



Министерство науки и высшего образования РФ
Уральский государственный горный университет

Горно-металлургическая секция
Российской академии естественных наук

ООО «Таилс КО»

XXII УРАЛЬСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ДЕКАДА

**МАТЕРИАЛЫ
XXIX Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
04-05 апреля 2024 г.**

Екатеринбург – 2024

УДК 622.7
ББК 33.4
Н 34

Н34

Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции, 04-05 апреля 2024 г., проводимой в рамках XXII Уральской горнопромышленной декады 01-10 апреля 2024 г., Екатеринбург: Издательство ИП Русских А.В., 2024. – 308 с. – ISBN 978-5-6047797-3-6

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 978-5-6047797-3-6

© ООО «Таилс КО», 2024

КАК ОТДЕЛИТЬ ТОВАРНЫЙ БАЛАНС ОТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО

Козин В. З.

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

В обогащении минерального сырья массовые доли ценных компонентов характеризуют сухие массы. Обычно сухие массы разные. Если необходимо найти массовую долю какой-либо суммарной массы, то находить её необходимо как средневзвешенную.

В практике это бывает невозможно, так как сухие массы могут просто не определяться. Так, в частности, при наличии почасовых анализов продуктов на фабрике найти средневзвешенную массовую долю за смену или сутки невозможно, так как сухие массы продуктов за каждый час не определяются. Ещё сложнее сформировать объединённую пробу за смену или сутки из часовых проб, не зная почасовых сухих масс, для получения средневзвешенного результата.

Обычно предполагается, что массовая доля в продуктах обогащения в технологическом балансе рассчитывается как средневзвешенная, так как в процессе его подготовки используются сведения о массе продукта и его влажности, т.е. в схему технологического баланса включены их измерения. Но технологический баланс как документ, отражающий работу фабрик за сравнительно небольшой контрольный период, как правило смена, не позволяет получать сведения о массах и влажности, а также и о массовых долях с погрешностью, приемлемой для технологических и экономических расчётов и оценок. Он используется для ориентировочных оценок ситуации на фабрике именно за смену, и возникающие несоответствия в получаемых результатах опробования с технологическими оценками могут восприниматься как случайные. Но иногда эта случайность становится закономерностью, заметной в процессе оценок показателей отдельных смен.

Так, замечено было, что оценки качества концентрата в процессе его получения обычно превышают качество этого же концентрата при его отгрузке, и с целью недопущения брака по качеству на фабриках устанавливают задания по массовой доле для концентратов, превышающие требуемые значения по договору о поставках.

Но для важнейшего по оценке работы фабрики документа, такого как товарный баланс, технологический баланс имеет самостоятельное значение.

Для товарного баланса металлов из технологического баланса в случае использования для определения массы хвостов за месяц баланса масс, нужно лишь одно число – средневзвешенная массовая доля компонента в хвостах. Определение средневзвешенной массовой доли требует знания сменных масс хвостов. Сухая масса хвостов за смену для фабрик с мокрыми

процессами обогащения определяется с относительной погрешностью 5-7 %, в среднем $P_{M\theta i} = 6\%$, а относительная погрешность опробования хвостов по массовой доле составляет $P_{\alpha\theta i} = 4\%$. Следовательно, относительная погрешность расчёта массы металла в хвостах за смену составит

$$P_{K\theta}^2 = P_{M\theta i}^2 + P_{\alpha\theta i}^2 = 6^2 + 4^2 = 52\%^2,$$

а погрешность средневзвешенной массовой доли за смену, определяемой по формуле $\alpha_{взв} = \frac{\sum K_i}{\sum M_i}$, составит около 10 %

$$P_{\alpha_{взв}}^2 = P_{K\theta}^2 + P_{M\theta i}^2 = 52 + 6^2 = 88\%^2$$

$$P_{\alpha_{взв}} = 9,38\%.$$

За месяц будет выполнено 90 таких расчётов (при трёхсменной работе). Тогда относительная погрешность средневзвешенной массовой доли за месяц составит примерно 1 %.

$$P_{\alpha_{взвмес}} = \frac{P_{\alpha_{взв}}}{\sqrt{N}} = \frac{9,38}{\sqrt{90}} = 0,99\%.$$

Если же накопить средневзвешенную за месяц пробу, которую в конце месяца сдать на анализ, то погрешность такого результата была бы

$$P_{\alpha_{взв}}^2 = \frac{6^2}{90} + 2^2 = 4,4\%;$$

$$P_{\alpha_{взв}} = 2,1\%.$$

Именно поэтому в инструкциях на опробование обычно запрещают использовать анализ средневзвешенной по массе месячной пробы в балансовых расчётах.

Но имеется величина массовой доли в каком-либо продукте за месяц работы фабрики, рассчитываемая без привлечения сведений о величине опробуемой массы и её влажности. Это среднеарифметическое значение массовой доли за месяц в каком-либо продукте.

Между средневзвешенной $\alpha_{взв}$ и среднеарифметической $\bar{\alpha}$ массовыми долями имеется статистическая связь.

Среднее арифметическое и средневзвешенное значения массовой доли в условиях изменения массовой доли α и производительности Q и их корреляции не равны друг другу.

Пусть массовая доля изменяется так:

$$\alpha_i = \bar{\alpha} + \Delta\alpha_i, \text{ причем } \sum_i \Delta\alpha_i = 0,$$

а масса

$$Q_i = \bar{Q} + k\Delta\alpha_i.$$

Найдем средневзвешенную массовую долю:

$$\alpha_{взв} = \frac{\sum_i \alpha_i Q_i}{\sum_i Q_i} = \frac{\sum_i (\bar{\alpha} + \Delta\alpha_i)(\bar{Q} + k\Delta\alpha_i)}{\sum_i (\bar{Q} + k\Delta\alpha_i)} = \bar{\alpha} + \frac{k}{\bar{Q}} \cdot \frac{\sum_i \Delta\alpha_i^2}{N}.$$

В уравнении регрессии угловой коэффициент k связан с коэффициентом корреляции $r_{Q/\alpha}$:

$$k = r_{Q/\alpha} \cdot \frac{S_Q}{S_\alpha},$$

$$\text{а } \frac{\sum \Delta\alpha_i^2}{N} = S_\alpha^2.$$

$$\text{Тогда } \alpha_{\text{взв}} = \bar{\alpha} + r_{Q/\alpha} \cdot \frac{S_Q}{S_\alpha} \cdot \frac{S_\alpha^2}{Q} = \bar{\alpha} + r_{Q/\alpha} \cdot S_\alpha \cdot V_Q = \bar{\alpha} \cdot (1 + r_{Q/\alpha} \cdot V_\alpha \cdot V_Q).$$

Здесь V_α и V_Q – коэффициенты вариации массовой доли и производительности.

Примем коэффициенты вариации $V_Q \approx 0,2$ и $V_\alpha \approx 0,25$. Коэффициент корреляции должен быть отрицательным. Примем его равным $-0,6$. Тогда для смены:

$$\alpha_{\text{взв}} = \bar{\alpha} \cdot [1 + (-0,6) \cdot 0,25 \cdot 0,2] = 0,97\bar{\alpha}.$$

Это значит, что истинное средневзвешенное значение массовой доли для контрольного периода смены будет меньше среднеарифметического значения за этот же период на 3 % относительных.

Абсолютная разница между $\alpha_{\text{взв}}$ и $\bar{\alpha}$

$$\Delta\alpha = \alpha_{\text{взв}} - \bar{\alpha} = \bar{\alpha} \cdot r_{Q/\alpha} \cdot V_Q \cdot V_\alpha.$$

Относительная разница

$$P_{\Delta\alpha} = \frac{\Delta\alpha}{\bar{\alpha}} \cdot 100 = r_{Q/\alpha} \cdot V_Q \cdot V_\alpha \cdot 100, \%$$

Обычно для хвостов величины за месяц

$$r_{g/Mg} = 0,4;$$

$$V_g = 20 \%;$$

$$V_{Mg} = 15 \%;$$

тогда $P_{\Delta\alpha} = 0,4 \cdot 0,2 \cdot 0,15 \cdot 100 = 1,2\%$.

Т.е. относительная разница между средневзвешенной массовой долей и среднеарифметической будет такая же, как погрешность расчёта средневзвешенной массовой доли, что позволяет для товарного баланса просто найти среднеарифметическую величину массовой доли в хвостах, которая будет отражать истинное значение массовой доли в хвостах с такой же погрешностью к и средневзвешенная массовая доля.

Дополнительно, отметим, что коэффициент корреляции между производительностью и массовой долей компонента в продукте, позволяет вносить обоснованные поправки к среднеарифметическому значению массовой доли, рассчитывая средневзвешенную массовую долю по формуле

$$\alpha_{\text{взв}} = \bar{\alpha} \cdot (1 + \Delta\alpha) = \bar{\alpha} (1 + r_{Q/\alpha} \cdot V_Q \cdot V_\alpha).$$

Здесь

$$\Delta\alpha = \bar{\alpha} \cdot r_{Q/\alpha} \cdot V_Q \cdot V_\alpha.$$

Определение самой массовой доли выполняется независимо от изменения масс контролируемых продуктов, а результаты опробования могут быть просто обработаны, в частности легко могут быть найдены среднеарифметические значения. Для стационарных случайных процессов, для которых существуют коэффициенты вариации и коэффициенты корреляции получена статистическая связь между средневзвешенной и среднеарифметической массовой долями. Результаты работы обогатительных фабрик за месяц удовлетворяют этим условиям, что показало сравнение средневзвешенных значений массовых долей в концентратах со среднеарифметическими. Знак этого расхождения зависит от знака коэффициента корреляции. Это позволяет найти поправку к среднеарифметическому значению для получения средневзвешенного.

Обработка полученных результатов показала, что относительное различие сравниваемых величин для концентратов составляет не более 0,5 %, а при использовании поправок не более 0,25 %.

Для более бедных продуктов, руды и хвостов относительное различие увеличивается, но при использовании поправки не превышает 0,5 %. Однако, учитывая то, что по массе полезного компонента хвосты составляют малую часть от массы металла в руде, то разница в 0,5 % составит разницу по массе менее 0,1 %, что незначительно повлияет на рассчитываемую невязку товарного баланса.

УДК 622.778

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ЖЕЛЕЗА С ХВОСТАМИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Пелевин А. Е.

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

Для обогащения магнетитовых руд применяется сухая магнитная сепарация (СМС) [1-3] с целью удаления мелкодроблёных хвостов. Это позволяет снизить затраты на последующее измельчение. Однако при СМС теряется часть железа с немагнитным продуктом. Поэтому возможность доизвлечения железа из хвостов СМС является актуальной задачей.

В качестве исходного продукта использованы пробы хвостов СМС с крупностью -15+0 мм действующего производства ДОФ-4 Гороблагодатского рудоуправления Высокогорского ГОКа (опробование 2007 г.). В табл. 1 приведены результаты обогащения хвостов в лабораторных барабанных сепараторах ЭБС-33/18 и ЭБСЦ-33/18 при индукции магнитного поля

0,12 Тл. Сепаратор ЭБСЦ-33/18 отличается от сепаратора ЭБС-33/18 повышенном числе оборотов барабана (72 против 36 об/мин). В табл. 1 приведены результаты контрольной операции СМС.

Таблица 1 – Результаты контрольной операции СМС

Продукт	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
ЭБМ-33/18, В=0,12 Тл			
Магнитный	12,30	18,33	20,00
Немагнитный	87,70	10,28	80,00
Исходный	100,00	11,27	100,00
ЭБМЦ-33/18, В=0,12 Тл			
Магнитный	5,72	22,03	11,13
Немагнитный	94,28	10,67	88,87
Исходный	100,00	11,32	100,00

Использование дополнительной контрольной операции хвостов СМС позволило снизить массовую долю железа в хвостах СМС (с 11,27-11,32 до 10,28-10,67 %) и потери железа с хвостами СМС на 11,13-20,00 % отн. Но магнитные продукты имеют более низкую массовую долю железа (18,33-22,03 %) по сравнению с промпродукте СМС действующего производства (30-33 %).

В табл. 2 приведены результаты фракционирования исходных хвостов СМС по крупности. Результаты фракционирования показали, что наибольшие потери железа (61,87 %) связаны с классом –3+0 мм, характеризующимся повышенной массовой долей железа (14,43 %).

Таблица 2 – Фракционный состав исходного продукта

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Распределение Fe, %
–15+8	17,20	9,87	14,86
–8+6	8,60	11,07	8,33
–6+3	24,00	7,14	15,00
–3+0	50,20	14,07	61,81
Всего	100,00	11,43	100,00

При повышении массовой доли железа в мелких классах крупности продукта обогащения можно использовать технологию с выделением этого класса крупности с помощью грохочения с целью последующего его отдельного обогащения. При мокром магнитном обогащении измельчённых магнетитовых руд также происходит увеличение массовой доли железа в мелких классах крупности магнитного продукта, что предопределило широкое применение тонкого грохочения в схемах обогащения [4-6]. Поэтому выполнены дополнительные исследования по обогащению хвостов СМС дей-

ствующего производства по схеме с применением грохочения на сите с размером отверстий 3 мм и с последующим магнитным обогащением подрешётного продукта в пониженном магнитном поле (рис. 1).

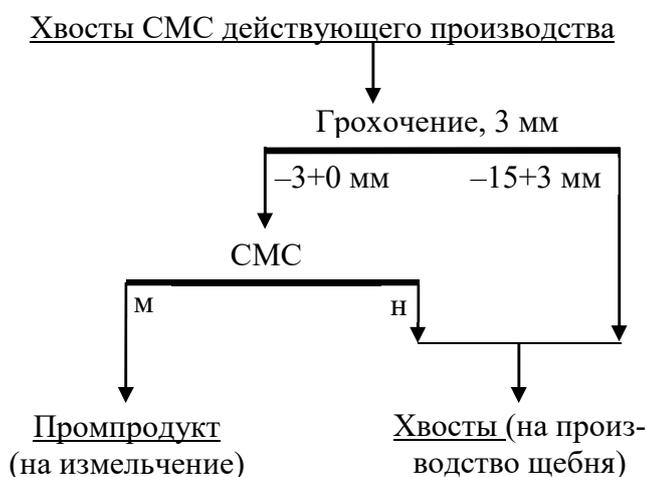


Рисунок 1 – Схема дообогащения хвостов СМС с использованием грохочения

Результаты испытаний приведены в табл. 3. Использование схемы с доизвлечением железа из класса $-3+0$ мм позволило получить богатые промпродукты с массовой долей железа (37,12-45,74 %), большей, чем в промпродукте СМС действующего производства (30-33 %). Центробежный сепаратор позволил получить магнитный продукт более высокого качества (45,74 % Fe) по сравнению со стандартным барабанным сепаратором (37,12 % Fe), но при меньшем выходе магнитного продукта (2,53 против 3,78 %).

Таблица 3 – Результаты доизвлечения железа из хвостов по схеме с использованием грохочения

Класс крупности, мм	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
ЭБМ-33/18, В=0,06 Тл			
Магнитный	3,78	37,12	12,42
Немагнитный	50,12	11,52	51,12
Надрешётный	46,10	8,93	36,45
Исходный	100,00	11,29	100,00
ЭБМЦ-33/18, В=0,06 Тл			
Магнитный	2,53	45,74	10,18
Немагнитный	48,83	12,24	52,56
Надрешётный	48,64	8,71	37,26
Исходный	100,00	11,37	100,00

Использование схемы с магнитным обогащением класса $-3+0$ мм хвостов СМС позволило получить более богатые промпродукты СМС при

крупности питания –3+0 мм (37,05-45,74 % Fe) по сравнению с применением контрольной операцией СМС общих при крупности питания –15+0 мм (18,33-22,03 % Fe).

Схема с контрольным грохочением и СМС более предпочтительна для доизвлечения железа из сухих хвостов. Однако реализация такой схемы в промышленных условиях приведёт к повышению капитальных затрат, что связано с применением сухого грохочения на сите с низким размером отверстия (3 мм).

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности // Записки Горного института. 2022. Т. 256. С. 579-592.

2. Пелевин А. Е., Сытых Н. А., Черепанов Д. В. Влияние крупности частиц на эффективность сухой магнитной сепарации // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2021. № 11-1. С. 293-305.

3. Пелевин А. Е. Пути повышения эффективности технологии обогащения железорудного сырья // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Т. 75. № 2. С. 137-146.

4. Пелевин А. Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. 2007. № 3. С. 10-15.

5. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Сравнение использования гидроциклонов и грохотов в замкнутом цикле измельчения титаномагнетитовой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. № 5. С. 154-166.

6. Пелевин А. Е. Влияние магнитной флокуляции на результаты обогащения железосодержащих руд. Обогащение руд. 2021. № 4. С. 15-20.

УДК 622.7 – 622.349.4/3

К ВОПРОСУ ОБ ОБОГАТИМОСТИ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ РОССЫПЕЙ

Газалеева Г. И., Шигаева В. Н.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

В литературе [1, 2] обычно титан-циркониевые россыпи (пески) относят к легкообогатимому сырью. Основанием для этого служит полное раскрытие полезных минералов: ильменита, рутила и циркония, а также минералов пустой породы, которые представлены в основном кварцем. Тем не менее схемы обогащения титан-циркониевых песков очень громоздки [3-5]. В голове схем выделяют продуктивный класс крупности. Обычно это продукт с размером частиц менее 0,1-0,2 мм. Затем его разделяют на отвальные хвосты и коллективный концентрат. Цель этого цикла – максимальная концентрация полезных минералов в коллективном концентрате. Разделение продуктивного класса обычно производится на винтовых сепараторах или шлюзах. Далее идет разделение коллективного концентрата. Изначально сухими магнитными и электрическими методами выделяется ильменитовый

концентрат, затем на концентрационных столах – рутил-циркониевый продукт, который делят на рутиловый и циркониевый мономинеральные концентраты гравитационными методами и электросепарацией. Схемы обычно включают 20-25 операций.

Целью данного изыскание является исследование и анализ особенностей титан-циркониевых россыпей, которые могут служить основанием для перевода их в труднообогатимое сырье. Основной особенностью является наличие в составе исходных песков измененных минералов, которые затрудняют получение чистых мономинеральных концентратов и усложняют технологическую схему обогащения.

Материалы и методы

Для исследований в АО «Уралмеханобр» была представлена представительная проба титан-циркониевых песков одного из месторождений Казахстана. Исследования проводились методом магнитного фракционирования (рис. 1) и определением содержания двухвалентного (FeO) и трехвалентного (Fe₂O₃) железа, которые характеризуют принадлежность соответственно к неизменному ильмениту или измененному – лейкоксену, образовавшемуся в результате природного выщелачивания. Магнитное фракционирование проводилось на тяжелой фракции концентрационного стола («черном шлихе») – аналоге коллективного концентрата. В продуктах фракционирования количественным химическим анализом определялись следующие химические компоненты: SiO₂, Al₂O₃, TiO₂, ZrO₂+HfO₂, Fe₂O₃общ., K₂O, Na₂O, CaO, MgO, Cr₂O₃.

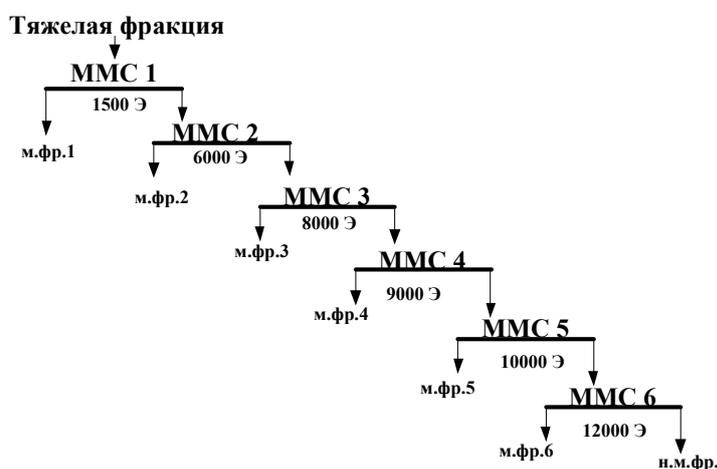


Рисунок 1 – Схема магнитного фракционирования

Результаты исследований и их анализ

С помощью магнитного фракционирования при разной напряженности магнитного поля были определены не только магнитные свойства минералов, но и измененность минерала ильменита. Измененный ильменит характеризуется более низкой магнитной восприимчивостью. В то же время

неизменный ильменит содержит в своем составе двухвалентное железо, измененный – трехвалентное железо. По результатам химического анализа был выполнен балансовый расчет, в результате которого определено распределение химических компонентов в продуктах фракционирования. Вид продуктов магнитного фракционирования представлен на рис. 2. В случае изучаемой пробы в магнитных фракциях, полученных при напряженности магнитного поля от 1500 до 10 000 Э, содержание трехвалентного железа колеблется от 10,71 до 19,73 %.

