогатимого окисленного медного минерала в легкосульфидируемую форму [1-4].

Хризоколла обладает низкой флотационной активностью. Реагенты и реагентные режимы флотационного извлечения хризоколлы предложенные в настоящее время дороги, и мало эффективны. Известны исследования по применению нового реагента И-1 для флотации окисленных медных руд Саянского месторождения. Установлено, что при расходе 0,5-1,0 кг/т реагента после сульфидизатора и до подачи ксантогената извлечение меди можно повысить на 10 %. Существует способ флотации ксантогенатом при рН 9,5 с предварительной термоактивацией парами при 775К [5]. Предложен термохимический метод переработки, включающий углеаммонийное выщелачивание в присутствии кислорода ($P_{O_2} = 5$ атм) при температуре 413К с последующей дистилляцией медьсодержащих реагентов [6].

Сотрудниками Химико-металлургического института были разработаны технологии, позволяющие обогащать хризоколлу методом гидротермального сульфидирования, сульфидизацией полисульфидами натрия и аммония [7-9].

Все вышеназванные способы обогащения неэффективны вследствие дороговизны реагента И-1, не налажен его промышленный выпуск и так же, за счет того, что процессы термоактивации идут при высокой температуре.

Данную проблему можно решить путем изменения минералогического состава, что можно достичь путем электрохимической обработки сырья.

В работе использовали хризоколлу Удоканского месторождения. Минералогический анализ показал, что образец содержит 62 % хризоколлы, остальные компоненты представлены – малахитом, азуритом, кварцем.

Поскольку нас интересовало влияние различных типов тока, на поведение хризоколлы, то электрохимическую обработку ее проводили в следующей последовательности: постоянным током, затем переменным и полупериодным током.

Условия электрохимической обработки и флотации во всех опытах оставались неизменными: плотность тока 200 А/м^2 , время обработки 1,5 минуты, площадь электрода $0,0045 \text{ м}^2$, расход ксантогената 300 г/т и вспенителя Т-66 – 60 г/т. Агитация 1 минута, флотация 5 минут.

Флотационные и сорбционные данные в зависимости от типа тока без сульфидизатора и с добавкой последнего приведены в таблице 1 и 2.

Таблица 1 – Влияние вида электрохимической обработки без сульфидизации минерала на флотируемость хризоколлы

Вид обработки	β_{Cu} , %	ε_{Cu} , %
Постоянный ток	27,62	10,30
Переменный ток	35,06	12,50
Полупериодный ток	31,80	21,42

Таблица 2 – Влияние вида электрохимической обработки на сульфидизацию и флотацию хризоколлы

Вид обработки	β_{Cu} , %	ε_{Cu} , %
Постоянный ток	26,14	20,01
Переменный ток	26,25	28,21
Полупериодный ток	29,24	32,67

Из данных таблиц видно, что максимальное извлечение хризоколлы достигнуто при обработке ее полупериодным током, затем переменным током и минимальное извлечение достигнуто при обработке постоянным током.

Далее нами проведены исследования по точки подачи сульфидизатора и ксантогената при электрохимической обработке суспензии хризоколлы. Данные представлены в таблице 3.

Максимальное извлечение хризоколлы как видно из таблицы, наблюдается в случае, когда минерал после взаимодействия с сернистым натрием подвергают электрохимической обработке, а затем подают собиратель.

Таблица 3 – Влияние токки подачи сернистого натрия (1 кг/т) и бутилового ксантогена (300 г/т) на гидрофобность хризоколлы (Хр) при электрохимической обработке переменных током

Вид обработки	$\beta_{Cu}, \%$	$\varepsilon_{Cu}, \%$
Хр + Кх + Na ₂ S → без ЭХО	18,96	14,62
Хр + Кх $\xrightarrow{\text{ЭХО}}$ + Na ₂ S	25,73	26,82
Хр $\xrightarrow{\text{ЭХО}}$ + Кх + Na ₂ S	26,25	28,21
Хр + Na ₂ S $\xrightarrow{\text{ЭХО}}$ + Кх	27,65	33,50

Именно по этой схеме нами проведены исследования по гидрофобности хризоколлы в зависимости от вида электрохимической обработки. Данные приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Влияние вида электрохимической обработки на флотуруемость сульфидированной хризоколлы

Вид обработки	$\beta_{Cu}, \%$	$\varepsilon_{Cu}, \%$
Постоянный ток	27,65	33,50
Переменный ток	32,21	33,55
Полупериодный ток	31,61	45,06
Без ЭХО	18,96	14,62

Таким образом, при электрохимическом воздействии на сульфидированную хризоколлу можно улучшить ее флотационные свойства и тем самым повысить извлечение, причем, наиболее эффективно обработка пульсирующим током в полупериодном режиме.

Однако применение полупериодного тока в промышленности очень затруднено за счет усложнения аппаратурной схемы, поэтому на основании выше приведенных данных электрохимическую обработку хризоколлы лучше проводить переменным током.

ВЫВОД

Таким образом, на примере хризоколлы показано, что электрохимическая обработка переменным током промышленной частоты суспензии этого труднообогатимого окисленного медного минерала позволяет значительно интенсифицировать её последующую флотацию.

Показано, что совокупность электрохимической обработки с одновременной сульфидизацией повышает извлечение меди хризоколлы во флотоконцентрат на 20 % и более.

Список литературы

- 1 Гуленидская И.А., Корженевский Л.А. Извлечение меди доломитизированной окисленной медной руды, содержащей хризоколлу //Бюл. Обогащение руд. 1983. 12. С.12-14.
- 2 Халезов Б. Д. Способы переработки руд Удоканского месторождения // Металлург. 2014.

- 3 Халезов Б. Д. К вопросу переработки руд Удоканского месторождения //Цветная металлургия. 2015. № 1. С. 12-14.
- 4 Лапшин Д.А., Простоквашин М.Ф., Золотарев В.Н и др. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Часть 1. //Цветные металлы. 2014. № 8. С. 14-19.
- 5 Полькин С., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных металлов– М : Недра,1983. 400 с.
- 6 Самылин В.Н. Конспект лекций по дисциплине Обогащение руд цветных металлов. Донецкий национально-технический университет. 2007. 126 с.
- 7 Каткеева Г.Л., Бектурганов Н.С., Оскембеков И.М. и др. Применение сульфидизации при переработке окисленных медных руд Удоканского месторождения // Цветные металлы. 2016. № 9. С. 22-28.
- 8 Каткеева Г.Л., Бектурганов Н.С., Оскембеков И.М. и др. Сульфидизация окисленных медных руд реагентом, полученным на основе механоактивированной отходной серы / Плаксинские чтения-2016. Материалы международной конференции «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья». Санкт-Петербург. 2016. С. 529-530.
- 9 Шайке Ж.А., Гизатуллина Д.Р., Акубаева М.А. и др. Выбор оптимального режима сульфидизации окисленной медной руды // «Промышленность Казахстана». 2014. № 4. С. 68-71.

УДК 622.772

РАЗРАБОТКА СХЕМЫ ПОЛУЧЕНИЯ ОКСИДА КРЕМНИЯ ИЗ БАРИТОВОГО СЫРЬЯ

Каткеева Г. Л., Туребекова К. С., Оскембеков И. М., Гизатуллина Д. Р.
Филиал РГП НЦ КПМС Министерства по инвестициям и развитию РК
«Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева», г. Караганда, Казахстан

Для получения оксида кремния из баритового сырья был рассмотрен термохимический способ. Термохимический способ предусматривает обработку сырья реагентами сухим способом в печи до 400 °С. Данный способ является более производительным, но и более энергоемким.

Метод опробован на баритовом сырье – отходы флотационного обогащения баритополиметаллической руды Карагайлинского месторождения [1, 2]. Отходы содержат до 37 % барита, более 1 % суммы меди, свинца и цинка, до 0,3 % редких металлов.

Термохимический способ получения оксида кремния включает следующие стадии – спекание баритового сырья с бифторидом и сульфатом аммония [3-4, 9], улавливание и растворение в воде возгонов гексафторосиликата аммония (ГФСА), разложение ГФСА аммиаком, выделение осадка и его прокаливание. Схема представлена на рисунке 1.

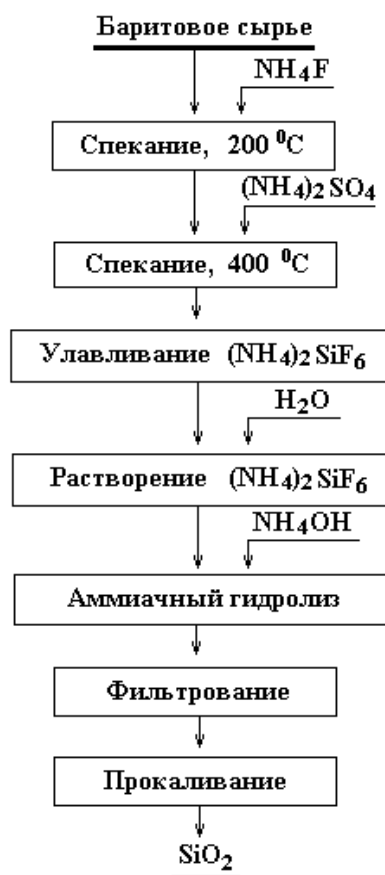
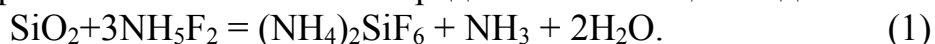
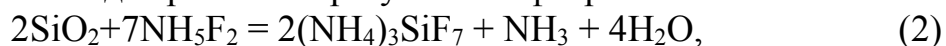


Рисунок 1 – Технологическая схема получения оксида кремния из баритового сырья термохимическим способом

Процесс образования ГФСА можно представить в общем виде:



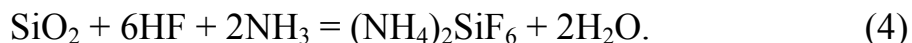
Он протекает в несколько стадий. На первой стадии весь бифторид аммония с частью оксида кремния образует гексафторосиликат аммония:



который затем разлагается до гексафторосиликата аммония:



Выделяющиеся фтороводород и аммиак взаимодействуют с остатками оксида кремния:



Скорость взаимодействия на первой стадии процесса является наибольшей. Самой медленной стадией является реакция (6). Вероятно, это обусловлено тем, что температурный максимум данного взаимодействия лежит выше 200 °С [2, 10].