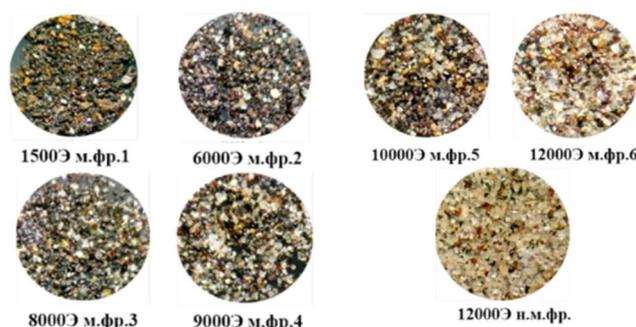


Рисунок 2 – Вид продуктов фракционирования под бинолупой

Согласно данным минералогического анализа определено, что ильменит присутствует во всех магнитных фракциях, начиная с 6000 до 12000 Э. При этом основная его часть (89,87 %) выделилась до 10000 Э. Наибольшая концентрация ильменита получена при напряженности магнитного поля 8000 Э, где массовая доля ильменита составила 73 %, концентрация – 46,52 %. Данными исследованиями подтверждается, что минерал ильменит имеет измененные свойства, так как по классическим данным неизменный ильменит должен полностью концентрироваться во фракции 3000-8000 Э. Минералы рутила и циркона сконцентрировались в немагнитную фракцию, массовая доля рутила составила 8 % при его концентрации 80,81 %, массовая доля циркона – 12 % при его концентрации 90,20 %. С целью определения измененности ильменита по данным количественного химического анализа были выполнены расчеты по определению значения массовой доли трехвалентного железа (Fe_2O_3). В табл. 1 приведены результаты анализов и расчета.

Ильменит стехиометрического состава содержит 52,7 % TiO_2 и 47,3 % FeO . Из данных табл. 1 следует, что общее железо в пробе исходных песков в основном представлено трехвалентным железом, массовая доля двухвалентного железа составляет менее 0,5 %. Массовая доля Fe_2O_3 находится в диапазоне от 0,24 до 19,33 %.

Низкое значение FeO в составе ильменита подтверждает его измененность [6]. Лейкоксен при этом имеет более высокое содержание TiO_2 , на уровне 60-65 %, что повышает качество концентрата, но усложняет схему.

Также часть ильменита обладает слабромагнитными свойствами, так как распределение ильменита в магнитной фракции происходит в широком диапазоне, начиная с 6000 до 12000 Э.

Таблица 1 – Результаты химического анализа по определению железа

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

Таким образом, изучение продуктов магнитного фракционирования «черного шлиха» (аналог коллективного концентрата) и наличие большого количества трехвалентного железа в нем предварительно указывает на то, что обогащение данного продукта методом магнитной сепарации с выделением ильменитового концентрата может быть более сложным, а схема более громоздкой.

На материале представительной пробы титан-циркониевых песков другого казахского месторождения, имеющего аналогичный генезис, была исследована схема получения ильменитового концентрата с ВГСМС (высокоградиентной сухой магнитной сепарацией). При этом при напряженности магнитного поля 3000 Э и 6000 Э был получен ильменитовый концентрат с примесью лейкоксена с массовой долей TiO₂, 54,38 %, ZrO₂ – 0,14 %, извлечение данных оксидов составило 96,28 % и 48,34 % соответственно. При напряженности магнитного поля 9000 Э и 12000 Э был получен лейкоксеновый концентрат с массовой долей TiO₂ 54,97 %, ZrO₂ – 0,68 %, извлечение данных оксидов составило 2,50 % и 6,04 % соответственно. Схема была увеличена и усложнена на равнозначную «ильменитовой» цепочке. Дальнейшие исследования подтвердили такое усложнение схемы для получения качественных ильменитового и лейкоксенового концентратов и повышения извлечения диоксида титана в них. Результаты данного исследования подтвердили необходимость значительного усложнения технологической схемы обогащения титан-циркониевых песков при наличии измененного ильменита, лейкоксена, что указывает на трудную обогатимость сырья.

Выводы

1. Для месторождений титан-циркониевых песков Казахстана методом магнитного фракционирования и определения соотношения двух и трехвалентного железа в пробах «черного шлиха», аналога коллективного концентрата, была выявлена значительная измененность ильменита, лейкоксенизация.

2. Разработана усложненная технологическая схема переработки коллективного концентрата с получением ильменитового и лейкоксенового концентратов, что указывает на трудную обогатимость данного сырья.

Список литературы

1. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость. // УГГУ. Учебное пособие, 2021. – 196 с.

2. Кармазин В. В., Младецкий И. К., Пилов П. И. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых. // М: Изд. МГГУ. 2006. – 226 с.

3. Булатов К. В., Газалеева Г. И., Шихов Н. В., Назаренко Л. Н. Разработка схемы обогащения титан-циркониевых песков месторождения Шокаш, Северный Казахстан. // «Обогащение руд». – № 6. – 2023 г. – С. 3-8.

4. Stitt P. Thoughts on the paragenesis of the WIM deposits. In: Murrey Basin Mineral Sands Conferens, Mildura, 21 – 23 April. 1999. Extendet Abstracts. Victoria Park: Australian Institute of Geoscientists. 1999. Bull. № 26. – p. 93-98.

5. Левченко Е. Н. Инновационные технологии переработки редкометалльного минерального сырья. // Рациональное использование недр. – 2020. – № 2. – С. 58-67.

6. Ожогина Е. Г., Рогожин А. А. Технологическая минералогия: инновационные подходы к качеству минерального сырья. // Материалы V Российского семинара по технологической минералогии. Петрозаводск: Карельский научный центр РАН. – 2011. – С. 7-12.

УДК 622.7

ВЫБОР СОСТАВА ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ– МОДИФИКАТОРОВ И РЕЖИМОВ ОБРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИМИТАТОРОВ АЛМАЗОВ

Морозов В. В.¹, Подкаменный Ю. А.², Двойченкова Г. П.², Рожин Н. И.³

¹ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

³ЦРПС «АК Алроса», г. Мирный, Россия

Задачей исследований являлась выбор параметров технологии извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов с применением люминофорсодержащих реагентов-модификаторов. Условием эффективности данного процесса является обоснованный выбор состава реагента модификатора и условий его применения. При выборе состава реагента основным

критерием является соответствие спектрально-кинетических характеристик люминофорсодержащей композиции и нормально люминесцирующих природных алмазов [1]. Так же важным является поддержание максимальной селективности закрепления люминофорсодержащей композиции на поверхности алмазов и кимберлита. Применение имитаторов обусловлено необходимостью оценки влияния параметров обработки (продолжительность обработки, операции промывки, состава эмульсии) на интенсивность закрепления собирателя в условиях соблюдения крупности рудного материала и характера взаимодействия композиции с алмазами в условиях их контакта с фракцией кимберлита. Применение имитаторов повышает воспроизводимость эксперимента за счет стабильности их свойств, а также дает возможность проводить исследования с минеральными фракциями, соответствующими по размеру продуктам, разделяемым в промышленных условиях [2].

Выбор люминофоров для реагентов модификаторов требует получения спектрально-кинетических характеристик в динамических условиях процесса РЛС. При этом не должно происходить загрязнения рабочего пространства сепараторов. Для обеспечения таких условий были разработаны имитаторы на основе не люминесцирующих композитов (смола), поверхность которых была обогащена исследуемыми люминофорами.

Изготовление имитатора включало операции раскатывания исходного композита заданной массы в шарик, нанесение на его поверхность порошка люминофора, высушивание и удаление слабо закрепившихся зерен люминофора. Размер имитатора составлял 5 мм, количество люминофора на поверхности 0,2-0,25 мг (рис. 1).

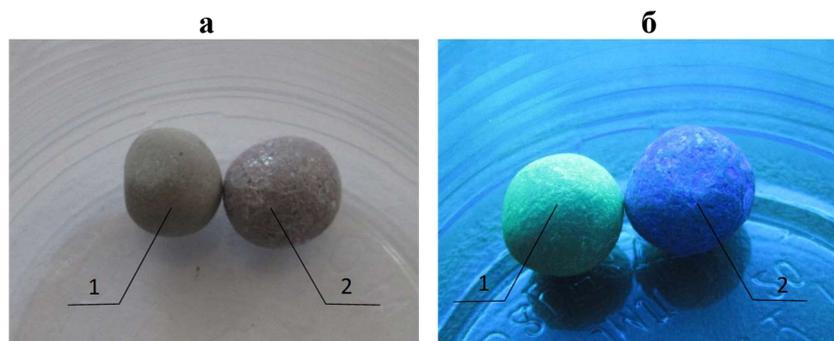


Рисунок 1 – Композитные имитаторы с нанесенными люминофорами в обычном (а) и УФ (б)-освещении: 1 – Э-515-115; 2 – ФК-110

Методика измерений включала загрузку имитаторов и прохождения ими рабочей зоны сепаратора в условиях, соответствующих режиму работы промышленных сепараторов.

Анализ результатов исследований спектрально-кинетических характеристик имитаторов, проведенный на лабораторном сепараторе «Полюс-М», показал, что люминофоры ФК-110, Р-530, ФК-1, ФК-2, Э-515-115 по свертке

$S\nu$, постоянной времени затухания τ_3 , и соотношению компонент K_A обладают значениями спектрально-кинетических характеристик, лежащими в области положительной диагностики (обнаружения) в промышленных сепараторах, что обосновывает применение в составе реагентов модификаторов, предназначенных для повышения извлечения слабо и аномально люминесцирующих алмазов.

Другая задача заключается в выборе режимов обработки алмазо-кимберлитовых продуктов, обеспечивающих прочное и селективное закрепление люминофорсодержащей композиции на алмазах. Для оценки эффективности закрепления люминофорсодержащей композиции на алмазах необходимо использовать имитаторы с высокой гидрофобностью поверхности при соблюдении максимального соответствия остальных характеристик (плотности, прозрачности) природным алмазам [3].

Для решения поставленной задачи были применены имитаторы с минеральной основой, покрытые снаружи прочной гидрофобной пленкой.

Основой имитаторов алмазов служит бисер технический стеклянный артикул Glass Beads S 4511 НПО «Диспод». Взятый за основу имитаторов алмазов материал представляет собой стеклянные шарики следующего состава: SiO_2 – 72,3 %, Na_2O – 13,3 %, CaO – 7,3 %, MgO – 4 %, остальное – 1,5 %. Гранулометрическая характеристика: +3,45 мм – 3,3 %; 2,85-3,45 мм 93,4 %; -2,85 мм – 3,3 %. Для повышения гидрофобности поверхности имитаторов проводилась обработка материала силиконовым покрытием MR-FIX9H. Предварительные исследования показали, что данное покрытие обеспечивает эффективную гидрофобизацию стеклянных шариков.

Технология подготовки имитаторов включает смачивание шариков, удаление избытка гидрофобизатора, и сушку в течение 24 часов.

Проверка способности полученных имитаторов к закреплению на них люминофорсодержащей композиции проводилась путем обработки в люминофорсодержащей эмульсии, состав которой разработан специалистами ИПКОН РАН в рамках выполнения гранта РФФИ [4].

Результаты визиометрического анализа показали высокую интенсивность закрепления люминофоров на поверхности имитаторов и приобретение ими требуемой интенсивности люминесценции (рис. 2).

Полученные результаты позволили рекомендовать использовать методику и технологию приготовления имитаторов для технологических испытаний. В результате испытаний была показана возможность определения режимов обработки, при которых достигается высокая селективность закрепления люминофоров на поверхности имитаторов относительно зерен кимберлита (рис. 3).

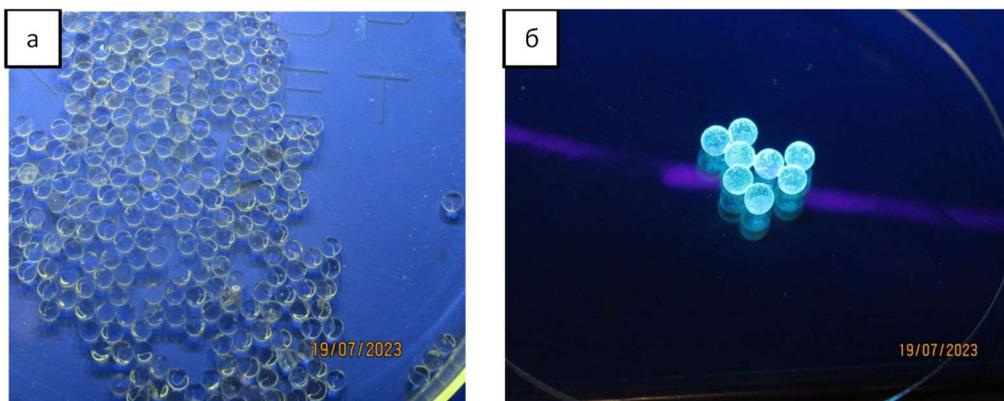


Рисунок 2 – Имитаторы в ультрафиолете (а – до обработки, б – после обработки) снято в новом приборе

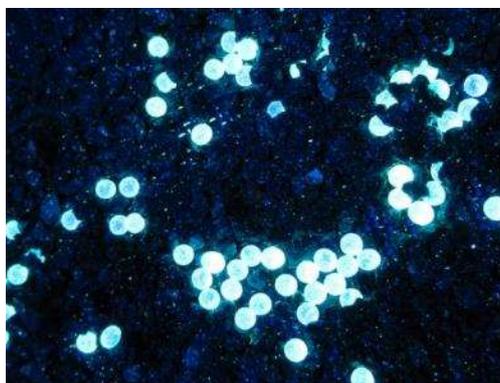


Рисунок 3 – Изображения смеси имитаторов алмазов и кимберлита (класс -3,0 +2,5 мм) после обработки эмульсией (реагентом–модификатором)

Список литературы

1. Чантурия В. А., Морозов В. В., Двойченкова Г. П., Чантурия Е. Л. Повышение извлекаемости алмазов в процессе рентгено-люминесцентной сепарации с применением люминофорсодержащих композиций // Устойчивое развитие горных территорий. -14. -3. – С.410-421.
2. Миронов В. П., Макарский И. В., Пахомов Н. Е. Имитатор для контроля процессов сепарации алмазосодержащего сырья // патент на полезную модель RU 112847 U1, 2012, опубл. 27.01.2012.
3. Миронов В. П. Имитатор алмаза для контроля процесса сепарации алмазосодержащего сырья // патент RU 2269381 С1, 2006, опубл. 10.02. 2006.
4. Чантурия В. А., Морозов В. В., Двойченкова Г. П., Чантурия Е. Л. Модифицирование характеристик аномально светящихся алмазов люминофорсодержащими композициями для повышения селективности процесса рентгенолюминесцентной сепарации // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых

РАЦИОНАЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ НАКОПЛЕНИЯ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ

Лавриненко А. А.¹, Кунилова И. В.¹, Шимкунас Я. М.¹, Сафронов О. А.^{1,2}

¹ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

²ФГБОУ ВО «РХТУ имени Д.И. Менделеева», г. Москва, Россия

Ископаемое топливо доминирует в мировой энергетике. Оно обеспечило 83,1 % от общего мирового потребления энергии в 2020 году [1]. Уголь является вторым по величине (после нефти) видом потребляемого топлива. На его долю приходится 27,2 % от общего потребления первичной энергии. Россия поддерживает тенденцию мирового роста потребления угольного топлива. В энергобалансе страны на уголь приходится 12-13% генерации энергии. С точки зрения устойчивого развития экономики России важными направлениями являются повышение эффективности использования ресурсов и значительное увеличение утилизации, в том числе рециклинга, отходов. Твердые отходы от сжигания углей предприятий энергетике являются многокомпонентными источниками вторичного минерального сырья и имеют большие объемы. Однако степень их утилизации в России до сих пор невелика – в среднем 10-15 %, по сравнению с 8,4 % в 2018 г. [2]. Поэтому являются актуальными рациональные решения проблемы накопления золошлаковых отходов.

В настоящее время количество накопленных золошлаковых отходов в стране составляет, по разным оценкам, 1,3-1,7 млрд т. Ежегодно в России образуется 20-30 млн т золошлаковых отходов [3]. К 2030 году прогнозируется прирост образования ЗШО на 10-30 %. Наибольшее количество работающих на угле предприятий теплоэнергетики и, соответственно, основные объемы золошлаковых отходов размещены в Сибирском, Дальневосточном и Уральском федеральных округах. Так, в золошлакоотвалах Сибирского округа, по данным межрегиональной ассоциации «Сибирское соглашение», накоплено около 500 млн т ЗШО, а их прирост составляет до 13 млн т в год. Без утилизации ЗШО к 2035 году увеличение емкостей золоотвалов потребуются, согласно расчетам Финансового университета, на 43 теплоэлектростанциях. Однако востребованность золошлаковых отходов как вторичного сырья (золошлаковых материалов) на рынке достаточно низкая. В 2019 году она оценивалась консорциумом Феникс в 35 млн т в год, из них 17 млн – в цементной промышленности, 10 млн – в дорожном строительстве, 5 млн – для рекультивации земель, 3 млн – для раскисления почв. Для повышения степени утилизации ЗШО V класса опасности, составляющих основное количество золошлаковых отходов, с 2022 года реализуется комплексный план, разработанный Министерством энергетики [4].

До недавнего времени основными стимулами утилизации ЗШО для предприятий энергетики являлись, как правило, прогнозируемое исчерпание емкостей золошлакоотвалов, занимающих у крупных теплоэлектростанций сотни тысяч га, и практическая невозможность их расширения, а также необходимость затрат на содержание и реконструкцию золошлакоотвалов и экологические платежи за складирование ЗШО (300-400 руб./т). В 2024 году для повышения мотивации пользователей в принятии мер по охране окружающей среды планируется увеличение ставок платы за негативное воздействие на окружающую среду [5], а в 2030 г. – запрет на захоронение. Поскольку в России наиболее распространенным способом золошлакоудаления в отвал является гидротранспортирование тонкодисперсной золы и шлака, образуемые при этом механические смеси золы и шлака – золошлаковые отходы – приводят не только к отчуждению территорий, в том числе сельскохозяйственных, но и являются источником загрязнения водной среды, почв и воздуха вследствие пыления и переноса частиц, содержащих токсичные вещества [6]. Переход на сухое удаление золы-уноса с накоплением ее в силосах дает возможность предприятиям расширить рынки сбыта, поскольку сухая зола пользуется спросом в качестве заменителя природного сырья при производстве цементных клинкеров и различных строительных материалов, практически без предварительной подготовки, в отличие от влажных и полидисперсных золошлаковых отходов. На строящейся Приморской ТЭС в Калининградской области предусмотрено раздельное сухое удаление золы и шлака [7]. Современные системы сухого золоудаления применяют после реконструкции Рефтинская ГРЭС, Черепетская ГРЭС, Березовская ГРЭС. Реализация комплексного плана предусматривает переход на сухое золоудаление до 2024 г. теплоэлектростанций Омской, Челябинской, Амурской областей, Хабаровского края, а после формирования рынков сбыта – теплоэлектростанций Красноярского, Алтайского, Забайкальского краев, Республик Коми и Бурятии [8]. У теплоэлектростанций в приведенных выше регионах имеются наиболее высокие риски в случае сохранения текущей ситуации к 2035 году: изъятие более 3000 га земель для размещения ЗШО и затраты на строительство и эксплуатацию новых золошлакоотвалов, необходимость компенсации федеральным бюджетом существенного прироста тарифов на тепловую (до 5,2 %) и электроэнергию (до 4,3 %), а также прямые расходы ТЭС.

С 2023 года активно разрабатываются региональные программы повышения объемов утилизации ЗШО, внедряются механизмы экономического и организационно-правового стимулирования утилизации золошлаков (необходимость использования вторичных материалов при проектировании, налоговые льготы, доступ к субсидиям и т.д.). Важным условием экономической целесообразности утилизации ЗШО является нахождение золоотвала в пределах эффективного радиуса от предприятия-потребителя 130 км.

В региональных программах реализуются такие пилотные проекты, как дорожное строительство в Иркутской области, Красноярском крае и др., производство строительной продукции полного цикла в г. Омске, создание зольных технопарков, рекультивация полигонов твердых коммунальных отходов в Новосибирской области. Золой-унос может быть заменено до 20-30% цемента, согласно ГОСТ 25818-2017, при возможном повышении качества продукции. Использование золошлаков вместо песчано-гравийных смесей или вяжущего компонента бетонных смесей позволяет снизить себестоимость продукции на 10-20 %.

Поскольку крупнотоннажная утилизация в виде рекультивации нарушенных земель не создает добавленную стоимость, необходимо развитие высокотехнологичных производств по переработке ЗШО. К ним относятся комплексная переработка ЗШО с получением алюмосиликатных коагулянтов для очистки сточных вод, концентратов редких и цветных металлов, железосодержащего и углеродсодержащего продуктов, производство геополимеров, керамических изделий, калийно-силикатных удобрений. При выборе направлений использования золошлаковых отходов необходимо, прежде всего, исследовать их свойства и соответствие требованиям при непосредственном использовании, а также получить сертификат на золошлаковые материалы или продукцию из них. Примером пилотного проекта является переработка отходов на Северной теплоэлектроцентрали (Томская область). В ИПКОН РАН разработаны технические решения извлечения различных ценных компонентов из золошлаковых отходов и золы от сжигания углей. Техничко-экономическая оценка технологии переработки золошлаковых отходов с получением магнетитового концентрата, углеродного и алюмосиликатного продуктов для строительной и других отраслей промышленности показала ее прибыльность при дисконтированном сроке окупаемости 1,84 года.

Таким образом, рациональными решениями проблемы накопления золошлаковых отходов являются перевод на сухое удаление золы и золошлаков, которое позволит не увеличивать площадь золошлакоотвала, и утилизация золошлаков, направления которой целесообразно выбирать, прежде всего, на основе учета их свойств, возможности комплексной переработки и применимости конкретных стимулирующих механизмов, а также нахождения золоотвала в пределах эффективного радиуса. Утилизация золошлаковых отходов позволит экономить природное минеральное сырье и решить экологические проблемы предприятий энергетики, работающих на угле.

Список литературы

1. Вр Statistical Review of World Energy. 2022. [Электронный ресурс]: https://www.bigpowernews.ru/photos/0/0_aCTstnNheuyvoXcCu4UJR6YIV8aun2Mr.pdf (дата обращения 15.02.2024).

2. П. Н. Сниккарс, И. Ю. Золотова, Н. А. Осокин. Утилизация золошлаков ТЭС как новая кроссотраслевая задача // Энергетическая политика. – 2020. - № 7 (149). – С. 34-45. DOI 10.46920/2409-5516_2020_7149_34

3. [Электронный ресурс]: <http://osi.ecopower.ru/ru/Documents/attachments/3729rus.pdf> (дата обращения: 15.02.2024).

4. Распоряжение Правительства РФ от 15 июня 2022 г. N 1557-р «Об утверждении комплексного плана по повышению объемов утилизации золошлаковых отходов V класса опасности».

5. Изменения в области экологической безопасности в 2024 году. [Электронный ресурс]: https://www.lcbt.ru/blog/izmeneniya-v-oblasti-ekologicheskoy-bezopasnosti-v-2024-godu/?utm_referrer=https%3A%2F%2Fwww.google.com%2F (дата обращения 15.02.2024).

6. Пичугин Е. А. Аналитический обзор накопленного в Российской Федерации опыта вовлечения в хозяйственный оборот золошлаковых отходов теплоэлектростанций // Проблемы региональной экологии. - 2019. - № 4. – С. 77-87.

7. АО ЭННОВА. ООО Калининградская генерация. Строительство Приморской ТЭС. Золошлакоотвал. Материалы оценки воздействия на окружающую среду. Предварительная экологическая оценка. Ч.1, Т.1. – 2019. – 125 С. [Электронный ресурс]: <http://xn--b1agmh1ai8d.xn--p1ai/wp-content/uploads/2019/07/PEO-ZSHO.pdf> (дата обращения 15.02.2024)

8. Финансовый университет. Эффекты от реализации комплексного плана Повышения объемов утилизации продуктов сжигания твердого топлива (ПСТТ-ЗШО). Презентация на заседании Экспертного совета при Комитете Государственной Думы по энергетике 23.07.2020. [Электронный ресурс]:

http://www.fa.ru/org/faculty/fm/coik/Documents/Эффекты%20от%20реализации%20комплексного%20плана%20утилизации%20ПСТТ-ЗШО%20-%20Финансовый%20университет_23.07.pdf (дата обращения 16.03.2024).

УДК 622.777/778

ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СВЕРХПРОВОДЯЩИХ МАТЕРИАЛОВ ПРИ МАГНИТНОМ ИЗВЛЕЧЕНИИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛОВ

Лавриненко А. А., Сыса П.А.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Известно, что самым дешевым и эффективным методом извлечения магнитных минералов из тонкодисперсных руд является магнитная сепарация. Её применение для обогащения тонкодисперсных руд требует максимального повышения извлекающих магнитных сил в рабочих пространствах электромагнитных высокоградиентных сепараторов с индукцией возбуждения в зазоре 0,5-1,5 Тл с градиентом до 2 Тл/см что повышает их стоимость. Тем не менее, в мировой практике обогащения окисленных железных руд

эти сепараторы получили большое распространение [1]. Создание необходимого магнитного потока обеспечивается электромагнитными системами, представляющими собой десятки тысяч витков медного провода, намотанного на стальном сердечнике внушительных размеров. На переработку 1 т сырья такими сепараторами тратится, в зависимости от производительности, от 0,5 до 5 кВт электроэнергии для питания электромагнитной системы, от 0,05 до 0,6 м³ охлаждающей воды, при этом на работу электропривода тратится всего 0,09-0,18 кВт электроэнергии. 95 % затраченной электроэнергии тратится в конечном итоге на резистивный нагрев обмоток [2].

Верхний предел магнитной индукции полей в сепараторах с электромагнитными системами теоретически составляет 2 Тл, но практически достигают индукции не выше 1,5-1,8 Тл, что связано с приближением к магнитному насыщению материала сердечников и удорожанию таких систем.

В целом весь этот комплекс проблем снижает экономическую эффективность магнитной сепарации слабомагнитных минералов настолько, что приходится отказываться от магнитного обогащения в пользу других методов, например, флотации.

Дальнейшее развитие магнитного обогащения связано с повышением извлекающих магнитных сил, поэтому экономически и технически его реализация возможна только с применением сверхпроводящих магнитных систем.

Новый класс сверхпроводящих материалов радикально расширяет возможности практического использования сверхпроводимости для создания новой техники и может оказать революционное воздействие на эффективность отраслей народного хозяйства [3]. Критическая температура высокотемпературных сверхпроводников с запасом превышает температуру кипения жидкого азота, что принципиально меняет экономические показатели сверхпроводниковых устройств, поскольку стоимость хладагента и затраты на поддержание необходимой температуры снижаются в 50-100 раз.

В результате применения высокотемпературных сверхпроводников (ВТСП) на производстве предполагается решение следующих задач:

- повышение экономической эффективности вследствие уменьшения затрат энергии при работе магнитных сепараторов, а также снижения материалоёмкости обогатительного оборудования;
- повышения селективности разделения слабомагнитных и немагнитных минералов в полях высокой индукции с получением готовых концентратов или продуктов с высоким содержанием металлов;
- переработка тонко измельченных руд и продуктов обогащения редких и рассеянных металлов с целью выделения в магнитную фракцию ценных компонентов для их последующей доводки;
- глубокая очистка от магнитных (главным образом железосодержащих) примесей каолина, кварц-полевошпатового сырья и песков.

- повышение извлечения слабомагнитных минералов и качества получаемых концентратов слабомагнитных руд вследствие расширения инструментария их переработки и новых технологических возможностей;
- вовлечение в переработку забалансовых запасов и отвалов горных предприятий, ранее считавшихся непригодными к переработке, и улучшение общей экологической обстановки вследствие этого.

Основными процессами магнитной сепарации с применением сверхпроводящих магнитных систем могут быть: магнитная сепарация в криволинейных каналах, создающих надежные удерживающие силы; магнито-гидродинамическая и магнито-гидростатическая сепарация; магнитоадгезионная сепарация; магнитоцентробежная сепарация; флотация в магнитном поле и др. Магнитные поля с высокой индукцией (выше 3 Тл) интересны еще и тем, что дают новые технологические возможности вследствие изменения свойств слабомагнитных минералов под воздействием столь сильного магнитного поля. Например, в магнитном поле 5 Тл гематит флокулирует так же, как магнетит в поле обычного магнита, что объясняется повышением его магнитной восприимчивости. Так же в сильных магнитных полях (выше 10 Тл) становятся ощутимыми и пригодными к применению в промышленных аппаратах силы взаимодействия с парамагнитными минералами, ионами и даже биологическими тканями. Например, в магнитном поле 16 Тл могут левитировать живые организмы.

На сегодняшний момент в странах СНГ нет серийно выпускающихся сверхпроводящих сепараторов и в мире не много примеров применения сверхпроводимости в этой области. Как уже отмечалось ранее, большинство внедренных в производство устройств такого рода являются аналогами обычного серийного оборудования. Общее количество можно разбить на 2 большие группы: магнитные сепараторы с открытым градиентом (объемно-градиентные) и высокоградиентные магнитные сепараторы, использующие ферромагнитные матрицы.

Большинство последних являются магнитными фильтрами периодического действия, имеющими сверхпроводящую магнитную систему на низкотемпературных сверхпроводниках [4].

Самым простым в изготовлении магнитным сепаратором можно считать магнитный гидроциклон. Коническая форма гидроциклона позволяет создать достаточно высокий градиент магнитного поля для извлечения слабомагнитных минералов. Большим плюсом является отсутствие в конструкции магнитного гидроциклона движущихся частей. Магнитный гидроциклон позволяет обогащать тонкодисперсные шламы с содержанием класса -5 мкм до 50 %, что само по себе является сложной задачей.

Причиной медленного освоения ВТСП магнитных систем является недостаточная распространенность самих сверхпроводящих материалов, недостаточная проработка условий их применения и вытекающая из малой распространенности дороговизна сверхпроводящего оборудования.

В настоящее время в нашей стране сверхпроводящими материалами занимается Курчатовский институт и серийно сверхпроводящую ленту второго поколения выпускает только компания СуперОкс. Национальным исследовательским центром «Курчатовский институт» совместно с ООО «Магнетит» был изготовлен опытный образец высокоградиентного сепаратора для обогащения слабомагнитных материалов с магнитной системой на основе сверхпроводников второго поколения [5]. Сепаратор имеет вертикально расположенный ротор. Магнитное поле создается сверхпроводящей системой, имеющей магнитопровод и охлаждаемой жидким азотом. Принцип действия роторного сепаратора с ВТСП аналогичен роторным сепараторам с обычной электромагнитной системой. К сожалению, в нашей стране это, пожалуй, единственный проект такого рода.

Накопленный опыт применения сверхпроводящих материалов в магнитном обогащении позволяет сделать ряд выводов:

- применение сверхпроводящих магнитных систем в горноперерабатывающем производстве возможно и дает положительные результаты. Применение новых материалов позволит повысить экономическую эффективность сверхпроводящих систем до приемлемого уровня;

- сверхпроводящие системы уже в настоящее время позволяют достигать магнитной индукции 10 Тл, но учитывая при этом магнитное насыщение сепарируемых слабомагнитных минералов, вряд ли нужна индукция более 5 Тл.

- важной особенностью магнитной сепарации является возможность работы в сухом режиме. В этом случае можно исключить расходы на водооборот и применять магнитную сепарацию в сухих и арктических районах, где применение мокрых процессов затруднительно.

- необходим новый подход к проектированию сверхпроводящих систем, учитывающий в полной мере специфику их применения. Сверхпроводящие системы могут создавать большую магнитную индукцию магнитного поля с относительно небольшими затратами энергии. Однако из-за необходимости охлаждения магнитной системы её проще создать в небольшом объёме, что ограничивает рабочее пространство сепаратора. В то же время высокий уровень напряженности магнитного поля позволяет во многих случаях отказаться от применения концентрирующих магнитное поле ферромагнитных матриц.

Перспективы развития магнитного обогащения тонкодисперсных слабомагнитных руд в ближайшем будущем связаны с применением сверхпроводящих магнитных систем. В целом применение сверхпроводников в горноперерабатывающем производстве должно дать положительный экономический эффект.

Список литературы

1. Кармазин В. В. Кармазин В. И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 2 т. – М.: Издательство

«Горная книга», 2012. – Т. 1: Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. – 672 с.

2. Karmazin V. V., Bardovskiy V. A., Zamytskiy O. V. Development of a continuous chamber high-gradient magnetic separator with a strong fields. *Magnetic and Electrical Separation*, Vol. 11, №. 1-2, pp. 93-105. Doi.org/10.1080/07313630290002635.

3. Сибирские ученые создали частицы, сверхпроводящие при комнатной температуре. ТАСС, 8 декабря 2017, URL: <http://tass.ru/nauka/4797401>.

4. Juergen Kopp, «Superconducting magnetic separators», *Magnetic and Electrical Separation*, vol.3, September 1991, pp 17-32.

5. Диев Д. Н., Измалков В. А., Копытова С. Ю. и др. Разработка, изготовление и испытания прототипа сверхпроводникового высокоградиентного магнитного сепаратора. Бюллетень «Черная металлургия». Том 76. 11. 2020 – С. 1097-1106.

УДК 622.765

ВЛИЯНИЕ СВОЙСТВ МОДИФИЦИРОВАННЫХ КРАХМАЛОВ НА ФЛОТАЦИЮ ОТАЛЬКОВАННОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ

Кузнецова И. Н., Лавриненко А. А., Гольберг Г. Ю., Лусинян О. Г.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр

им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Обогащение медно-никелевых руд часто связано с трудностью отделения сульфидов от минералов породы, в частности талька. Тальк – природногидрофобный минерал, который легко переходит во флотационный концентрат. Повышенное содержание магниевых силикатов в сульфидном концентрате повышает энергозатраты при последующей металлургической переработке [1, 2]. Поэтому отделение талька от сульфидных минералов при обогащении медно-никелевых руд является актуальной задачей.

Тальк – легкофлотируемый минерал, поэтому существует возможность его флотации без собирателя в начале процесса. Но если руда тонковкрапленная, то в пенный продукт также будут переходить и сульфидные минералы [3, 4]. В этом случае оптимальным вариантом обогащения будет режим флотационного разделения с депрессией минералов породы.

В практике обогащения медно-никелевых руд в качестве депрессоров силикатов применяется множество различных реагентов и все они в основном растительного происхождения. Хорошо зарекомендовали себя натуральные полимеры (полисахариды): декстрин, карбоксиметилцеллюлоза и гуаровые смолы [5]. Одним из критериев выбора реагентов является его стоимость. Так, в странах Азии и Африки нашли применение полисахариды, которые получают из местных растений, что обуславливает низкую стоимость исходного сырья [6, 7]. В России доступными и недорогими источниками сырья могут быть крахмалопродукты. Они находят применение в раз-

личных отраслях промышленности. С целью придания крахмалам необходимых свойств, в том числе для обеспечения легкого растворения, исходное сырье модифицируют, например, замещают гидроксильные группы карбоксильными [8]. При изучении карбоксиметилированного декстрина авторы работы [9] установили, что он занимает почти всю поверхность талька с образованием пленки большой толщины и снижает краевой угол смачивания поверхности талька.

Флотационные исследования проводились на мономинеральной смеси талька крупностью $-0,071$ мм и на забалансовой медно-никелевой руде, содержащей 0,2 % Ni, 0,12 % Cu, 0,01 % Co, 0,8 % S, 1,9 % Fe, 0,94 % Mg, 50,5 % SiO₂. Минеральный состав руды представлен халькопиритом – 0,3 %, пентландитом – 0,6 % пирротинном – 0,2 %, пиритом – 0,14 %, пироксенами – 58 %, тальком – 12 %, амфиболами – 8 % и др.

Образцы модифицированных кукурузных крахмалов, предоставленные ВНИИКрахмалопродуктов: подвергнутых гидротермической обработке – набухающий (НKK) и экструзионный (ЭКК), монокрахмалофосфат (МКФ), карбоксиметилированный (КМК) с различной вязкостью 4%-ного раствора (30 мПа·с, 85 мПа·с и 230 мПа·с), измеренной на приборе Гепплера и одинаковой степенью замещения – 0,1 моль/моль (по методу ВНИИКрахмалопродуктов). и КМК-БУР 1В (ЗАО "Полицелл"), содержащий 60% акт. вещества со степенью замещения 0,4.

Мономинеральную флотацию талька проводили одним вспенивателем (МИБК 50 мг/л) во флотационной машине Механобр ФМ-2М с объемом камеры 100 см³, навеска минерала составляла 5 г. Значение рН 7 создавали с помощью NaOH. Руду для исследований измельчали в шаровой мельнице до крупности 80 % класса $-0,071$ мм. Флотацию осуществляли в камере объемом 150 мл при Т:Ж = 1:3 и рН = 7. Концентраты основной и контрольной флотаций объединяли. В качестве собирателя использовали бутиловый ксантогенат с общим расходом 80 г/т и МИБК с суммарным расходом 30 г/т. Депрессор подавали перед собирателем.

На рис. 1 приведены результаты флотации талька с различными крахмалами. Установлено, что наиболее слабые депрессирующие свойства проявляют крахмалы НKK, ЭКК, МКФ, КМК (30 мПа). С увеличением вязкости реагента возрастает его депрессирующая способность (рис. 1, кривые 4-6). Увеличение степени замещения карбоксиметилированного крахмала до 0,4 способствует депрессии талька при флотации (кривая 7).

Результаты флотации руды (рис. 2) показывают, что с увеличением вязкости крахмала возрастает его депрессирующая способность (кривые 1-3). Увеличение степени замещения крахмала с 0,1 до 0,4 при его расходе 700 г/т позволяет снизить выход концентрата с 45 % до 41 % (кривые 3 и 4).

Извлечение основных элементов: меди, никеля и кремния при расходе крахмалов 400 г/т показано на рис. 3. С увеличением вязкости крахмала снижается извлечение кремния в концентрат. Также снижается и извлечение

меди и никеля, но в меньшей степени, чем кремния. Увеличение степени замещения крахмала способствует еще большей депрессии.