На первую стадию должно приходиться около 72 % изменения массы, что согласуется с экспериментальными данными по изменению массы взаимодействующей системы (рисунок 2).

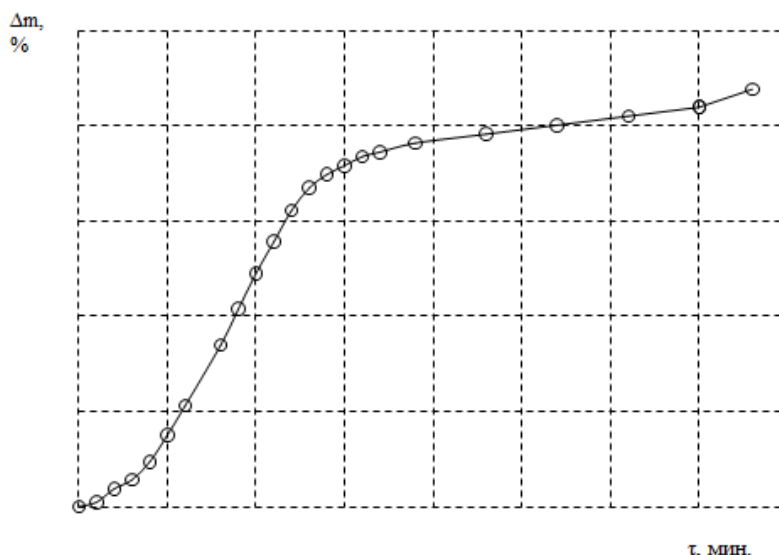


Рисунок 2 – Кинетика образования ГФСА

Исследованиями по спеканию баритового сырья со вскрывающими реагентами [3, 5-7] определены оптимальные условия перевода производных кремния в газовую фазу в виде ГФСА: температура спекания с бифторидом аммония $200\text{ }^{\circ}\text{C}$ при продолжительности 180 мин.; температура спекания с сульфатом аммония $400\text{ }^{\circ}\text{C}$ при продолжительности 90 мин.; расход бифторида аммония 100 % относительно стехиометрии реакции с оксидом кремния; расход сульфата аммония 277 % относительно стехиометрии реакции с оксидом алюминия.

С целью определения качества получаемого оксида кремния была проведена обработка баритового сырья по схеме, приведенной на рисунке 1.

Объектом опробования данного метода являлось баритовое сырье состава, мас. %: SiO_2 – 40,0; BaSO_4 – 37,0; Al_2O_3 – 5,3; Fe – 4,6; S – 6,8; Zn – 0,6; Pb – 0,5; Cu – 0,2. Готовили навеску сырья определенной массы и смешивали с соответствующим количеством бифторида аммония – 100 % к стехиометрическому количеству необходимому для связывания кремния в ГФСА. Смесь загружали в лодочку и помещали в лабораторную трубчатую электрическую печь. Спекание проводили в течение 3 часов при температуре $200\text{ }^{\circ}\text{C}$. Схема лабораторной установки для спекания баритового сырья и сбора гексафторосиликата аммония приведена на рисунке 3.

По истечении времени лодочку с содержимым вынимали из печи, охлаждали. Охлажденный спек измельчали и смешивали с соответствующим количеством сульфата аммония – 277 % к стехиометрическому количеству необходимому для связывания алюминия и железа сырья в аммонийные сульфаты. Смесь снова загружали в лодочку и помещали в лабораторную трубчатую электрическую печь. Спекание проводили при температуре $400\text{ }^{\circ}\text{C}$ и продолжительности 90 минут.

Возгоны ГФСА улавливали в трубчатом конденсаторе. Для этого в конденсаторе создавали вакуум насосом.

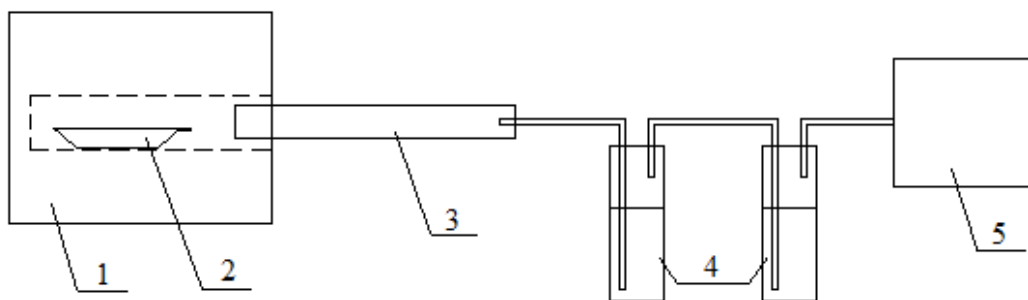
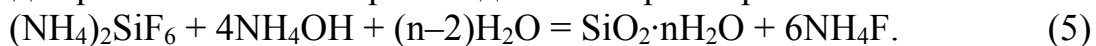


Рисунок 3 – Схема лабораторной установки получения гексафторосиликата аммония из баритового сырья

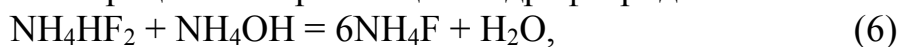
- 1 – электрическая печь; 2 – лодочка с баритовым сырьем и реагентом;
 3 – трубка для конденсации гексафторосиликата аммония;
 4 – промывные склянки для улавливания аммиака; 5 – насос

После спекания уловленные возгоны ГФСА растворили в воде и обработали 10 %-ным раствором аммиака. Аммиачный гидролиз гексафторосиликата аммония проводили при перемешивании.