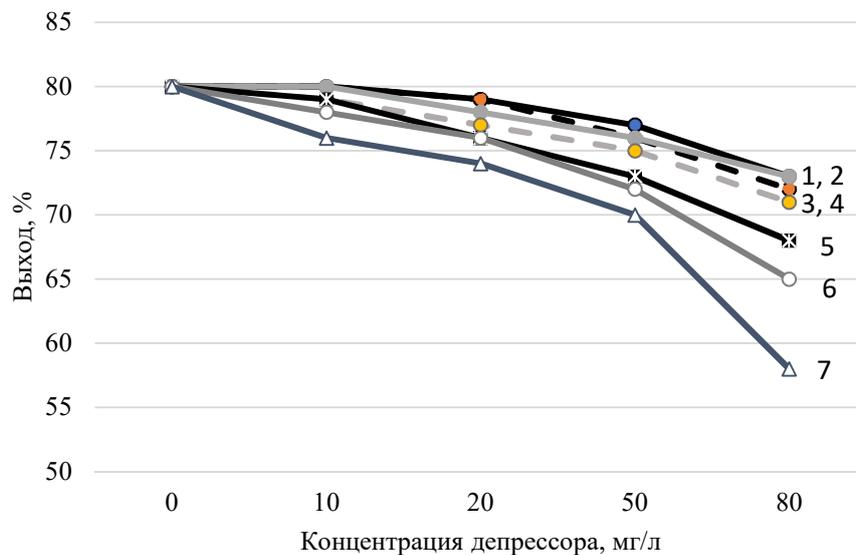


Рисунок 1 – Влияние различных крахмалов на флотацию талька:
 1 – НКК, 2 – ЭКК, 3 – МКФ, 4 – КМК (30 мПа), 5 – КМК (85 мПа), 6 – КМК (230 мПа), 7 – КМК-БУР 1В

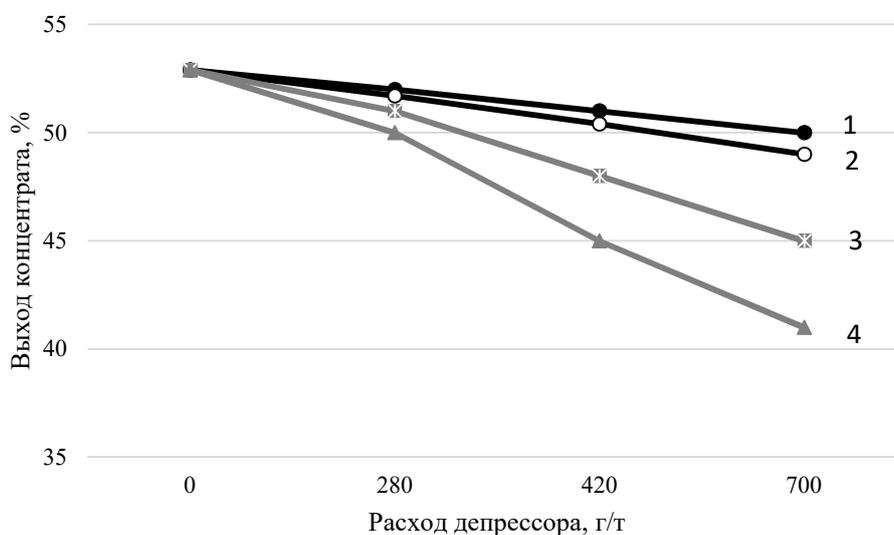


Рисунок 2 – Влияние различных крахмалов на флотацию медно-никелевой руды:
 1 – КМК (30 мПа), 2 – КМК (85 мПа), 3 – КМК (230 мПа), 4 – КМК-БУР 1В

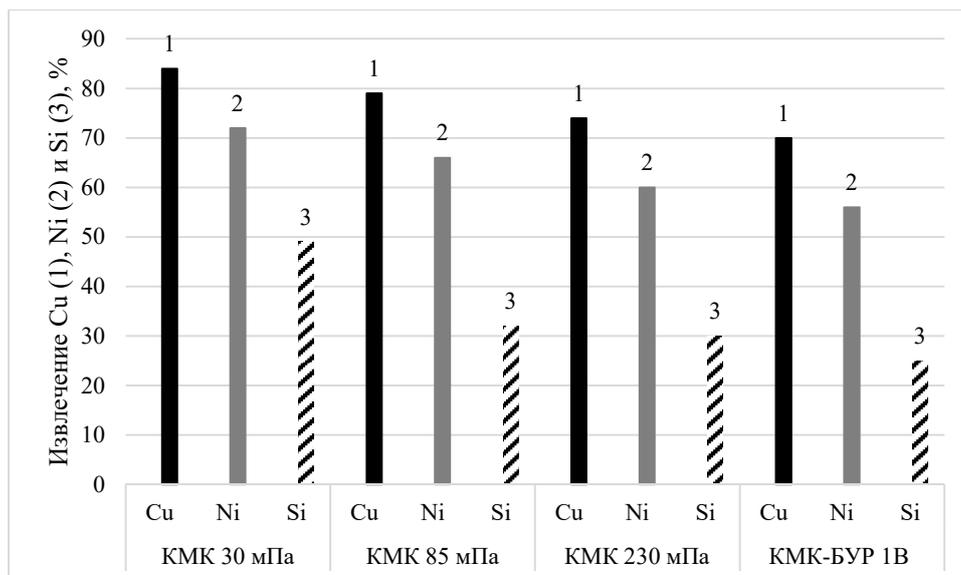


Рисунок 3 – Извлечение меди, никеля и кремния в концентрат при расходе депрессора 400 г/т

Таким образом, исследования показали, что крахмалы, подвергнутые гидротермической обработке – набухающий (НКК) и экструзионный (ЭКК), монокрахмалофосфат (МКФ) оказывают слабое депрессирующее действие на тальк при флотации. Карбоксиметилированные крахмалы оказывают большее депрессирующее действие на силикаты и этот эффект становится сильнее при повышении степени замещения.

Список литературы

1. Feng B., Peng J., Zhang W., Ning X., Guo Y., Zhang W. Use of locust bean gum in flotation separation of chalcopyrite and talc. Minerals Engineering. 2018. No. 122. P. 79-83. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2018.03.044>
2. Shortridge P. G., Harris P. J., Bradshaw D. J., Koopal L. K. The effect of chemical composition and molecular weight of polysaccharide depressants on the flotation of talc. International Journal of Mineral Processing. 2000. No. 59. P. 215-224. [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(99\)00077-0](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(99)00077-0)
3. Кузнецова И. Н., Лавриненко А. А., Шрадер Э. А., Саркисова Л. М. Снижение извлечения флотоактивных силикатов в коллективный концентрат при флотации мало-сульфидной платинометалльной руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2019. № 5. С. 200-208. DOI: 10.25018/0236-1493-2019-05-0-200-208
4. Nashwa V. M. The flotation of high talc-containing ore from the Great Dyke of Zimbabwe; Masters of Science degree (Metallurgy), Pretoria University, South Africa. 2007, 166 p.
5. Morris G. E. The adsorption characteristics of polymeric depressant at the talc-water interface. Thesis submitted for the degree of doctor of philosophy, University of South Australia, 1996.
6. Jiang J. X., Jian H. L., Zhu L. W., Zhang W. M. Development and Application of the Functional Polysaccharide Gum // China Light Industry Press. 2012. P. 5-90.
7. Zhao K. L., Gu G. H., Wang H., Wang C. L., Wang X. H., Luo C. Influence of depressant foenum-graecum on the flotation of a sulfide ore which contains hydrophobic gangue // International Journal of Mineral Processing. 2015. No. 141. P. 68-76.

8. Željko Stojanović, Katarina Jeremić, Slobodan Jovanović. Molecular structure of carboxymethyl starch in dilute aqueous sodium chloride solutions. *Starch/Stärke*. – 2013, V. 65. – P. 902-911. <https://doi.org/10.1002/star.201200225>

9. Mierczynska-Vasilev A, Ralston J. and. Beattie D.A. Adsorption of Modified Dextrins on Talc: Effect of Surface Coverage and Hydration Water on Hydrophobicity Reduction/ *Langmuir* 2008, 24 (12). – P. 6121-6127.

УДК 622.765

ТЕСТИРОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОГО ЗОЛОТА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б.
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Комплексные золотосодержащие руды, как правило, относятся к категории упорных и содержат тонковкрапленное золото, ассоциированное с сульфидами железа. Флотационными методами не всегда удается получить богатые по золоту концентраты с применением традиционных собирателей и модификаторов, что вызывает необходимость разработки новых эффективных режимов, обеспечивающих разделение золотоносных минералов от не содержащих золото сульфидов железа. В последнее время наблюдается возросший интерес российских химических компаний к выпуску реагентов для горной промышленности (ООО «Волжский Оргсинтез», ООО «Квадрат Плюс», «Квалитет», "Флотент Кемикалс Рус", «МБИ-синтез», «Оргхим» и др.), однако, переход на современные отечественные реагенты в силу разных причин на отечественных обогатительных фабриках все еще ограничен и самым широко применяемым собирателем остается бутиловый ксантогенат, реже дитиофосфаты и тионокарбамат.

Целенаправленные исследования по поиску новых селективных собирателей к золоту и сульфидам цветных металлов проводятся как в России, так и за рубежом [1-8].

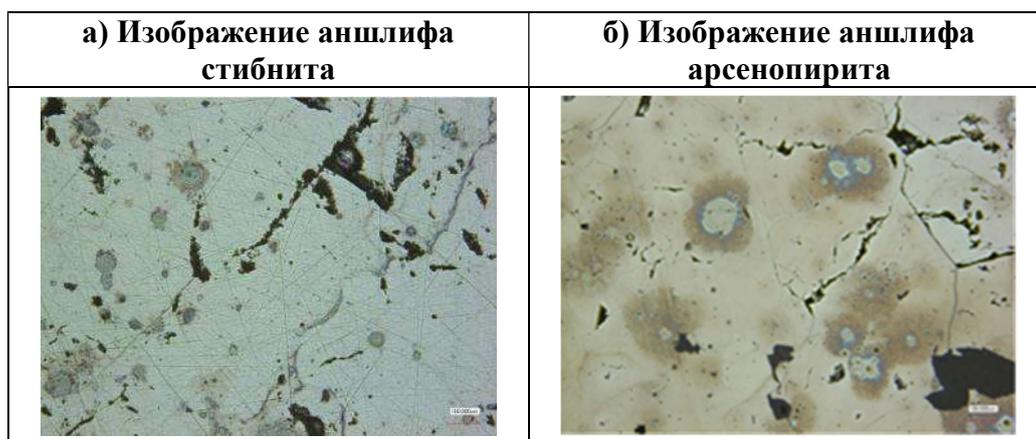
В ИПКОН РАН в рамках научной школы академика В.А. Чантурия выполнен комплекс теоретических и экспериментальных исследований по исследованию, разработке и апробации новых видов комплексообразующих реагентов–собирателей и модификаторов для флотационного извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых золотосодержащих руд [9-14].

Для селекции золотосодержащих пирита и арсенопирита был предложен метод флотации на основе использования модифицированного диэтилдитиокарбамата ДЭДТКм и растительного модификатора – экстракта коры

дуба (ЭКД) [13]. Тестирование данного реагентного режима на пробе руды Олимпиадинского месторождения показало возможность получения золото-пиритного концентрата с содержанием мышьяка менее 2 %.

В данной работе приведены результаты разработки и испытания реагентных режимов с применением дитиокарбаматов для флотационного извлечения тонкого золота из комплексных золотосодержащих руд.

Методами сканирующей лазерной (KEYENCE VK-9700) и аналитической электронной микроскопии (LEO 1420VP) были получены изображения адсорбированных фаз ДЭДТКм и таннина на поверхности стибнита и арсенопирита. С применением программного обеспечения и разработанной авторской методики определены площади поверхности сульфидных минералов, покрытой реагентами. Установлено, что доля поверхности арсенопирита, последовательно обработанного ДЭДТКм и таннином, составила 38,8 %, стибнита – 5,3 % (рис. 1). Обладая гидрофилизирующими свойствами и закрепляясь как на предварительно адсорбированном собирателе, так и на свободных участках поверхности минерала, таннин оказывает депрессирующее действие на арсенопирит. В тоже время таннин не образует плотное покрытие на стибните и не десорбирует дитиокарбамат с поверхности минерала, что обеспечивает активную флотацию сульфида сурьмы.



Минерал	Площадь поверхности, мкм ²		Степень покрытия реагентом, %
	минерала	покрытой реагентом	
Стибнит	4988706	266373	5,3
Арсенопирит	4490519	1741460	38,8

Рисунок 1 – Площади поверхности стибнита (а) и арсенопирита (б), покрытой реагентами ДЭДТКм и таннином. Лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700. Увеличение ×10

Применение композиции реагентов ДЭДТК и таннинсодержащего модификатора позволило разработать метод флотационного разделения сульфидов.

фидных минералов сурьмы и мышьяка при переработке комплексных золотосодержащих руд [12]. Было установлено, что повышение контрастности флотационных свойств минералов сурьмы и мышьяка происходит за счет формирования устойчивого гидрофильного адсорбционного слоя таннатов железа на поверхности арсенопирита. Таннин не закрепляется на стибните и не снижает его флотируемость реагентом ДЭДТК, обеспечивая эффективное отделение стибнита от арсенопирита при селекции коллективного золотосульфидного концентрата.

Перспективность применения разработанного метода подтверждена на частной пробе золотосурьмяной руды Олимпиадинского месторождения с содержанием Au 2,5 г/т, содержанием Sb 0,024 %. В условиях рудной флотации содержание Sb в концентрате возрастает в 2 раза при росте извлечения с 66 до 81 %, а содержание мышьяка снижается с 1,38 до 0,77 %. Качество концентрата по золоту повышается с 15 до 22 г/т при извлечении 88-90 % (рис. 2) [12].

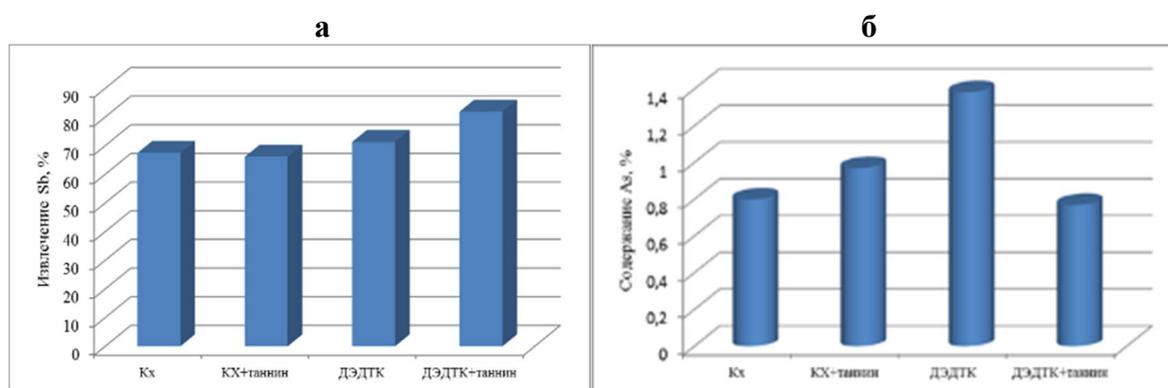


Рисунок 2 – Извлечение сурьмы (а) и содержание мышьяка в концентрате (б) при различных режимах флотации руды Олимпиадинского месторождения

Применение модифицированного диэтилдитиокарбамата ДЭДТКм обосновано его способностью обеспечить повышенное извлечение золота из хвостов флотации за счет избирательной адсорбции на Au-содержащих сульфидных минералах, входящего в его состав тиоэфира дитиокарбаминовой кислоты [10]. В результате изучения процесса комплексообразования реагента ДЭДТКм с ионами Au и Cu в растворе и адсорбции его компонентов на поверхности Au-содержащих сульфидах было установлено образование устойчивых соединений с микро- и наноразмерным Au на поверхности минералов, обеспечивающих повышение их флотируемости.

Замена 25 % расхода бутилового ксантогената (БутКс) на ДЭДТК привела к росту содержания Au в концентрате с 15 до 18 г/т и повышению извлечения с 76 до 84 %. Максимальный прирост технологических показателей был достигнут при полной замене ксантогената на ДЭДТК (100 г/т) с повышением извлечения Au на 10 % при улучшении качества по Au на 8 г/т (рис. 3).

В качестве дополнительного к бутиловому ксантогенату реагент ДЭДТКм был испытан на пробе хвостов медно-свинцовой флотации руды Новоширокинского рудника с целью снижения потерь золота с хвостами флотации [11].

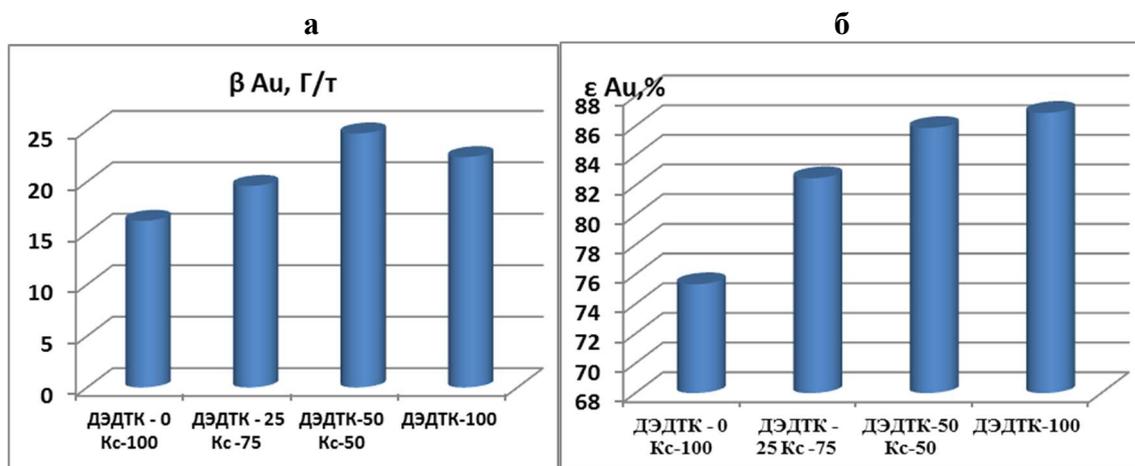


Рисунок 3 – Влияние различного соотношения ДЭДТК и БутКс на содержание золота (а) и извлечение золота (б) в концентрат

Тестирование реагента ДЭДТКм на пробе хвостов контрольной медно-свинцовой флотации с содержанием Au 1,2 г/т показало, что применение ДЭДТКм в сочетании с бутиловым ксантогенатом (при расходах 10-20 г/т) приводит к повышению извлечения золота с 57 % до 82,5 % по сравнению с базовым режимом.

Список литературы

1. Miki H., Hirajima T., Muta Y., Suyantara G.P. W., Sasaki K. Investigation of reagents for selective flotation on chalcopyrite and molybdenite // Proc. of XXIX Int. Min. Proc. Congr. (IMPC 2018), – 2019. – P. 1854-1861.
2. L. T. Tijsseling, Q. Dehaine, G. K. Rollinson, H. J. Glass. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors // Minerals Engineering. Volume 138, July 2019. – P. 246-56.
3. Priyanka Dhar, Thornhill M., Hanumantha Rao Kota. Investigation of Copper Recovery from a New Copper Deposit (Nussir) in Northern-Norway: Thionocarbamates and Xanthate-Thionocarbamate Blend as Collectors. Minerals, – 2019, vol. 9. Iss. 2. 118. DOI: 10.3390/min9020118
4. Chanturiya V. A., Kondratiev S. A. Contemporary Understanding and Developments in the Flotation Theory of Non-Ferrous Ores // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2019. Vol. 40. № 6. – pp. 390-401. DOI: 10.1080/08827508.2019.1657863.
5. Соложенкин П. М. Развитие принципов выбора реагентов для флотации минералов сурьмы и висмута // Доклады академии наук РАН. 2016. Т. 466. № 5. С. 599-562.
6. Рябой В. И. Производство и использование флотационных реагентов в России // Горный журнал. – 2011. № 2. – С. 49-53.
7. Yushina T. I., Purev B., D'Elia Yanes K. S., Malofeeva P. R. Improvement of porphyry copper flotation efficiency with auxiliary collecting agents based on acetylene alcohols // Eurasian Mining. – 2019. № 1. – P. 25-30.

8. Митрофанова Г. В., Черноусенко Е. В., Базарова Е. А., Тюкин А. П. Поиск новых комплексообразующих реагентов для флотации медно-никелевых руд // Цветные металлы. – 2019. № 11. – С. 27-33.

9. Chanturia V. A., Ivanova T. A., Getman V. V., and Koporulina E. V. Methods of minerals modification by the micro- and nanoparticles of gold and platinum for the evaluation of the collectors selectivity at the flotation processing of noble metals from the fine ingraind ores. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2015. Vol. 36. № 5. P. 288-304.

10. 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.

11. Матвеева Т. Н., Чантурия В. А., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Новые композиции реагентов для извлечения тонкого золота из отходов обогащения // Горный журнал. – 2019. № 12. – С. 48-51. DOI: 10.17580/gzh.2019.12.10.

12. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Разработка метода селективной флотации сульфидов сурьмы и мышьяка при обогащении комплексных золотосодержащих руд // Цветные металлы. – 2019. № 4. – С. 6-12.

13. Способ разделения пирита и арсенопирита. Патент РФ № 2397025 / Чантурия В. А., Иванова Т. А., Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. // Опубл. в БИ. – 2010. № 23.

14. Матвеева Т. Н. Флотационные реагенты для извлечения тонковкрапленного золота из труднообогатимых руд и техногенных продуктов // Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. № 2. – С. 200-207.

УДК 622.7

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ КАК МЕЖЦИКЛОВОЙ ОПЕРАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ В УСЛОВИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПЕЙ

Никитина Ю. Н.¹, Двойченкова Г. П.², Тимофеев А. С.²

¹Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса» (ПАО), г. Мирный, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Цель настоящих исследований заключалась в экспериментальном обосновании включения цикла магнитной сепарации(МС) в технологическую схему подготовки материала концентратов тяжелосредной сепарации(ТСС) алмазосодержащего сырья обогатительной фабрики № 15 Мирнинско-Нюрбинского ГОКа (МНГОКа) к операциям доводки их методами рентгенолюминесцентной (РЛС) и липкостной(ЛС) сепарациями в действующей схеме ОФ № 16 МНГОКа.

Действующая в настоящее время технология переработки алмазосодержащих россыпей, сопутствующих коренным месторождениям кимберлитов Накынского рудного поля, предполагает первичную их переработку в

схеме ОФ № 15 с применением процесса тяжелосредней сепарации, концентрат которой отправляется в схему доводки ОФ № 16 с применением процессов РЛС (для крупных классов +6 мм), РЛС и ЛС (для классов -6 мм) [1, 2].

В процессе переработки алмазосодержащего россыпного материала на обогатительной фабрике № 15 концентрат ТСС характеризуется значительным выходом кимберлитового материала крупностью -6+1 мм.

Повышенная исходная нагрузка затрудняет работу технологического оборудования цеха доводки, приводит к нарушению селективности процессов сепарации и снижению конечных показателей работы всего обогатительного комплекса. С учетом долгосрочной перспективы (до 2034 г.) переработки алмазосодержащего материала Накынского рудного поля, характеризующегося высоким содержанием тяжелой фракции (рис. 1) решение поставленной проблемы, является достаточно актуальной.

В задачи исследований входило:

- выполнить минералогический анализ исходного россыпного алмазосодержащего материала;
- результатами минералогического анализа обосновать применение магнитной сепарации в качестве метода сокращения выхода концентрата ТСС;
- провести экспериментальную апробацию предложенной схемы магнитной сепарации чернового концентрата тяжелосредней сепарации россыпного алмазосодержащего материала;
- результатами минералогического анализа продуктов магнитной сепарации оценить эффективность ее применения в качестве межциклового сепарации для повышения качества концентратов тяжелосредней сепарации алмазосодержащего материала рассматриваемого состава.

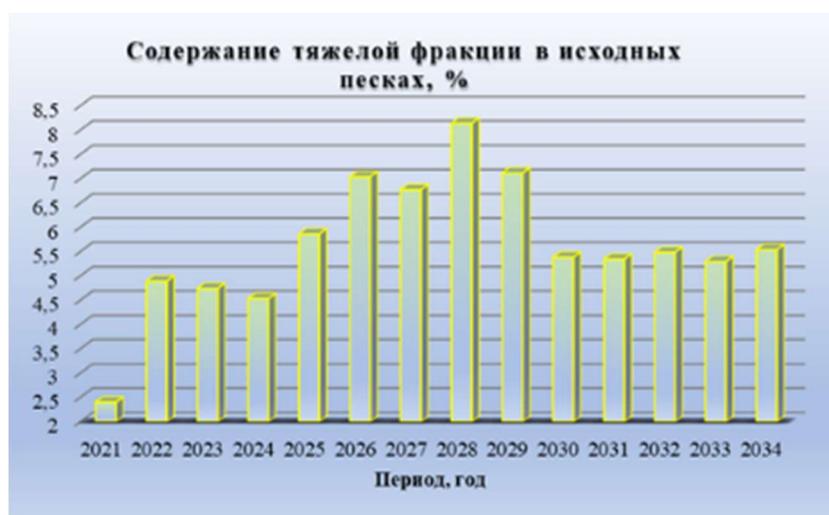


Рисунок 1 – Календарь обработки алмазосодержащих россыпей Накынского рудного поля (Нюрбинское месторождение)

Исследования безалмазных проб кимберлитового материала исходного материала и концентратов его тяжелосредней сепарации выполнены в институте ИПКОН РАН.

В качестве предметов исследований изучены две пробы концентрат ТСС материала класса -6+1 мм.

Определена гранулометрическая характеристика проб концентратов. Данными ситового анализа показано, что исследуемые пробы концентрата ТСС крупностью -6+1 мм по гранулометрическому составу содержат классы крупности:

- проба 1: -6+3 мм – 51,08 %; -3+1 мм – 48,92 %;
- проба 2: -6+3 мм – 20,12 %; -3+1 мм – 79,88 %.

Данными минерального анализа в исследуемых пробах кимберлитового материала определены основные содержания магнитных и немагнитных минералов, принятых к разработке с целью их удаления:

- проба № 1 характеризуется высоким содержанием слабомагнитного минерала – сидерита (15,65 %) в присутствии сильномагнитного минерала – магнетита (до 3,2-4,1 %) и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами. Основные немагнитные минералы представлены кварцем (45,4 %) и пиритом (16,61 %);

- проба № 2 характеризуется высоким содержанием слабомагнитного минерала - сидерита (82,22 %) в присутствии сильномагнитного минерала - магнетита (до 1,1-3,3 %) и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами. Основные немагнитные минералы представлены кварцем (12,5 %) и пиритом (0,61 %).

Вышеприведенными результатами анализа минерального состава исследуемых продуктов установлена возможность применения магнитной сепарации слабой интенсивности для извлечения сильномагнитного минерала магнетита и его сростков и магнитной сепарации высокой интенсивности для извлечения слабомагнитных минералов, в первую очередь сидерита, что обусловлено его высоким содержанием в изученных пробах.

На данном этапе исследований:

1. Выполнена магнитная сепарация кимберлитового материала выделенных классов крупности (-6+3 мм и -3+1 мм) из концентратов ТСС № 1 и № 2 для выделения сильномагнитных минералов при значениях напряженности 1100 и 2000 Эрстед с использованием барабанного магнитного сепаратора, приведенного на рис. 2. Конструкция данного сепаратора представлена двумя барабанами различной толщины, определяющими величину напряженности магнитного поля.



Рисунок 2 – Барабанный сухой магнитный сепаратор с полем напряженностью 1100Э и 2000Э

2. Выполнена магнитная сепарация проб концентратов ТСС в высокоиндуктивном поле для выделения слабомагнитных минералов использованы: валковый сепаратор (рис. 3а) и ленточный сепаратор (рис. 3б) с напряженностью поля 14000Э и 10000Э соответственно.

Выполнен минеральный анализ продуктов магнитной сепарации исследуемого материала, результатами которого установлена высокая степень извлечения магнитных минералов в концентрат и высокая степень концентрации немагнитных минералов в хвостах магнитной сепарации проб кимберлитового материала.



Рисунок 3 – Лабораторный валковый сухой магнитный сепаратор (а), для сепарации класса крупности -3+1 мм в поле напряженностью до 14000 Э, и ленточный сухой магнитный сепаратор(б) для сепарации материала класса крупности -6+3 мм в поле напряженностью 10000 Э

Магнитная фракция пробы № 1 характеризуется высоким содержанием слабомагнитного минерала – сидерита (48,7-56,9 %) в присутствии сильномагнитного минерала- магнетита (до 3,2-4,1 %) и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами. Немагнитная фракция содержит кварц (56,8-59,9 %) и пирит (18,6-26,2 %).

Магнитная фракция пробы № 2 содержит в основном слабомагнитный минерал – сидерит (76,4-86,3 %) в присутствии сильномагнитного минерала – магнетита (до 1,1-3,3 %) и его сростков со слабомагнитными и немагнитными минералами. Немагнитная фракция содержит кварц (31,7-45,1 %) и пирит (9,2-17,7 %). Присутствует сидерит (от 28,5 до 52,6 %).

С учетом анализа вышеприведенных результатов в качестве межцикловой операции для сокращения объема концентрата ТСС с целью повышения его качества перед процессами доводки предложена магнитная сепарация с последовательным разделением кимберлитового материала в магнитных полях слабой (до 2000 Э) и сильной (до 14000 Э) интенсивности.

На основании полученных данных минерального анализа исследуемых проб и продуктов их магнитной сепарации составлены и рассчитаны технологические схемы сокращения объема концентратов ТСС ОФ № 15, полученных переработкой рудных блоков алмазосодержащих россыпей рассматриваемого вещественного состава.

Схемы магнитной сепарации рассчитаны отдельно для исследуемых проб 1 и 2 с целью их последующего сравнения для применения в технологии ОФ № 15 при сокращении объема концентрата ТСС в условиях переработки рудного материала аналогичного состава. Предложенные схемы приведены на рис. 4 и 5.

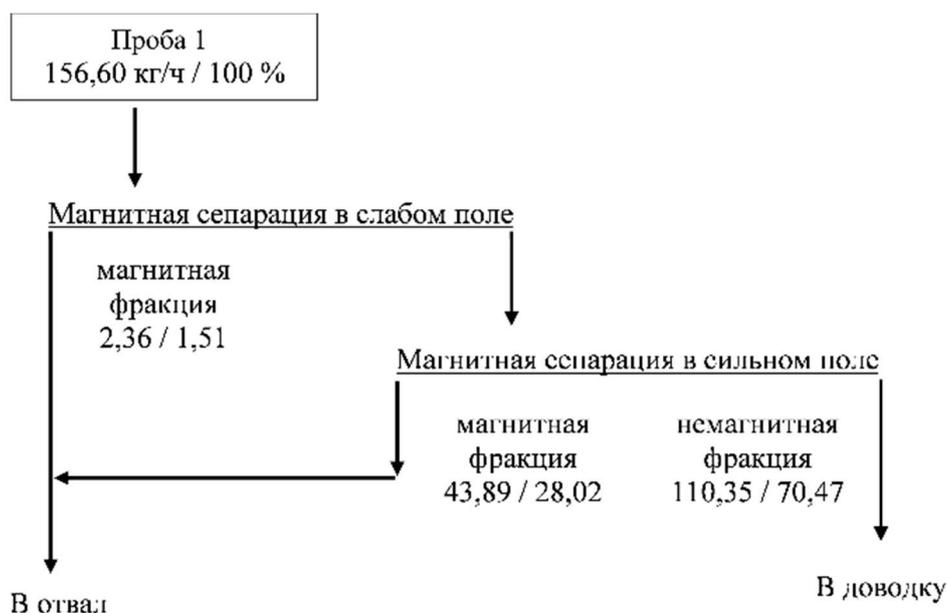


Рисунок 4 – Количественная схема сокращения концентрата ТСС при переработке кимберлитового материала пробы 1

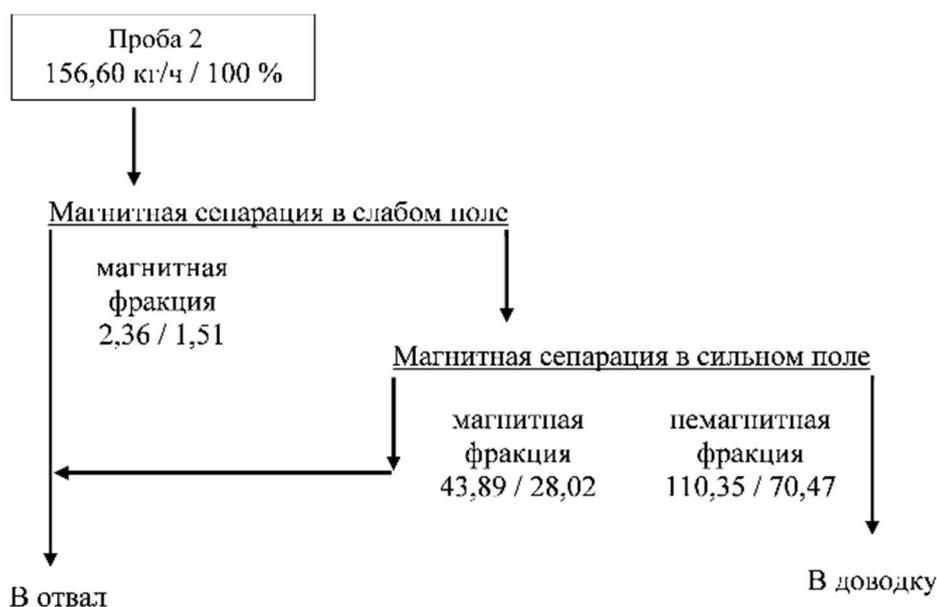


Рисунок 5 – Количественная схема сокращения концентрата ТСС при переработке кимберлитового материала пробы 2

Список литературы

1. Чантурия В. А., Двойченкова Г. П., Чантурия Е. Л., Тимофеев А. С. Интенсификация процессов сепарации труднообогатимого алмазосодержащего сырья коренных, россыпных и техногенных месторождений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2022. № 5. – С. 95-108.
2. Горячев Б. Е. Технология алмазосодержащих руд. Алмазы, кимберлиты, минералы кимберлитов. Минерально-сырьевая база алмазодобывающей промышленности мира // МИСиС. Москва. – 2010. – 326 с.

УДК 622.7

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ РЕАГЕНТОВ С ВЫСОКОЙ СОБИРАТЕЛЬНОЙ СПОСОБНОСТЬЮ ДЛЯ ДЕЙСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО МАТЕРИАЛА

Чуть-Ды В. А.¹, Бабушкина А. Л.¹, Двойченкова Г. П.²

¹Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса» (ПАО), г. Мирный, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Основные месторождения алмазов в России представлены кимберлитовыми трубками Западной Якутии, глубокая переработка которых обусловлена высоким (около 45 % от общего количества) содержанием в них кристаллов класса крупности -2 мм, что составляет более 15 % стоимости [1].

Существенные невозвратные потери кристаллов этого класса крупности, превышающие 20 %, зафиксированы в процессе пенной сепарации, являющейся основной контрольной операцией при извлечении алмазов класса -2 мм.

В настоящее время, на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА», существует ряд технологических ограничений, препятствующих дальнейшему повышению эффективности процесса пенной сепарации, таких как:

- увеличение потерь алмазов при вовлечении в переработку гипергенно-измененных кимберлитов, характеризующихся существенным распространением гидрофилизирующих шламовых и пленочных покрытий на поверхности кристаллов алмазов;
- снижение селективности пенной сепарации из-за малой устойчивости применяемых реагентов-регуляторов в сильноминерализованных водных средах;
- снижение эффективности применяемых штатных реагентов-собирателей при изменении температурных режимов вследствие климатических факторов из-за существенной зависимости физико-химических свойств собирателей от температуры.

Для решения проблемы снижения последствий указанных технологических ограничений и интенсификации процесса пенной сепарации необходимо проведение комплекса исследований, заключающихся в выборе и апробации режимов пенной сепарации, предполагающих использование теоретически обоснованных инновационных реагентов.

При флотации алмазов в качестве реагента-собирателя наибольшее распространение получил мазут флотский Ф-5, в наибольшей степени обладающий по сравнению с другими мазутами пониженной плотностью, вязкостью и температурой застывания (табл. 1).

Таблица 1 – Сравнительные характеристики видов мазута

№	Продукт	Характеристики			
		Плотность, г/см ³ при 15 °С	Вязкость при 50 °С, не более, мм ² /с	T _{застыв} , °С, не выше	T _{всп} , °С, не ниже
1	Мазут флотский Ф-5	0,958	36,2	-8	80
2	Мазут флотский Ф-12	0,96	89,0	-5	90
3	Топочный мазут М-40	0,965	59 (при 80 °С)	10	90
4	Топочный мазут М-100	0,98-0,998	50 (при 100 °С)	25	110

Основными недостатками мазута Ф-5 в настоящее время являются нестабильность состава, несоответствие показателей ГОСТ необходимым для

его использования в качестве собирателя, а также практическое прекращение его выпуска нефтеперерабатывающими заводами [2].

Наиболее важным для существующих условий пенной сепарации алмазосодержащего сырья является решение вопроса экспериментально обоснованного выбора альтернативных мазуту флотскому реагентов – собирателей, обеспечивающих стабильность процесса и повышение технологических показателей (извлечение, селективность) пенной сепарации алмазосодержащего в условиях обогатительных фабрик АК «АЛРОСА».

Основная задача данного этапа заключалась в лабораторной апробации образцов реагентов-собирателей, альтернативных мазуту флотскому, и стендовых испытаниях перспективных реагентов – собирателей, рекомендованных по результатам лабораторных исследований.

Пенная сепарация представляет собой процесс разделения частиц минералов при их прохождении сверху вниз сквозь слой движущейся пены, образованной на поверхности аэрированной жидкости. Особенность пенной сепарации состоит в том, что в ней одновременно осуществляется как процесс разделения более крупных зерен в слое пены, так и процесс флотации более мелких частиц из объема пенного сепаратора [3].

С учетом указанных особенностей процесса пенной сепарации в экспериментах апробированы реагенты-собиратели, учитывающие закономерности процесса флотации алмазов, как в пенном, так и в подпенном слое.

Сравнительной базой для предварительной оценки соответствия технологических характеристик выбранных реагентов по отношению к базовому на данном этапе исследований являлись характеристики мазута флотского Ф-5, установленные по литературным данным (табл. 2).

Результаты выполненного комплекса теоретического анализа по литературным данным с учетом заданных параметров позволили обосновать перечень реагентов, соответствующих технологическим характеристикам мазута флотского, которые были рекомендованы к последующей экспериментальной апробации для оценки возможности использования в процессе пенной сепарации алмазосодержащего материала:

- образцы реагентов, промышленно выпускаемых в настоящее время;
- образцы реагентов -компаундов на основе мазута флотского Ф-5 с добавлением дизельной фракции (ДФ).

Состав отобранных образцов характеризовался требуемыми значениями вязкости, температуры застывания и вспышки, достаточным присутствием высокомолекулярных парафиновых, нафтеновых и ароматических углеводородов, включая нефтяные смолы и асфальтены.

Для изучения флотационных свойств алмазных кристаллов на первом этапе применялся метод беспенной флотации в трубке Халлимонта в комплексе с диспергатором воздуха в виде фильтра Шотта. Использование такого диспергатора позволяет получить пузырьки размером от 1 до 3 мм, способные флотировать относительно крупные кристаллы алмаза (до 1 мм).

Таблица 2 – Свойства мазута флотского Ф-5, принятые в качестве требований к составу и свойствам реагентов-собираателей, рекомендуемых для пенной сепарации алмазосодержащего материала

№	Параметр	Мазут флотский Ф-5	Оптимальные характеристики
Фракционный состав			
1	Масс. доля легких дистиллятов, %	40,7	35-48
2	Масс. доля нефтяных масел, %	37,7	32-40
3	Масс. доля высокомолекулярных соединений (смоло-асфальтеновая фракция), %	19,6	17-24
4	Длина углеводородного радикала углеводородов	Более 12	Более 11
Другие параметры			
5	Плотность, г/см ³	0,89-0,96	0,87-0,98
6	Вязкость динамическая при 14 °С	12,6-25,3	10-19
7	Вязкость кинематическая при 50 °С, не более (по ГОСТ), мм ² /с	36,2	Не опр.
8	Температура вспышки (ГОСТ)	80	60
9	Температура застывания, не более, °С (ГОСТ)	-5	-6
10	Флотационная активность (собираательная способность)	К алмазам	К алмазам, углю, графиту, тальку

Используемая в лабораторных экспериментах установка беспенной флотации включала трубку Халлимонта и приспособление для подачи воздуха с расходомером (рис. 1а). На втором этапе исследований выполнены стендовые испытания отобранных образцов реагентов с использованием опытного сепаратора, приведенного на рис. 1б.