На рисунке 4 показано изменение pH раствора в процессе аммиачного гидролиза гексафторосиликата аммония. Превращение ГФСА в оксид кремния в виде кремниевого геля происходит в интервале pH 5-8:



До pH 5 протекает процесс нейтрализации гидрофторида аммония:



присутствие которого в ГФСА в виде примеси обусловлено сублимацией, протекаемой совместно с ГФСА.

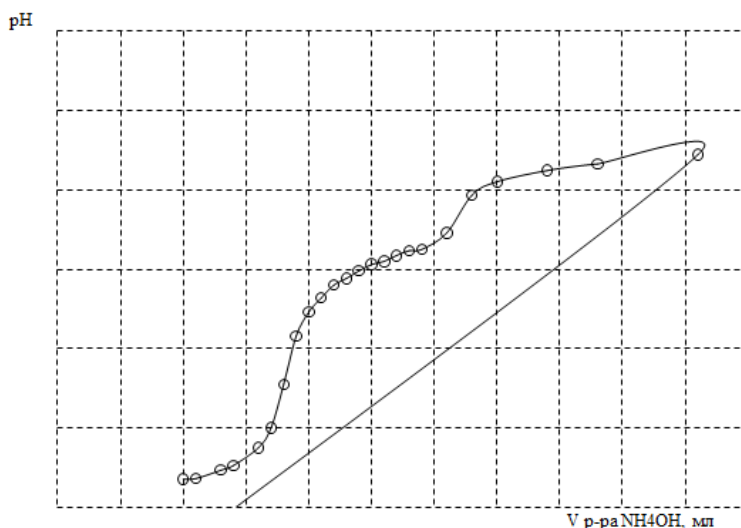


Рисунок 4 – Кривая титрования раствора ГФСА аммиаком

Выделившийся кремниевый гель отделили вакуумным фильтрованием с промыванием дистиллированной водой. Осадок просушили и прокалили при температуре 850 °С в течение 30 мин. После прокаливания продукт взвесили. Его выход составил 98,2 %.

В результате получен кремниевый продукт – оксид кремния, который по химическому составу (таблица 1) удовлетворяет требованиям [8], предъявляемым к высокосортной «белой саже».

Таблица 1 – Содержание примесей в кремниевом продукте, полученном термохимическим способом из баритового сырья

Компонент	Содержание, %	Компонент	Содержание, %
CaO	0,120	Na ₂ O	0,012
Al ₂ O ₃	0,083	K ₂ O	0,009
MgO	0,065	Zn	0,0001
Fe ₂ O ₃	0,031	Pb	0,0001

Наличие примесей в оксиде кремния обусловлено механическим загрязнением продукта в процессе эксперимента и его очистки.

ВЫВОД

Проведены исследования по получению оксида кремния из баритового сырья. Термохимическая схема обеспечивает глубокое обескремнивание сырья с получением оксида кремния сорта «белая сажа» с минимальным содержанием примесей, масс. %: CaO 0,120; Al₂O₃ 0,083; MgO 0,065; Fe₂O₃ 0,031; Na₂O 0,012; K₂O 0,009; Zn 0,0001; Pb 0,0001.

Список литературы

1. Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана. Справочник / Под.ред. А.А. Абдулина, Х.А. Беспяева, Э.С. Воцалевского, Даукеева С.Ж., Мирошниченко Л.А. – Алматы: Информ.-аналит. центр геол. и мин. ресурсов, 2013. – 122 с.
2. Римкевич В.С., Пушкин А.А., Гиренко И.В. Разработка гидрохимического метода обогащения зольных техногенных отходов предприятий теплоэнергетики // Фундаментальные исследования. – 2015. – № 2-23. – С. 5156-5160.
3. Разработка комбинированной химико-флотационной технологии переработки баритсодержащего техногенного сырья: отчет о НИР / ХМИ им. Ж. Абишева – Караганда, 2015. – 67 с. – Инв. № 0215РК01978.
4. K.S. Turebekova, I.M. Oskembekov, Zh.S. Oskembekova, G.L. Katkeeva, E.M. Zhunussov. Research and development of the process scheme of leaching of barytic raw material // Bulletin of the Karaganda university. – 2018 – № 1. – P. 92-98.
5. Андреев В.А., Буйновский А.С., Андреев А.А. и др. Обескремнивание топазового концентрата бифторидом аммония // Известия Томского политехнического университета. – 2007. – Т. 311. – № 3.
6. Андреев А., Дьяченко А.Н. Фторидные технологии – будущее химической промышленности // Химия и бизнес. – 2009. – № 5. – С. 10.
7. Мельниченко Е.И., Эпов Д.Г., Крысенко Г.Ф., Овсянникова А.А. Процессы обескремнивания при переработке и обогащении минерального сырья гидрофторидом аммония // Журнал прикладной химии. – 1996. – Т. 69. – Вып. 8. – С. 1248–1251.
8. ГОСТ 18307-78. Сажа белая. Технические условия. – Введ. 1979-01-01. – М.: Госстандарт России: Изд-во стандартов, 1998. – 18 с.
9. Шкодин В.Г., Абишев Д.Н., Бектурганов Н.С. Щелочное обескремнивание сырья. – Алма-Ата: Наука, 1984. – 200 с.
10. Лайнер А.И. Производство глинозема. – М.: Металлургия, 1978. – 344 с.