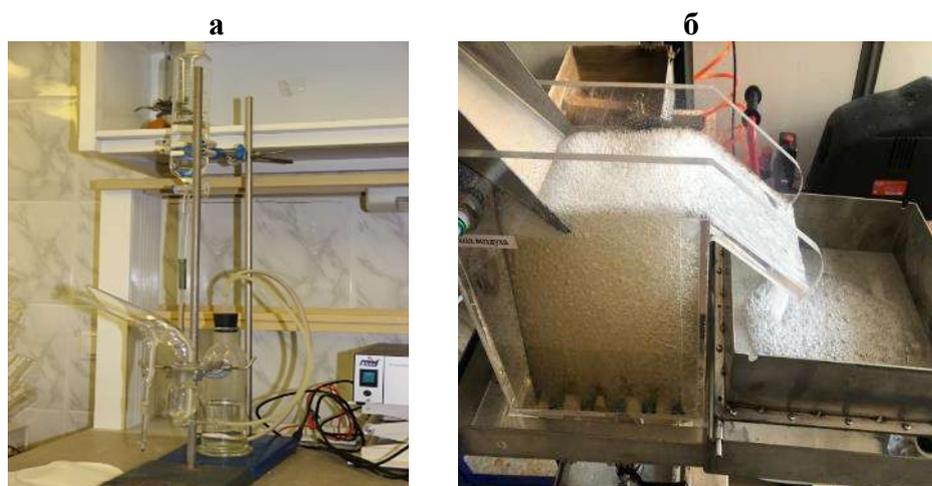


Рисунок 1 – Установки для исследования флотационных свойств реагентов, где, а – лабораторный беспенный сепаратор, б – опытный пенный сепаратор

Результатами флотационных лабораторных опытов на беспенном сепараторе был обоснован ряд реагентов, при использовании которых установлен наибольший выход алмазов (70-72 %) по сравнению с использованием сравнительного образца-мазута флотского Ф-5 (70,5 %).

Конечная цель флотационных опытов на пенном сепараторе заключалась в проверке собирательной способности по отношению к алмазам рекомендованных образцов реагентов-собирателей.

В качестве предметов исследований использованы безалмазная проба кимберлита крупностью $-2+0,5$ мм (рис. 2а) и алмазные кристаллы крупностью $-1,8+1,5$ мм исходного питания пенной сепарации (рис. 2б).

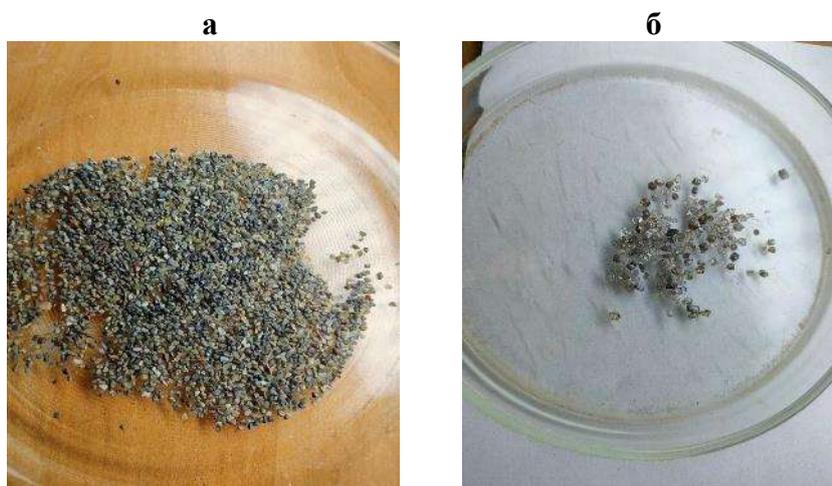


Рисунок 2 – Кимберлитовый материал (а) и алмазные кристаллы (б) использованные в экспериментах

Результатами первой серии экспериментов стендовых испытаний установлено, что среднее (базовое) извлечение алмазов с использованием мазута флотского Ф-5 составило 87,5 %. Максимально приближенные к базовым средним значениям извлечения алмазов с использованием опытных промышленно выпускаемых реагентов установлены у следующих образцов:

1. Вакуумный газойль (ВГ) Бологоенфтепродукт (извлечение 92,5 %).
2. Топливо печное темное Бологоенфтепродукт (извлечение 87,5 %).
3. Топливо судовое ДМА Бологоенфтепродукт (извлечение 92,5 %).

Результаты второй серии стендовых испытаний пенной сепарации с использованием компаундов – модифицированных реагентов собирателей на основе мазута флотского и добавок ДФ приведены в табл. 3.

На основании анализа вышеприведенных результатов опытной пенной сепарации с использованием разработанных реагентов собирателей, альтернативных мазуту флотскому Ф5, к последующим испытаниям в про-

мышленной схеме пенной сепарации алмазосодержащего материала на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» в первую очередь рекомендуются следующие образцы:

1. Опытные промышленно выпускаемые реагенты:
 - топливо судовое ДМА Бологоенфтепродукт
 - вакуумный газойль (ВГ) Бологоенфтепродукт;
2. Модифицированные реагенты на основе мазута флотского Ф-5 и дизельной фракции:
 - Ф-5 10% (разбавление мазута 10% ДФ);
 - Ф-5 14% (разбавление мазута 14% ДФ).

Таблица 3 – Показатели опытной пенной сепарации с использованием реагентов-компаундов на основе мазута Ф-5 и дизельной фракции

№ оп.	Описание образца реагента	Извлечение алмазов, %
4	Ф-5 исх. Из него получены разбавлением продукты № 5, 6, 7	79,4
5	Ф-5 10 % (разбавление 10 %. ДФ)	81,7
6	Ф-5 14 % (разбавление 14 %. ДФ)	83,9
7	Ф-5 18 % (разбавление 18 %. ДФ)	80,0

Список литературы

1. Отчет независимых экспертов о запасах и ресурсах месторождений алмазов группы компаний «АЛРОСА». Майкон Интернэшнл Ко Лимитед. – 2016. – 439 с.
2. ГОСТ 10585-2013 Межгосударственный стандарт топливо нефтяное. Мазут. Технические условия.
3. 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.

УДК 622.7

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОВТОРНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ОСНОВНОГО ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Масанов А. Ю.¹, Двойченкова Г. П.², Стегницкий Ю. Б.³, Тимофеев А. С.²

¹Центр инноваций и технологий АК «Алроса» (ПАО), г. Москва, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

³АК «Алроса» (ПАО), Мирный

Отвальные хвосты обогатительных фабрик, перерабатывающих алмазосодержащее сырье, состоят из водной суспензии тонкоизмельченного безалмазного кимберлитового материала. Действующие в настоящее время

технологии переработки кимберлитовых руд не позволяют полностью извлекать алмазные кристаллы крупностью (-2+0,5) мм, которые накапливаются в отвальных хвостах обогащения, что обуславливает возможность определения их зернистых фракций в качестве техногенных алмазосодержащих месторождений, требующих экспериментальной оценки целесообразности вовлечения его в повторную переработку.

Высокое содержание ассоциаций измененных минералов кимберлита, тонкодисперсных фракций и тонкослоистых силикатов, характерных для кимберлитовых руд месторождений Западной Якутии, обуславливает возможное изменение природных свойств поверхности алмазных кристаллов и предполагает образование устойчивых суспензии в объеме хвостохранилища [1-3].

С учетом вышеизложенного основная задача проводимых исследований заключалась в определении качественных и количественных характеристик состава отвальных хвостов алмазоизвлекающих фабрик, решение которой необходимо для оценки возможности их вовлечения в повторную переработку.

В проведенных исследованиях изучены тяжелые и легкие фракции с различной глубиной отвальных хвостов алмазоизвлекающих фабрик.

Экспериментальные исследования выполнены в лабораториях ИПКОН РАН и НИГП АК «АЛРОСА».

На рис. 1 представлены усредненные результаты изучения гранулометрического состава проб хвостовых отложений.



Рисунок 1 – Среднее содержание гранулометрических классов крупности в пробе отвальных хвостов обогащения алмазосодержащего материала

Характер приведенных диаграмм иллюстрирует преимущественное содержание материала мелких классов крупности, которые достаточно равномерно распределены по объему пробы и содержат до 50 % тонкодисперсных фракций, крупностью -0,05 мм.

Изученные пробы отвальных хвостов определены в среднем как кальцит-доломитовые с повышенным содержанием кварца в присутствии полевых шпатов. В качестве основных минералов на глубине ниже 2 м диагностированы смектиты и хлориты; на глубине ниже 4 м сосредоточены флогопит и серпентин при среднем содержании: флогопита и серпентина около 10 %, а смектитов и хлоритов около 8-12 %.

На дифрактограммах рис. 2 и 3 приведены результаты рентгенографического анализа глинистой фракции материала исследуемой пробы крупностью $-0,05$ мм.

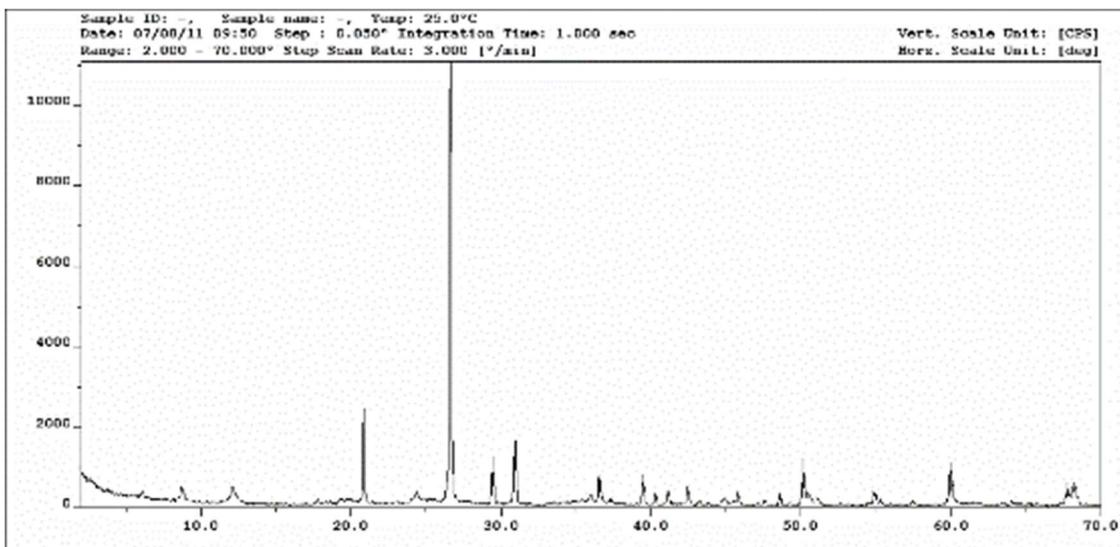


Рисунок 2 – Дифрактограмма образцов исследуемой пробы отвальных хвостов фракции $(-0,05+0,01)$ мм

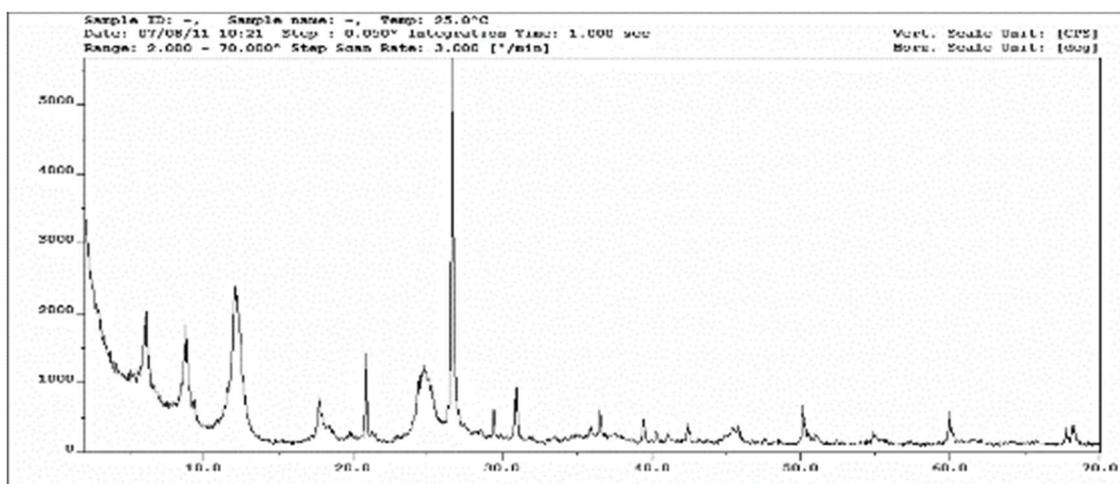


Рисунок 3 – Дифрактограмма образцов исследуемой пробы отвальных хвостов фракции $(-0,01+0,001)$ мм

На дифрактограммах отчетливо видны пиковые скачки, по характеру которых диагностированы: хлорит, смектиты и смешанослойные образования, а также слюды и гидрослюды в присутствии тонкодисперсных кварца и талька.

Результатами дополнительного термографического анализа, выполненного для рентген аморфных фаз менее 0,001 мм установлено: при 674 °С четко определен серпентин, а при 808 °С – карбонаты.

Таким образом, результатами выполненного комплекса экспериментальных исследований в пробах отвальных хвостов обогащения алмазосодержащего сырья диагностированы основные слагающие их минералы, а также установлена равномерность их распределения по гранулометрическим классам крупности.

Минералогическим анализом проб исследуемых отвальных хвостов установлено, что в них по сравнению со средним составом исходного алмазосодержащего сырья, содержится повышенное содержание кальцит – доломитовых образований, содержащих более 50 % серпентин-карбонатных глинистых фракций.

Распределение диагностированных минералов по их плотности и глубине залегания в отвальных хвостах является определяющим для их оценки в качестве техногенных месторождений, так как алмазы сконцентрированы в тяжелой фракции кимберлитового материала, выделенной при плотности его разделении 2,8 г/см³.

Средние данные анализа распределения тяжелой фракции в объеме залегания отвальных хвостов показал, что в классе (-2+0,5) мм, начиная от прослойки глинистого алеврита (глубина 0,5 м) постепенно с глубиной увеличивается. Характер приведенных на рис. 4 кривых показывает на достаточно равномерное распределение тяжелой фракции по глубине залегания хвостов. При этом с увеличением глубины происходит постепенное увеличение содержания тяжелой фракции, достигая максимальных значений в интервале глубин 6-8 м.

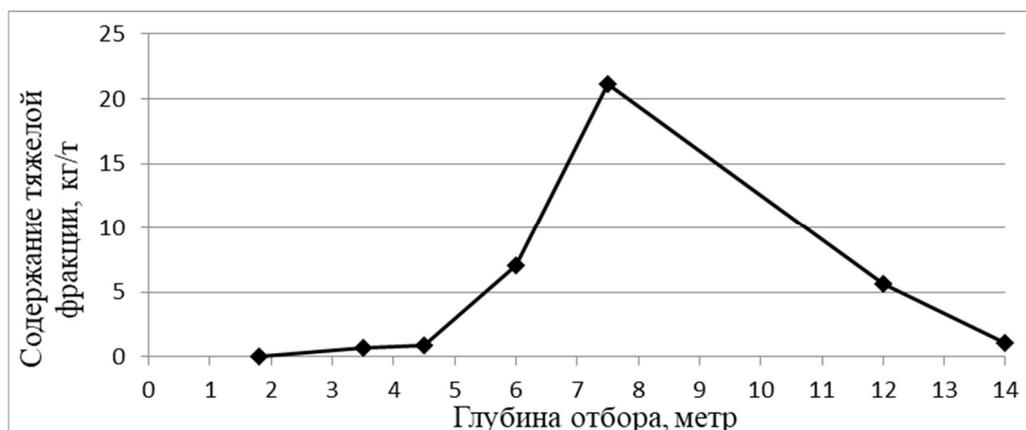


Рисунок 4 – Среднее распределение тяжелой фракции минералов по глубине залегания проб отвальных хвостов

Результатами выполненных исследований проб отвальных хвостов проб обогащения алмазосодержащего сырья диагностирован их основной минеральный состав и установлены закономерности распределения минералов по гранулометрическим классам и глубине залегания. Установлены факторы, на основании которых возможно оценить отвальные хвосты алмазоизвлекающих обогатительных фабрик как техногенные месторождения:

- схожесть закономерностей распределения минералов в пробах отвальных хвостов и исходном рудном сырье;

- равномерное распределение гранулометрических классов крупности по глубине и в объеме проб отвальных хвостов;

- достаточно высокое содержание тяжелой минеральной фракции в равномерно залегающих слоях отвальных хвостов, что обуславливает аналогичное распределение кристаллов алмазов, идентичное распределению тяжелых минеральных фракций.

На основании полученных данных отвальные хвосты алмазоизвлекающих фабрик рекомендуются в качестве техногенных алмазосодержащих образований для повторной переработки.

Список литературы

1. Чантурия В. А., Двойченкова Г. П., Чантурия Е. Л., Тимофеев А. С. Интенсификация процессов сепарации труднообогатимого алмазосодержащего сырья коренных, россыпных и техногенных месторождений // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2022. № 5. – С.95-108

2. Чантурия В. А., Трофимова Э. А., Богачев В. И., Двойченкова Г. П. Минеральные и органические образования на природных алмазах, условия формирования, методы их удаления // Горный журнал, – 2010, № 7. – С.68-72.

3. Двойченкова Г. П., Коваленко Е. Г., Тимофеев А. С., Подкаменный Ю. А. Повышение эффективности пенной сепарации алмазосодержащего материала за счет комбинированной очистки поверхности алмазов от шламовых гидрофилизирующих покрытий // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2022. № 10. – С. 20-38.

МОДИФИЦИРОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ПЛАЗМЕ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ ИМПУЛЬСНО-ПЕРИОДИЧЕСКИХ РАЗРЯДОВ АТМОСФЕРНОГО ДАВЛЕНИЯ*

Бунин И. Ж., Рязанцева М. В., Хабарова И. А.
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

**Работа выполнена в рамках ФНИ по теме FMMS-2021-0002.*

В [1-3] рассмотрены механизмы разупрочнения минеральных сростков при воздействии мощных наносекундных импульсов высокого напряжения [1, 4]. Электрические разряды, происходящие в межэлектродном промежутке генератора импульсов и развивающиеся межчастичные микроискровые разряды, играют важную роль в процессе обработки электроразрядной низкотемпературной плазмой проб измельченных минералов (сульфидов, оксидов, силикатов; крупность частиц от ~50 мкм до 1–2 мм) и вкрапленных руд черных, цветных и благородных металлов. В докладе рассмотрена модель процесса электрических разрядов в ячейке разряда и между частицами полупроводниковых рудных минералов при воздействии наносекундных импульсов высокого напряжения ($E_0 \cong 10^7$ В/м); причем в процессе электромагнитной импульсной обработки проб хотя бы один из электродов системы изолирован от слоя минеральных частиц тонким диэлектрическим барьером, и пробой этого изолирующего слоя невозможен.

В случае если длительность фронта импульса напряжения t_f больше времени релаксации носителей заряда в полупроводнике τ_p ($\tau_p = \varepsilon\varepsilon_0 / \sigma$, где σ – электропроводность), поле с заметной напряженностью в полупроводниковых частицах существует только на фронте импульса. При линейном фронте импульса высокого напряжения $E(t) = E_0 t / t_f$ это поле равно $E_{осм} = E_0 \tau_p / t_f \ll E_0$, и электрическое поле в основном концентрируется на промежутках между частицами, а также на диэлектрическом барьере. После того как произойдут разряды между частицами, поле сконцентрировано на изолирующем слое. В условиях отсутствия сквозного тока через электроды существенное влияние оказывает («работает») только фронт импульса, обеспечивающий создание поляризационных зарядов и протекание переходных токов. Если же возможен сквозной разряд, например, в случае малого воздушного промежутка между электродом и слоем измельченного материала, то распределение поля определяется как переносом заряда в слое частиц, так и падением напряжения в канале пробоя изолирующего слоя.

Пусть на плотный слой частиц минерала-полупроводника действует

импульсное электрическое поле с временем нарастания $t_f \sim 1-5$ нс, длительностью $10-50$ нс и полем в импульсе $E_0 = U_0/L \sim 10^7$ В/м (U_0 – амплитуда импульса напряжения, L – расстояние между электродами). Вследствие конечной проводимости частиц заряд в них переносится к поверхности, ослабляя поле внутри частиц и усиливая его на границах. После достижения достаточной напряженности электрического поля, с тока автоэлектронной эмиссии (АЭ) начинается разряд между частицами.

Баланс заряда на поверхности i -й частицы в линейной цепочке частиц, расположенных между электродами, определяется следующими уравнениями:

$$\frac{\partial}{\partial t} Q_s^{(i)}(t) = j_s^{(i)} - j_a^{(i)} \frac{S_a}{S_0}, \quad \frac{\partial}{\partial t} Q_a^{(i)}(t) = j_a^{(i)} \frac{S_a}{S_0}, \quad (1)$$

$$\varepsilon \varepsilon_0 E_s^{(i)} = \varepsilon_0 E_a^{(i)} - Q_s^{(i)}, \quad \varepsilon_0 E_a^{(i+1)} = \varepsilon \varepsilon_0 E_s^{(i)} - Q_a^{(i+1)}. \quad (2)$$

Здесь $Q_s(t)$ – заряд на единицу площади частицы,

$Q_a(t)$ – заряд на единицу площади частицы, который переносится к поверхности соседней частицы,

j_s, j_a – плотность тока внутри частицы и между частицами соответственно,

S_s, S_a – поперечное сечение частицы и площадь области, в которой генерируется ток АЭ,

E_s, E_a – напряженность поля внутри частицы и в промежутке между частицами.

Ток внутри частицы есть ток проводимости $j_s = E_s \sigma$, а между частицами – эмиссионный ток или ток разряда. Граничные условия (2) задаются плотностью поверхностного заряда на электродах $Q_s(t)$, источником которого является накопительная емкость генератора высоковольтных импульсов.

Обычно между соседними частицами в слое обрабатываемого материала существует точечный «неплотный» контакт так, что частицы минерала-полупроводника разделены тонким диэлектрическим (слабопроводящим) слоем окисленных соединений на поверхности минерала или очень коротким (< 1 мкм) воздушным промежутком. Для выхода электрона с поверхности частицы в области межчастичного контакта существует энергетический барьер типа полупроводник-вакуум или полупроводник-диэлектрик-вакуум. Разрядный ток между частицами вначале возникает как ток АЭ электронов с поверхности частицы. В коротких (микронных) промежутках, меньших длины свободного пробега электрона, даже в плотном окружающем газе электронная эмиссия с катода играет определяющую роль в развитии разряда (пробоя промежутка) [5].

Увеличение эмиссионного тока возможно в следующих двух процессах. В первом случае электроны АЭ с отрицательно заряженной поверхности (катода) могут, достигая соседней частицы (анода), выбивать ионы, которые в свою очередь, достигая катода, выбивают вторичные электроны. Однако электрон-ионная эмиссия на аноде, так же, как и вторичная ион-электронная эмиссия на катоде эффективна при энергии бомбардирующих частиц порядка и более 1 кэВ. В вакуумных разрядных промежутках условия для ускорения электронов и ионов легко реализуются [6]. В условиях, когда приложенное напряжение распределяется между многими промежутками, падение напряжения в зазоре, даже при высокой напряженности поля, может быть сравнительно небольшим, в сотни или десятки вольт. Поэтому роль ионного тока на катод, возможно, сводится к дополнительному нагреву катода.

Другой процесс заключается в нагреве катода (микровыступа на поверхности частицы, наиболее близко примыкающего к соседней частице) в области эмиссии током АЭ и переходе в термоавто- или взрывную эмиссию. Плотность тока АЭ сильно зависит от напряженности электрического поля. При уменьшении поля на ~30 % существенного нагрева микровыступа не происходит, а увеличение поля на 15 % приводит к нагреву до температуры более чем 10^4 К, т.е. к взрыву эмиттера уже через 2–3 нс. Поля с напряженностью 10^9 В/м и более вполне достижимы на границах между частицами сульфидов, поэтому механизм взрывоэмиссионного (возможно, эктонного [6, 7]) разряда между частицами представляется вполне реалистичным.

В сквозных разрядах в плотном слое частиц минералов-полупроводников, расположенном между электродами источника импульсного высоковольтного напряжения, происходит концентрация энергии в малых областях контакта между частицами. Это сопровождается сильным локальным нагревом, плавлением и испарением вещества в области контакта, изменением химического и фазового состава поверхности сульфидов [8]. Возникающие в этом процессе термомеханические напряжения локализованы и невелики (~10–30 МПа [3]) по сравнению с теоретической прочностью вещества. Однако при многократном воздействии они достаточны для возникновения и развития микротрещин по границам компонентов минерального комплекса. Кроме этого, сквозные разряды обеспечивают поддержание больших значений напряженности электрического поля и плотности тока внутри самих частиц не только на фронте импульса, но в течение всего импульса напряжения. Пространственная неоднородность тока вблизи контактов с соседними частицами и неоднородности структуры внутри частиц увеличивают вероятность развития электротепловой неустойчивости, контракции тока и электрических пробоев внутри частиц с выходом на поверхность в области контактов.

Диэлектрические барьерные разряды (ДБР) идеально подходят для ге-

нерации неравновесной низкотемпературной плазмы (диффузного наносекундного разряда) в больших объемах при атмосферном давлении. Под ДБР в настоящее время понимают разряд, возникающий в газе под действием приложенного к электродам переменного (импульсного) напряжения в диапазоне кВ и на частотах в кГц [9], при этом хотя бы один из электродов должен быть покрыт диэлектриком (слоем кварцевого стекла, оксида алюминия). Плазма барьерного разряда применяется для генерации озона, модификации поверхности материалов, а также используется в атмосферных плазменных технологиях активного управления течениями газа (ЭДГ-поток), в биомедицине, пищевой и текстильной промышленности, сельском хозяйстве и других областях.

В [10, 11] представлены результаты экспериментальных исследований по повышению селективности разделения арсенопирита и пирита за счет применения в качестве подготовительной операции к процессу флотации сульфидов воздействия низкотемпературной плазмы (НТП) диэлектрического барьерного разряда (ДБР) в воздухе при стандартных условиях. Изучено влияние НТП – ДБР на морфологию (РЭМ), структурно-чувствительные свойства поверхности и электродный потенциал пирротина [12]. Периодический барьерный разряд в пределах межэлектродного промежутка плоской геометрии и длиной 5 мм инициировали высоковольтными импульсами с фронтом ~ 300 нс, длительностью ~ 10 мкс, амплитудой напряжения $U_A \approx 20$ кВ; частота следования импульсов 16 кГц.

Методом адсорбции кислотно-основных индикаторов Гаммета установлено [11], что в результате плазменной обработки происходит усиление акцепторных и снижение электронодонорных свойств поверхности пирита, а также уменьшение акцепторной способности арсенопирита. Отмечен рост сорбционной способности пирита по отношению к электронодонорному бутеновому ксантогенату и, как следствие, повышение флотационной активности минерала. В случае арсенопирита наблюдалось снижение сорбционной и флотационной активности. Установлен рациональный режим предварительной кратковременной ($t_{обp} = 30-40$ °С) плазменной обработки сульфидов, при котором происходило существенное повышение эффективности разделения пирита и арсенопирита при мономинеральной флотации: прирост извлечения пирита составил 27 % при снижении выхода арсенопирита на 10-12%.

Сорбционные свойства минералов определяются энергетическим состоянием поверхности. В результате кратковременной ($t_{обp} = 10$ °С) обработки НТП – ДБР образцов пирротина происходило повышение (сдвиг) электродного потенциала минерала в области отрицательных значений ($E = -60$ мВ, в диапазоне рН 9,7- 12) [12], что предопределяет эффект снижения его сорбционной и флотационной активности.

Список литературы

1. Бунин И. Ж., Бунина Н. С., Вдовин В. А. и др. Экспериментальное исследование нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на упорное золотосодержащее сырье // Известия РАН. Серия физическая. – 2001. – Т. 65. – № 12. – С. 1788-1792.
2. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Ковалев А. Т. Механизмы дезинтеграции минеральных сред при воздействии мощных электромагнитных импульсов // Известия РАН. Серия физическая. – 2004. – Т. 68. – № 5. – С. 629-631.
3. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Ковалев А. Т. Селективная дезинтеграция тонковкрапленных минеральных комплексов при высокоимпульсном воздействии // Известия РАН. Серия физическая. – 2005. – Т. 69. – № 7. – С. 1058-1061.
4. Чантурия В. А., Гуляев Ю. В., Лунин В. Д., Бунин И. Ж., Черепенин В. А., Вдовин В. А., Корженевский А. В. Вскрытие упорных золотосодержащих руд при воздействии мощных электромагнитных импульсов // Доклады АН (Геохимия). – 1999. – Т. 366. – № 5. – С. 680-683.
5. Добрецов Л. Н., Гомоюнова М. В. Эмиссионная электроника. – М.: Наука, 1966. – 564 с.
6. Месяц Г. А., Королев Ю. Д. Физика импульсного пробоя газа. – М.: Наука, 1991. – 224 с.
7. Бугаев С. П., Литвинов Е. А., Месяц Г. А., Проскуровский Д.И. Взрывная эмиссия электронов // УФН. – 1975. – Т. 115. – № 1. – С. 101-120.
8. Иванова Т. А., Бунин И. Ж., Хабарова И. А. Об особенностях процесса окисления сульфидных минералов при воздействии наносекундных электромагнитных импульсов // Известия РАН. Серия физическая. – 2008. – Т. 72. – № 10. – С. 1403-1406.
9. Автаева С.В. Барьерный разряд. Исследование и применение. – Бишкек: КРСУ, 2009. – 152 с.
10. Ran J, Li Y., Zong M., Xu H., et al. Flotation separation of pyrite from arsenopyrite by surface discharge plasma modification // Separation and Purification Technology. – 2023. – Vol. 314. – 123579.
11. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Рязанцева М.В. Влияние низкотемпературной плазмы диэлектрического барьерного разряда на физико-химические и технологические свойства природных сульфидов железа // ФТПРПИ. – 2023. – № 4. – С. 110-117.
12. Бунин И. Ж., Хабарова И. А. Исследование воздействия диэлектрического барьерного разряда на морфологию поверхности и физико-химические свойства пирротина и халькопирита // Поверхность. Рентгеновские, синхротронные и нейтронные исследования. – 2022. – № 5. – С. 103-107.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ СТЕСНЁННОСТИ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ РАЗЛИЧНОЙ ПЛОТНОСТИ НА КОЭФФИЦИЕНТЫ РАВНОПАДАЕМОСТИ

Хамидулин И. Х., Морозов Ю. П.

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

Движение частиц в гравитационных средах происходит под действием гравитационной силы и сил сопротивления среды [1, 2]. Для частицы шарообразной формы диаметром d гравитационная сила

$$G_0 = \frac{\pi}{6} d^3 (\rho - \Delta) g, \quad (1)$$

сила вязкостного сопротивления среды

$$P_\nu = 3\pi\mu\mathcal{G}d, \quad (2)$$

сила динамического сопротивления среды

$$P_\delta = \frac{\pi}{16} \mathcal{G}^2 d^2 \Delta, \quad (3)$$

где \mathcal{G} – скорость движения частицы, м/с;

g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/с²;

μ – динамический коэффициент вязкости, Н·с/м²;

ρ, Δ – соответственно, плотность частицы и среды, кг/м³.

При установившемся режиме движения, когда $\mathcal{G} = \mathcal{G}_0$:

$$P_\delta + P_\nu - G_0 = 0 \quad (4)$$

Или
$$\mathcal{G}_0^2 \frac{\pi}{16} d \Delta + \mathcal{G}_0 \cdot 3\pi\mu - \frac{\pi}{6} d^2 (\rho - \Delta) g = 0. \quad (5)$$

Решая полученное уравнение относительно \mathcal{G}_0 , получим

$$\mathcal{G}_0 = \frac{24}{d\Delta} \left(\sqrt{\mu^2 + \frac{d^3 \Delta (\rho - \Delta) g}{216}} - \mu \right). \quad (6)$$

Расчёты \mathcal{G}_0 шарообразных частиц по формуле (6) показали возможность определения конечных скоростей свободного движения в широком диапазоне крупности.

Для частиц произвольной формы, отличающейся от шарообразной, форма частиц по аналогии с [2] учитывается через удельную поверхность

S_0 . Но в отличие от [2] нами удельная поверхность определяется отношением площади поверхности частицы к ее объёму [3]:

$$S_0 = \frac{F_q}{V_q}. \quad (7)$$

Для шара удельная поверхность

$$S_0 = \frac{\pi d^2}{\frac{\pi d^3}{6}} = \frac{6}{d}, \quad (8)$$

откуда

$$d = \frac{6}{S_0} = \frac{6V_q}{F_q}. \quad (9)$$

Таким образом, для частиц произвольной формы эквивалентный диаметр, определенный по формуле 9, учитывает форму через ее удельную поверхность.

С учетом вышеизложенного выполнены расчёты \mathcal{G}_0 для частиц пластинчатой формы, характеристика и экспериментальные значения \mathcal{G}_0 которых приведены в [1]. Результаты расчётов приведены в табл. 1, из которой следует, что относительное отклонение расчётных значений \mathcal{G}_0 от экспериментальных составляет 2-5 %. Формула (6) позволяет рассчитывать конечные скорости свободного падения частиц произвольной формы в широком диапазоне крупности.

Таблица 1 – Результаты расчётов \mathcal{G}_0 пластинок самородного золота по формуле (6)

Характеристика золотин [1]				Расчётные величины			
Масса, мг	размеры, мм			экспериментальные значения \mathcal{G}_{01} , м/с	d по формуле (9), мм	\mathcal{G}_{02} по формуле (6), м/с	Относительное отклонение $\left(\frac{\mathcal{G}_{01} - \mathcal{G}_{02}}{\mathcal{G}_{01}} \right)$
	длина	ширина	высота				
0,36	0,90	0,60	0,12	0,113	0,27	0,113	0,02
2,10	2,10	1,08	0,18	0,165	0,43	0,1676	0,02
3,70	1,62	1,26	0,30	0,248	0,63	0,2533	0,02
7,53	2,16	1,38	0,30	0,340	0,66	0,3246	0,05
10,57	1,80	1,56	0,54	0,386	0,98	0,3684	0,05

Основной характеристикой возможностей гравитационного обогащения является коэффициент равнопадаемости e , который определяется отношением диаметра частиц легкого минерала d_1 к диаметру частиц тяжелого минерала d_2 , имеющих одинаковую конечную скорость падения \mathcal{G}_0 [4]:

$$e = \frac{d_1}{d_2}. \quad (10)$$

Выполнены расчёты коэффициентов равнопадаемости частиц галенита ($\rho_{Ga} = 7650 \text{ кг/м}^3$) и частиц золота ($\rho_{Au} = 17000 \text{ кг/м}^3$) по отношению к частицам кварца ($\rho_{SiO_2} = 2650 \text{ кг/м}^3$) в диапазоне крупности от 10,0 до 0,05 мм. Результаты расчётов приведены в табл. 2. Данные свидетельствуют, что при свободном падении значения коэффициентов равнопадаемости с уменьшением крупности частиц снижаются.

Таблица 2 – Результаты расчётов коэффициентов равнопадаемости e частиц галенита и золота по отношению к частицам кварца при свободном падении

Диаметр равнопадаемых частиц, мм			$g_0, \text{ м/с}$	Коэффициенты равнопадаемости	
кварца	галенита	золота		для галенита	для золота
10,00	2,61	1,12	0,664	3,83	8,93
5,00	1,35	0,61	0,467	3,70	8,20
1,00	0,35	0,20	0,188	2,86	5,00
0,50	0,21	0,13	0,109	2,38	3,85
0,10	0,05	0,03	0,009	2,00	3,33
0,05	0,025	0,016	0,002	2,00	3,13

При гравитационном разделении в среде присутствует большое количество движущихся частиц. Режим движения частицы, когда она находится во взаимодействии с другими движущимися частицами, получил название стеснённого движения частиц [4]. Стеснённость движения частицы отражается на величинах действующих на частицу сил. Архимедова сила G_A в стеснённых условиях:

$$G_A = V_{\text{ч}} \cdot \Delta_{\text{сп}} \cdot g, \quad (11)$$

где $V_{\text{ч}}$ – объём вытесненной среды, равный объёму частицы, м^3 ;

$\Delta_{\text{сп}}$ – плотность вытесненной частицей среды, кг/м^3 .

При равномерном распределении частиц по всему объёму пульпы

$$V_{\text{ч}} = V_{\text{ж}} + V_{\text{т}}, \quad (12)$$

$$G_A = (V_{\text{ж}} \cdot \Delta + V_{\text{т}} \cdot \rho) \cdot g \quad (13)$$

где $V_{\text{ж}}$ – объём вытесненной жидкой фазы, м^3 ;

$V_{\text{т}}$ – объём вытесненной твёрдой фазы, м^3 ;

ρ – плотность твёрдой фазы, кг/м^3 .

Тогда
$$V_{\text{ч}} \cdot \Delta_{\text{ст}} \cdot g = (V_{\text{ж}} \cdot \Delta + V_{\text{т}} \cdot \rho) \cdot g, \quad (14)$$

$$\Delta_{\text{ст}} = \theta \cdot \Delta + W \cdot \rho, \quad (15)$$

где θ – объёмная доля жидкой фазы;
 W – объёмная доля твёрдой фазы;
 ρ – плотность твёрдой фазы, кг/м³.

Гравитационная сила, действующая на частицу шарообразной формы, с учетом допущений

$$G_{0\text{ст}} = \frac{\pi}{6} d^3 (\rho - \Delta_{\text{ст}}) g. \quad (16)$$

Сила вязкостного сопротивления P_v при совместном движении частиц в среде определяется динамическим коэффициентом вязкости стеснённой среды:

$$P_v = 3\pi \cdot \mu_{\text{ст}} \cdot \vartheta \cdot d, \quad (17)$$

где $\mu_{\text{ст}}$ – динамический коэффициент вязкости стеснённой среды, Н·с/м².

На вязкость среды в стеснённых условиях существенное влияние оказывают содержание в среде твёрдой фазы и ее гранулометрическая характеристика. Так в [5] приведены данные о влиянии на вязкость содержания взвешенных частиц в технологической воде. Показано, что при увеличении содержания твёрдого до 30 % вязкость пульпы по сравнению с вязкостью чистой воды увеличивается в 1,5 раза.

Подробно это влияние исследовано применительно к суспензиям в тяжелосреднем обогащении. В частности, показано, что вязкость суспензии не зависит от природы утяжелителя и его плотности, но существенно зависит от крупности утяжелителя. С увеличением объёмной концентрации утяжелителя вязкость суспензии возрастает монотонно до перехода бесструктурной суспензии в структурированную, в которой вязкость резко возрастает. Так, вязкость суспензий, приготовленных из утяжелителей крупностью 0,043–0,074 мм, резко возрастает при объёмной концентрации утяжелителя более 30 %, а для суспензий, приготовленных из сравнительно грубозернистого утяжелителя (класс крупности –0,147+0 мм), резкое возрастание вязкости проявляется при объёмной концентрации утяжелителя равной 40 % [4].

Влияние объёмной концентрации твёрдой фазы на вязкость суспензии достаточно точно определяется по эмпирической формуле Ванда [4]:

$$\mu_{\text{ст}} = \mu_0 (1 + 2,5 \cdot W + 7,349 \cdot W^2 + 16,2 \cdot W^3), \quad (18)$$

где W – объёмная концентрация твёрдого в пульпе.

Формула Ванда справедлива для тяжелосредних суспензий при W до 0,5.

Сила динамического сопротивления среды в стеснённых условиях $P_{дст}$ для частицы шарообразной формы в соответствии с формулой 3:

$$P_{дст} = \frac{\pi}{16} g_{ст}^2 d^2 \Delta_{ст}, \quad (19)$$

где $g_{ст}$ – скорость движения частицы в стеснённых условиях, м/с.