СОДЕРЖАНИЕ

РАСЧЕТ И ОПТИМИЗАЦИЯ ОПРОБОВАНИЯ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОТНОСИТЕЛЬНЫХ СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ Козин В. З.	3
АНАЛИЗ КОНЦЕНТРАЦИИ НЕИОНОГЕННОГО СОБИРАТЕЛЯ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД Морозов В. В., Пестряк И. В., Эрдэнэзуул Жаргалсайхан	6
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ГИДРОЦИКЛОНОВ В ЗАМКНУТЫХ ЦИКЛАХ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ Пелевин А. Е.	10
СОВРЕМЕННЫЕ ТЕНДЕНЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕВОШПАТОВОГО СЫРЬЯ Газалеева Г.И., Бузунова Т. А., Шигаева В. Н., Назаренко Л. Н.	15
ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ЗАБАЛАНСОВОЙ РУДЫ ОЗЁРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Цыпин Е. Ф., Зиятдинов С. В., Ефремова Т. А., Попова Е. В., Кургузова А. С.	20
СНИЖЕНИЕ ПОТЕРЬ ФЕРРОСИЛИЦИЯ В ПРОЦЕССЕ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ Двойченкова Г. П., Морозов В. В., Тимофеев А. С., Подкаменный Ю. А.	24
МОДЕЛИ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ Ефремова Т. А., Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Елизаров Д. Б.	29
ОПТИМИЗАЦИЯ СОСТАВА КОМПАУНДНЫХ СОБИРАТЕЛЕЙ ДЛЯ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ КИМБЕРЛИТОВ Лезова С. П., Морозов В. В.	33
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ КОВДОРСКОГО ГОКА Бармин И. С., Морозов В. В.	37
О РОЛИ ЖЕЛЕЗА В МЕХАНИЗМЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД, ОБРАЗУЮЩИХ С МИНЕРАЛАМИ КОНТАКТНЫЕ ГАЛЬВАНОПАРЫ ТИПА ПИРИТ-МЕТАЛЛИЧЕСКОЕ ЖЕЛЕЗО Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Абрютин Д. В., Каюмов А. А., Корж В. Р.	42
ИЗУЧЕНИЕ КРИТИЧЕСКОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИЦЕЛЛООБРАЗОВАНИЯ СОБИРАТЕЛЕЙ С РАЗНОЙ МОЛЕКУЛЯРНОЙ СТРУКТУРОЙ МЕТОДОМ УЛЬТРАФИОЛЕТОВОЙ СПЕКТРОСКОПИИ Корж В. Р., Аксенова Д. Д., Игнаткина В. А.	45

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ФЛОКУЛЯЦИИ И ДЕФЛОКУЛЯЦИИ ТОНКИХ КЛАССОВ АПАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД Поливанская В. В.	48
КИНЕТИКА ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ РАСТВОРА ФТОРИСТОГО АЛЮМИНИЯ С ГИДРОКСИДОМ АЛЮМИНИЯ Брагазина О. А.	51
ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ ДВИЖЕНИЯ ПОТОКОВ ПЕНЫ В СУЖАЮЩЕМСЯ ЖЁЛОБЕ Валиева О. С., Морозов Ю. П., Колтунов А. В.	57
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОЦЕССА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ НА ОСНОВЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕННОГО ПРОДУКТА В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ Интогарова Т. И.	64
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗНАЧЕНИЯ ПРИЗНАКА РАЗДЕЛЕНИЯ ГЛИНОЗЕМСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ ДЛЯ ОЦЕНКИ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МЕТОДА ФОТОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ Бурдонов А. Е., Барахтенко В. В., Зелинская Е. В., Гавриленко А. А., Новиков Ю. В.	70
ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ МИНЕРАЛОВ СУРЬМЫ С КАТИОНАМИ СВИНЦА, СУЛЬФИДРИЛЬНЫМИ РЕАГЕНТАМИ НА ОСНОВЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ Соложенкин П. М.	74
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ВКРАПЛЕННЫХ МЕДНО- НИКЕЛЕВЫХ РУД НА ОСНОВЕ ПРИМЕНЕНИЯ СОЧЕТАНИЙ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ И ИМПУЛЬСНЫХ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ Хабарова И. А., Гетман В. В., Бунин И. Ж.	78
ИЗУЧЕНИЕ КОМПЛЕКСООБРАЗОВАНИЯ И АДСОРБЦИИ S-ЦИАНЭТИЛ N, N-ДИЭТИЛДИТИОКАРБАМАТА НА СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛАХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А.	83
ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ МЕТАЛЛУРГИИ В УЗБЕКИСТАНЕ Мирзанова З.А., Хасанов А.У., Рахимжонов З.Б., Атахонов А.О., Ахматов А.А.	87
ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ШТЕЙНО-ШЛАКОВУЮ СИСТЕМУ Хасанов У. А., Рахимжонов З. Б., Бекбутаев А. Н., Муталлибхонов С. С.	92
ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ И РАЗРАБОТКА ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ В АО «АЛМАЛЫКСКИЙ ГМК» Хурсанов А. Х., Исроилов А. Т., Пирматов Э. А., Хасанов А. С.	96

ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ДЕЛЬМАЧИК Василюк П. А., Размахнин К. К.	100
КОМПЛЕКСНЫЙ РЕЦИКЛИНГ ОТХОДОВ АЛЮМИНИЕВОГО ПРОИЗВОДСТВА Шепелев И. И., Головных Н. В.	104
ПЕРЕРАБОТКА ХВОСТОВ ЗОЛОТОДОБЫЧИ МЕТОДАМИ ИОНСОСОРБЦИОННОЙ ТЕХНОЛОГИИ Головных Н. В., Чудненко К. В., Шепелев И. И.	110
ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ В ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД Турецкая Н. Ю., Прокопьев С. А., Прокопьев Е. С., Емельянова К. К., Кадесников И. В., Копылов С. А.	115
ВЫБОР ИОНИТА ДЛЯ СОРБЦИИ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОСТАТКА ОТ ХЛОРИРОВАНИЯ ЦИРКОНОВОГО ПРОМПРОДУКТА Найманбаев М. А., Дмитриев А. Н., Лохова Н. Г., Балтабекова Ж. А.	119
ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ С ПОЛУЧЕНИЕМ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ Мамбеталиева А. Р., Акказина Н. Т., Нурманова А. Н., Бакраева А. Н., Ералиев А. А.	124
ФЛОТАЦИЯ ЛЕГКОЙ ФРАКЦИИ ПРЕДКОНЦЕНТРАЦИИ В ТЯЖЕЛЫХ СУСПЕНЗИЯХ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАЛКИЯ Телков Ш. А., Мотовилов И. Ю., Барменшинова М. Б.	128
ПОЛУЧЕНИЕ КАЛЬЦИЕВОЙ СЕЛИТРЫ ИЗ РАСТВОРОВ ОТ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ АЗОТНОЙ КИСЛОТОЙ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ ТИТАНОВОГО ПРОИЗВОДСТВА Ультаракова А. А., Есенгазиев А. М., Касымжанов К. К., Улдаханов О. Х.	132
ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ОЧИСТКИ ШЛАМОВЫХ ВОД МЕТОДОМ УЛЬТРАФЛОКУЛЯЦИИ Билялова С. М., Есенгазиев А. М., Мукатаева Н. Н.	137
ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ БАРИТСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ Тусупбаев Н. К., Турысбеков Д. К., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А., Мухамедилова А. М., Мусина М. М., Садык Б.	142
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ НА ПРОЦЕСС РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-СВИНЦОВОГО КОНЦЕНТРАТА Турысбеков Д. К., Муханова А. А., Нарбекова С. М., Калдыбаева Ж. А., Мусина М. М., Мухамедилова А. М., Асан Е. А.	146
ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛОГИЧЕСКОГО СОСТАВА И МИКРОСТРУКТУРЫ ХВОСТОВЫХ ОТХОДОВ НГМК Шарипов Х. Т., Туресебеков А. Х., Авазбекова А. А., Жураев Х. Б.	149

ИССЛЕДОВАНИЕ МАКРОКОМПОНЕНТОВ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ ТЭС ЮЖНОГО КАЗАХСТАНА Шарипов Х. Т., Камолов Т. О., Рысбаков А., Олимов Т. Ф.	152
К ВОПРОСУ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ВАНАДИЯ ИЗ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ РУД Смирнова А. В., Медяник Н. Л.	155
МАГНИТНАЯ СИЛА И ЕЁ СОСТАВЛЯЮЩИЕ Пелевин А. Е.	158
МАГНИТНОЕ ПОЛЕ СЕПАРАТОРОВ С МНОГОПОЛЮСНЫМИ МАГНИТНЫМИ СИСТЕМАМИ Пелевин А. Е.	161
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ПЯТИОКИСИ ВАНАДИЯ ИЗ РУД ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА АО «ЕВРАЗ КГОК» Сытых Н. А., Бузмаков В. Н., Володина Ю. В.	165
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦИНКА ИЗ ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ШЛАМОВ ВИСКОЗНОГО ПРОИЗВОДСТВА Дзиваковская Т. Н., Колтунов А. В., Шумило С. И., Юзович В. А., Сычев В. А.	170
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА ПРИ КЛАССИФИКАЦИИ ОКИСЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ Управителева А. А., Львов В. В.	175
АГИТАЦИОННОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И ЗОЛОТА ИЗ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД Булаев А. Г., Нечаева А. В., Меламуд В. С., Елкина Ю. А., Бодуэн А. Я.	181
БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ И ЦИНКА ИЗ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ С РАЗЛИЧНЫМ СОДЕРЖАНИЕМ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ Фомченко Н. В., Муравьев М. И., Меламуд В. С., Булаев А. Г.	186
ТРЕХСТАДИЙНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЫШЬЯКСОДЕРЖАЩЕГО МЕДНО-ЦИНКОВОГО ПРОМПРОДУКТА Булаев А. Г., Меламуд В. С., Артыкова А. В., Елкина Ю. А., Нечаева А. В., Гавирова Л. А., Бодуэн А. Я.	191
БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ И НИКЕЛЯ ИЗ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ И КОНЦЕНТРАТА Янишевская Е. С., Меламуд В. С., Булаев А. Г.	196
МОДИФИЦИРОВАНИЕ СИЛЬНОСПЕКАЮЩЕГОСЯ ЛЕГКОПЛАВКОГО ГЛИНИСТОГО СЫРЬЯ АКТИВИРОВАННОЙ ЦЕОЛИТСОДЕРЖАЩЕЙ ДОБАВКОЙ Корнилов А. В., Пермяков Е. Н., Гайнутдинов Н. К.	199
ЭКСПРЕСС-АНАЛИЗ ОТХОДОВ И ГЕОЭКОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ Глушкова Т. А., Талалай А. Г.	203

ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ СХЕМЫ СКРИН-АНАЛИЗА Волков П. С.	206
ИССЛЕДОВАНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЦИРКУЛЯЦИОННОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ Пеньков П. М.	213
ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЕЛЕНОВСКОЕ» Завьялов С. С.	217
ЖИДКОФАЗНОЕ ОКИСЛЕНИЕ К1 ПЕРСУЛЬФАТОМ В ПРИСУТСТВИИ СОЕДИНЕНИЙ МЕДИ (II) И ЖЕЛЕЗА (III) Меньшиков С. Ю., Завьялов С. С., Белозерова К. А., Важенин В. А.	221
ВАРИАТИВНОСТЬ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЦИНКОВЫХ ПОРОШКОВ ПРИ ИХ ЭЛЕКТРОЭКСТРАКЦИИ ИЗ ЩЕЛОЧНЫХ РАСТВОРОВ Наумов К. Д., Лобанов В. Г.	225
ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ШЛАМОВ ГАЛЬВАНИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА Маковская О. Ю., Брянцева Н. И.	227
РЕЗУЛЬТАТЫ ЛАБОРАТОРНЫХ И ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫХ ИСПЫТАНИЙ УЛЬТРАТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ В ТЕХНОЛОГИЯХ ФЛОТАЦИИ ШЛАКОВ Чинова Н. Б., Коновалова С. Г., Левченко Г. Н., Мамонов С. В., Зинченко А. М., Василенко С. Н., Кириллов А. С.	230
ОПРЕДЕЛЕНИЕ УДЕЛЬНЫХ ЭНЕРГОЗАТРАТ ПРИ ДРОБЛЕНИИ «В СЛОЕ» В КОНУСНЫХ ДРОБИЛКАХ С УЧЁТОМ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАЗРУШЕНИЯ ЧАСТИЦ Ельникова С. П., Газалеева Г. И.	234
ВЛИЯНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ НА ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ Ефремова Т. А.	240
ВЛИЯНИЕ УЛЬТРАЗВУКА НА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ МЕДИ ИЗ СУЛЬФИДНОГО КОНЦЕНТРАТА С УЧАСТИЕМ ОЗОНА И ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА Крылова Л. Н., Селиверстов А. Ф.	243
ГИДРАЗИДЫ НЕОКАРБОНОВЫХ КИСЛОТ C ₁₅ -C ₁₉ КАК ЭКСТРАГЕНТЫ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ СРЕД Никитина В. А., Радусhev А. В., Батуева Т. Д.	247
ЭКСТРАКЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ(II) И СОПУТСТВУЮЩИХ МЕТАЛЛОВ ИЗ АММИАЧНЫХ СРЕД ГИДРАЗИДАМИ И N',N'-ДИМЕТИЛГИДРАЗИДАМИ КИСЛОТ VERSATIC Чеканова Л. Г., Ваулина В. Н., Харитоновa А. В., Радусhev А. В., Батуева Т. Д.	250

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ СВОЙСТВ КОМПОЗИЦИОННЫХ КСАНТОГЕНАТОВ КАЛИЯ Чеканова Л. Г., Заболотных С. А., Бурындин В. Г. Харитонова А. В.	255
ИССЛЕДОВАНИЕ ЗОЛ УНОСА РЕФТИНСКОЙ ГРЭС С ЦЕЛЬЮ ПРИМЕНЕНИЯ В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ Кошкарв Е.В., Черняк Р.Д., Шаламова Е.Н., Ушакова Н.А., Бедрин Е.А.	259
ОПЫТНОЕ ПРИМЕНЕНИЕ ЗОЛ УНОСА ТЭС В ДОРОЖНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ Черняк Р.Д., Дмитриев В.Н., Чудинов С.А., Кошкарв Е.В.	266
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗОЛЫ УНОСА РЕФТИНСКОЙ ГРЭС В КАЧЕСТВЕ МИНЕРАЛЬНОГО ПОРОШКА ДЛЯ АСФАЛЬТОБЕТОННЫХ СМЕСЕЙ Кошкарв Е.В., Черняк Р.Д., Дедюхина Н.И., Кошкарв В.Е., Шаламова Е.Н.	269
ПРИМЕНЕНИЕ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ КОНЦЕНТРАТОРОВ ИТОМАК С АВТОМАТИЧЕСКОЙ СИСТЕМОЙ УПРАВЛЕНИЯ НА ДЕЙСТВУЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ Афанасенко С. И.	272
ЦЕНТРОБЕЖНЫЙ КОНЦЕНТРАТОР «КРЦ-400» С ПЛАНЕТАРНЫМ ДВИЖЕНИЕМ РАБОЧЕГО КОНУСА Афанасенко С. И., Лазариди А. Н., Прохорцев В. В., Рудаков И. Б.	275
ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ФЛЮОРИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ЗА СЧЁТ СНИЖЕНИЯ ФЛОТИРУЕМОСТИ СИЛИКАТНЫХ МИНЕРАЛОВ Киенко Л. А., Воронова О. В., Лаврик Н. А.	278
ПРИМЕНЕНИЕ УЛЬТРАЗВУКОВЫХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ПРИ ФЛОТАЦИИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТА Воронова О. В., Киенко Л. А.	283
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ПЕСКОВ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РОССЫПИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ КРУЧИНА Богомяков Р. В., Алексеева Е. В.	287
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В КОНЦЕНТРАТЫ ФЛОТАЦИИ ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЫ Гурман М. А., Щербак Л. И.	292
ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЦЕННЫХ МИНЕРАЛОВ ИЗ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ Шепета Е. Д., Саматова Л. А.	297
К ВОПРОСУ ОРГАНИЗАЦИИ ПРОИЗВОДСТВА БЕРИЛЛИЯ НА БАЗЕ РУДЫ МАЛЫШЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Трубаков Ю. М., Матясова В. Е., Шапошников В. С.	301

ТЕХНОГЕННЫЕ ОТХОДЫ – ЦЕННЫЙ ИСТОЧНИК РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ ИЛИ БОЛЬШАЯ ОБУЗА? Солнцева Е. Б., Тарханов А. В., Бугриева Е. П.	306
ОЦЕНКА ПЕРСПЕКТИВ КОМПЛЕКСНОГО ОСВОЕНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ ОБРАЗОВАНИЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ НА ТЕРРИТОРИИ КЫРГЫЗСКОЙ РЕСПУБЛИКИ Калдыбаев Н. А., Маматкасымова А. Т., Койчуманова А. Р.	317
ИССЛЕДОВАНИЕ ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ ЭМУЛЬСИЙ ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ СПЕКТРАЛЬНО-КИНЕТИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК АЛМАЗОВ Ковальчук О. Е., Двойченкова Г. П., Морозов В. В., Подкаменный Ю. А.	324
ОБОСНОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ В ПРОЦЕССЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВ Коваленко Е. Г., Двойченкова Г. П., Морозов В. В.	328
ПОЛУЧЕНИЕ МЕДНЫХ И ЦИНКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ МЕДНЫХ РУД Мамонов С. В., Дресвянкина Т. П., Зиятдинов С. В., Ершов А. А.	333
ОСОБЕННОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЛЕТУЧЕЙ ЗОЛЫ ТЕПЛОЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ Лавриненко А. А., Кунилова И. В., Гольберг Г. Ю., Лусинян О. Г., Кравченко В. Н.	338
ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЫШЕНИЯ ФЛОТИРУЕМОСТИ ХРИЗОКОЛЛЫ ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКЕ Жунусов Е. М., Буркитсетеркызы Г., Каткеева Г. Л., Акубаева М. А., Жунусов А. М.	341
РАЗРАБОТКА СХЕМЫ ПОЛУЧЕНИЯ ОКСИДА КРЕМНИЯ ИЗ БАРИТОВОГО СЫРЬЯ Каткеева Г. Л., Туребекова К. С., Оскембеков И. М., Гизатуллина Д. Р.	344

Научное издание

**МАТЕРИАЛЫ
XXV Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»**

07-10 апреля 2020 г.

**Ответственность за предоставленные
материалы несут авторы**

Компьютерная верстка Хамидулин И.Х.

**Издательство ООО «Форт Диалог-Исеть»
Отпечатано в типографии ООО "Форт Диалог-Исеть"**

**Подписано в печать 13.05.20 г. Бумага офсетная. Формат 60×84¹/₁₆.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Усл. п. л. 20,69. Тираж 100. Заказ № 2020312**

**Адрес издательства и типографии:
620142, г. Екатеринбург, ул. Декабристов, 75**