По аналогии со свободным движением частиц в среде скорость стеснённого движения частиц $g_{ст}$ определится следующим образом:

$$g_{ст} = \frac{24}{d \cdot \Delta_{ст}} \left(\sqrt{\mu_{ст}^2 + \frac{d^3 \Delta_{ст} (\rho - \Delta_{ст}) g}{216}} - \mu_{ст} \right), \quad (20)$$

С использованием уравнения (20) исследованы конечные скорости стеснённого движения частиц кварца ($\rho = 2650 \text{ кг/м}^3$), галенита ($\rho = 7650 \text{ кг/м}^3$) и золота ($\rho = 17000 \text{ кг/м}^3$) в широком диапазоне условий стеснённости. Условия стеснённости заданы значениями плотности твердой фазы ρ_T и массовой доли твердой фазы пульпы β_T .

Результаты расчёта конечных скоростей стеснённого движения частиц кварца, галенита и золота приведены в табл. 3, 4, 5.

Таблица 3 – Результаты расчёта конечных скоростей стеснённого движения частиц кварца диаметром d для различных условий стеснённости

Условия стеснённости			Конечная скорость движения, м/с		
$\rho_T, \text{ кг/м}^3$	β_T	W	$d = 2,0 \text{ мм}$	$d = 0,5 \text{ мм}$	$d = 0,1 \text{ мм}$
1000	0	0	0,2821	0,1066	0,0058
3000	0,1	0,036	0,2654	0,0895	0,0058
3000	0,3	0,125	0,2363	0,0747	0,0044
3000	0,6	0,333	0,1716	0,0391	0,0020
3000	0,9	0,750	0,0544	0,0082	0,0004
6000	0,1	0,018	0,2666	0,0907	0,0061
6000	0,3	0,067	0,2397	0,0800	0,0052
6000	0,6	0,200	0,1763	0,0516	0,0032
6000	0,9	0,600	0,0120	0,0064	0,0006
10000	0,1	0,011	0,2675	0,0911	0,0062
10000	0,3	0,041	0,2418	0,0817	0,0058
10000	0,6	0,130	0,1788	0,0565	0,0040
10000	0,9	0,474	≤ 0	0,0008	0,0008
15000	0,1	0,007	0,2676	0,09148	0,0063
15000	0,3	0,028	0,2422	0,08299	0,0058
15000	0,6	0,091	0,1778	0,0598	0,0046
15000	0,9	0,375	≤ 0	≤ 0	0,0012

Таблица 4 – Результаты расчёта конечных скоростей стеснённого движения частиц галенита диаметром d для различных условий стеснённости

Условия стеснённости			Конечная скорость движения, м/с		
ρ_T , кг/м ³	β_T	W	$d = 2,0$ мм	$d = 0,5$ мм	$d = 0,1$ мм
1000	0	0	0,5780	0,2508	0,0339
3000	0,1	0,036	0,5530	0,2259	0,0231
3000	0,3	0,125	0,5071	0,1998	0,0178
3000	0,6	0,333	0,4007	0,1317	0,0081
3000	0,9	0,750	0,2640	0,0390	0,0019
6000	0,1	0,018	0,5516	0,2285	0,0241
6000	0,3	0,067	0,5015	0,2099	0,0208
6000	0,6	0,200	0,4015	0,1622	0,0128
6000	0,9	0,600	0,2248	0,0530	0,0264
10000	0,1	0,011	0,5532	0,2294	0,0244
10000	0,3	0,041	0,5055	0,2134	0,0223
10000	0,6	0,130	0,4048	0,1732	0,0164
10000	0,9	0,474	0,2097	0,0664	0,0039
15000	0,1	0,007	0,5548	0,2300	0,0246
15000	0,3	0,028	0,5093	0,2154	0,0231
15000	0,6	0,091	0,4108	0,1787	0,0189
15000	0,9	0,375	0,2007	0,0963	0,0055

Таблица 5 – Результаты расчёта конечных скоростей стеснённого движения частиц золота диаметром d для различных условий стеснённости

Условия стеснённости			Конечная скорость движения, м/с		
ρ_T , кг/м ³	β_T	W	$d = 2,0$ мм	$d = 0,5$ мм	$d = 0,1$ мм
1000	0	0	0,9030	0,4120	0,0753
3000	0,1	0,036	0,8678	0,3803	0,0532
3000	0,3	0,125	0,8006	0,3419	0,0410
3000	0,6	0,333	0,6755	0,2487	0,0189
3000	0,9	0,750	0,4802	0,0944	0,0044
6000	0,1	0,018	0,8636	0,3828	0,0553
6000	0,3	0,067	0,7858	0,3518	0,0485
6000	0,6	0,200	0,6389	0,2806	0,0310
6000	0,9	0,600	0,4081	0,1222	0,0068
10000	0,1	0,011	0,8637	0,3845	0,0562
10000	0,3	0,041	0,7844	0,3572	0,0518
10000	0,6	0,130	0,6289	0,2944	0,0390
10000	0,9	0,474	0,3706	0,1456	0,0102
15000	0,1	0,007	0,8651	0,3856	0,0567
15000	0,3	0,028	0,7878	0,3606	0,0535
15000	0,6	0,091	0,6207	0,3020	0,0440
15000	0,9	0,375	0,3528	0,1609	0,0144

В табл. 6 приведены результаты расчётов коэффициентов равнопадаемости в стеснённых условиях для частиц галенита и золота по отношению к частицам кварца.

Таблица 6 – Результаты расчётов коэффициентов равнопадаемости в стеснённых условиях для частиц галенита и золота по отношению к частицам кварца диаметром 2 мм

Условия стеснённости			Коэффициенты равнопадаемости	
ρ_T , кг/м ³	β_T	W	для галенита	для золота
1000	0	0	3,28	6,25
3000	0,1	0,036	3,28	6,25
3000	0,3	0,125	3,28	6,06
3000	0,6	0,333	3,17	5,56
3000	0,9	0,750	3,08	5,40
6000	0,1	0,018	3,28	6,25
6000	0,3	0,067	3,39	6,45
6000	0,6	0,200	3,64	6,67
6000	0,9	0,600	8,89	15,40
6000	0,905	0,614	13,30	22,15
10000	0,1	0,011	3,28	6,35
10000	0,6	0,130	3,85	7,40
10000	0,8	0,285	5,13	9,09
10000	0,86	0,381	9,75	16,40
15000	0,1	0,007	3,31	6,35
15000	0,6	0,091	4,08	7,70
15000	0,8	0,211	6,25	11,11
15000	0,84	0,259	12,90	21,5

Расчёты показали, что увеличение стеснённости движения частиц приводит к значительному повышению коэффициентов равнопадаемости частиц различной плотности.

Список литературы

1. Фоменко Т. Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых // Учебное пособие для вузов. – М.: Недра. – 1966. – 332 с.
2. Меринов Н. Ф. Теория падения минеральных частиц в средах разделения и методы расчета // Учеб. пособие. – Екатеринбург: Изд-во Уральской государственной горно-геологической академии. – 1994. – 68 с.
3. Морозов Ю. П. Теоретические основы совершенствования гравитационных методов обогащения руд благородных металлов // Проблемы разведки, добычи и обогащения руд благородных металлов и техногенного сырья: Труды международной научно-техн. конф. – Екатеринбург: изд. УГГГА. – 2000. – С. 3-20.
4. Шохин В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения // Учеб. для ВУЗов. – 2-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра. – 1993. – 350 с.
5. Мязин В. П. Повышение эффективности переработки глинистых золотосодержащих песков // Учеб. пособие. – Чита: изд. ЧитПИ. – 1995. – 108 с.

ИСПЫТАНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ КОНЦЕНТРАТОРОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД САРЫЛАХСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Нургалеев В. А.¹, Подкаменный Ю. А.²

¹Сарылахская обогатительная фабрика, Республика Саха (Якутия)

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. акад. Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Анализ процесса гравитационного обогащения золото-сурьмяных руд показывают, что существенные потери золота связаны с переизмельченными золотин и нераскрытого тонковкрапленного золота связанного с кварцем. Свободное золото мелких фракций, не извлеченное в гравитационные концентраты, циркулирует по схеме обогащения. Накопление мелкого циркулирующего золота в технологической схеме гравитационного обогащения фабрики приводит к переизмельчению золота в процессе измельчения [1].

Для предотвращения потерь золота за счет возврата промпродукта в схему измельчения рекомендовано применять центробежные сепараторы [2]. Основной принцип работы всех концентраторов – это вращающаяся чаша, создающая высокие значения центробежного поля, однако, каждая модель отличается по способу сбора и выпуска концентрата. Благодаря высоким значениям центробежного поля, генерируемого в чаше, частицы разделяются по разности плотности более точно и тонко, чем в аппаратах с меньшими значениями силы G [3].

В промышленности наиболее часто используются концентраторы Falcon SB (периодическая разгрузка концентрата) и Falcon C (непрерывная разгрузка концентрата). Каждый из этих двух типов концентраторов применяется в своем отдельном случае:

Центробежные концентраторы Falcon от Sepro Mineral Systems представлены тремя моделями: Falcon SB; Falcon C и Falcon UF. У каждой модели свое собственное назначение в зависимости от материала и места установки в циклах обогащения.

Концентратор FALCON SB предназначен для извлечения благородных металлов, находящихся в свободной металлической форме и его основное применение рекомендовано в тех случаях, когда требуется очень высокая степень концентрации ценного компонента и очень маленький выход концентрата, как правило $\ll 0,1$ %.

Концентратор FALCON C предназначен для извлечения благородных металлов, находящихся в сростках с тяжелыми минералами и его основное применение рекомендовано в тех случаях, когда выход концентрата составляет более 10 %.

Центробежные концентраторы iCON – это семейство обогатительного

оборудования, специально спроектированного для обогащения золота малой крупности. В основе принципа работы концентраторов iCON лежит классификация и использование повышенной центробежной силы для извлечения наибольшего количества золота, платины и других тяжелых минералов.

Установка IGR-100 является автономной модульной системой извлечения золота, платины и т.д. [4] В ее работе используется принцип классификации и гравитационного обогащения для извлечения, как тонкого золота, так и крупных самородков, реализуемый на сепараторе iCON i150 (рис. 1).

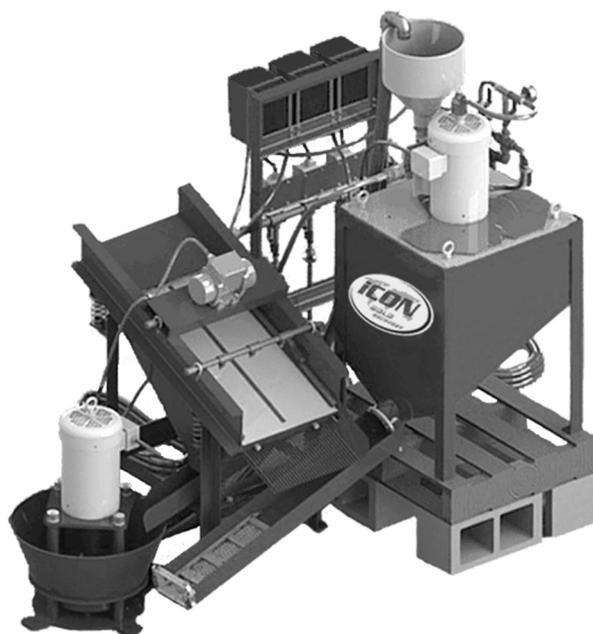


Рисунок 1 – Установка IGR-100 с концентратором iCON i150

Для оценки перспективности данной технологии были проведены испытания по обогатимости продуктов схемы обогащения золото-сурьмяных руд Сарылахской ОФ. За период проведения лабораторных испытаний на текущих хвостах контрольной флотации было получено три пробы (объединенные по режимам концентраты Falcon). По полученным данным можно сделать вывод, что гравитационное обогащение хвостов контрольной флотации принципиально может снизить потери золота с текущими хвостами более чем на 2 % и добиться содержания золота в полученном гравитационном концентрате на уровне 40 г/т. Результаты испытаний показали следующее.

Применение центробежного концентратора Falcon SB на хвостах флотации (отвальные хвосты) позволяет получать гравитационные концентраты с содержанием золота 130 г/т и снизить потери золота с хвостами примерно на 0,61 %, что в годовом выражении составляет около 3,75 кг. Данный концентрат можно реализовывать как золотосодержащий продукт.

Применение центробежного концентратора Falcon C на хвостах флотации (отвальные хвосты) позволяет снизить потери золота на 3,04 %. При этом получается бедный гравитационный концентрат с содержанием золота 3-4 г/т, который требует доводки на столе или гравитационном концентраторе Falcon SB.

Перспективным вариантом является одновременное внедрение концентраторов Falcon C (на хвостах флотации) и Falcon SB (на хвостах гравитации – питании флотации). При этом концентрат Falcon C направляют в питание гравитационного концентратора Falcon SB, тем самым снижая содержание золота в хвостах. При использовании такой схемы дополнительно повышается извлечение золота в гравитационный концентрат центробежного концентратора Falcon SB, а также обеспечивается возврат сульфидов и антимонидов в цикл флотации.

Применение центробежного концентратора Falcon SB на питании цикла флотации (текущие хвосты действующего гравитационного цикла) позволяет получать гравитационный концентрат с содержанием золота более 1200 г/т и позволяет снизить содержание золота в хвостах фабрики. Общий прирост извлекаемого в товарную продукцию металла составит 27,4 кг в годовом выражении. При этом ожидаемое содержание золота во флотационном концентрате будет выше 24 г/т.

Для проведения испытаний по гравитационному обогащению текущих хвостов контрольной флотации Сарылахской обогатительной фабрики на производственную площадку был доставлен лабораторный центробежный концентрат с ручной периодической разгрузкой концентрата Falcon L40. Во время проведения лабораторных испытаний выполнялся отбор исходного питания с целью определения плотности пульпы и производительности по исходному питанию концентратора, а также отбор концентратов центробежного концентратора для передачи в пробирно-аналитическую лабораторию с целью определения содержания ценных компонентов.

Для проведения испытаний по гравитационному обогащению технологических продуктов Сарылахской обогатительной фабрики установка IGR-100 была установлена на площадке над хвостовым зумпфом контрольной флотации. Серия опытов показала возможность достижения среднего операционного извлечения 20,2 % золота при операционном выходе 8,57 %. Испытания по гравитационному обогащению лежалых хвостов Сарылахской обогатительной фабрики на центробежном концентраторе с периодической разгрузкой iCON i150 в составе модульной установки iCON IGR-100, показали следующие результаты: При среднем содержании в исходных песках (лежалых хвостах) 2,07 г/т золота и операционном выходе 0,2 % удалось получить гравитационный концентрат с содержанием золота в нем 48,1 г/т, при операционном извлечении 4,65 %.

Рекомендованная по результатам испытаний технологическая схема и решения предусматривает:

- установку двух центробежных концентраторов с периодической разгрузкой концентрата iCON i350 на текущих хвостах действующего гравитационного обогащения;
- установку центробежного концентратора с непрерывной разгрузкой концентрата Falcon C на текущих хвостах контрольной флотации;
- возврат концентрата центробежного концентратора с непрерывной разгрузкой Falcon C в питание центробежного концентратора iCON.

Размещение центробежных концентраторов, согласно выбранной схеме, позволит возвращать в схему обогащения 6,6 % материала с качественными показателями сравнимыми с показателями гравитационного обогащения и позволит повысить извлечение золота в товарную продукцию на 5,21 %.

Список литературы

1. Саломатова С. И., Матвеев А. И. Результаты технологических исследований золото-сурьмяной руды месторождения «Сентачан» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2009. – S15. – С. 84-91.
2. Федотов П. К., Сенченко А. Е., Федотов К. В., Бурдонов А. Е. Технологические исследования золотосодержащей руды с использованием методов центробежной концентрации // Известия УГГУ. – 2023. Вып. 3 (71). – С. 77-86. DOI 10/21440/2307-2091-2023-3-77-86
3. Руднев С. В., Мушоряпов И. А., Салихова Н. В. Применение в промышленных условиях центробежных концентраторов при обогащении золотосодержащих руд // Горный журнал. – 2011. – 10. – С. 60-62.
4. i-CON concentrators. <http://www.goldminertools.com/i-Con-Gold-Concentrator.html>

УДК 669.334

ЦЕМЕНТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ИЗ ПОДОТВАЛЬНЫХ ВОД МЕДНО-ЦИНКОВОГО РУДНИКА

**Межогских В. В.¹, Курдюмов В. Р.¹, Тимофеев К. Л.^{1,2}, Воинков Р. С.^{1,2},
Лебедь А. Б.², Новокшанова В. Н.¹**

¹АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

²НЧОУ ВО «Технический университет УГМК», г. Верхняя Пышма, Россия

Процесс добычи руд на одном из медно-цинковых рудников, расположенном на Северном Урале, сопровождается образованием больших объемов пустой породы, которую складировывают в отвалы слабоминерализованных пород. Ливневые воды вымывают из данных отвалов медь, цинк, железо и прочие примеси, формируя подотвальную воду. Её накопление осуществляется в прудке-накопителе, из которого она в настоящее время направляется на станцию нейтрализации.

Годовой объем образующейся подотвальной воды составляет около 50 тыс. м³/год. Ввиду высокого содержания меди, от 0,5 до 2,5 г/дм³ в зависимости от времени года, ее можно рассматривать в качестве потенциального сырья для последующего извлечения металла. При указанных содержаниях меди и рН в кислой области наиболее оправданным способом ее извлечения является цементационное осаждение с использованием железосодержащих материалов: стружки, порошка, скрапа, лома и т. п. [1-4].

В 2023 г. были проведены опытно-промышленные испытания по цементации меди из подотвальной воды в соответствии с технологией и режимами, подобранными ранее в лабораторных условиях. Для этого рядом с прудком-накопителем подотвальной воды был оборудован опытный участок, в состав которого вошли: барабанный цементатор (диаметр – 1,6 м, длина – 10 м), бак сборный, многополочный сгуститель и бак осветленной воды. Принципиальная схема участка представлена на рис. 1.

При выборе технологии для опытного участка руководствовались необходимостью использования простого в эксплуатации оборудования, минимальным, но в то же время достаточным уровнем механизации и автоматизации процессов, обеспечения работоспособности участка в суровых климатических условиях Северного Урала при размещении под необогреваемым укрытием вдали от основной инфраструктуры рудника. Особенностью данной установки, помимо ее простоты, является мобильность: для ее перемещения, монтажа и обвязки достаточно около 10 рабочих смен. Помимо этого, на установке возможно проводить извлечение меди из подотвальной воды даже при околонулевых температурах за счет протекания экзотермических реакций в ходе цементации и прогрева воды на 2-5 °С.

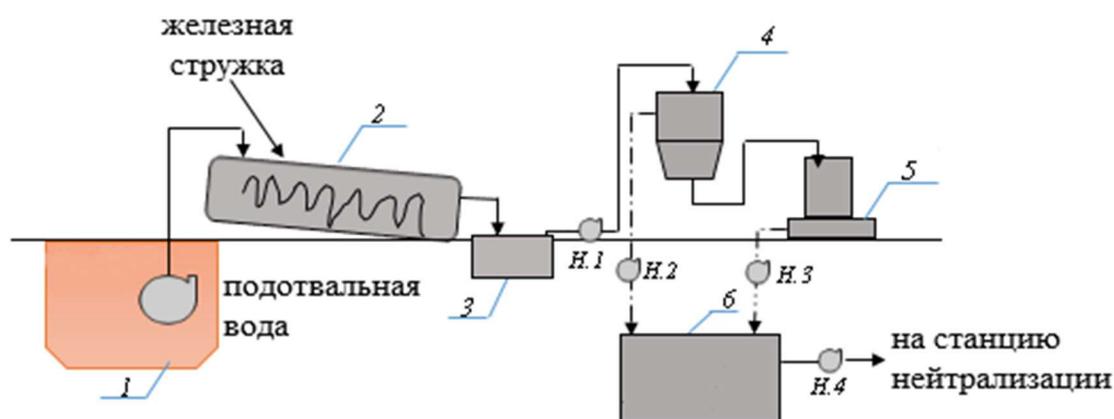


Рисунок 1 – Принципиальная схема опытного участка цементационного извлечения меди из подотвальной воды:

- 1 – прудок-накопитель с погружным насосом; 2 – барабанный цементатор; 3 – бак сборный; 4 – многополочный сгуститель; 5 – контейнер МКР со сборником фильтрата; 6 – бак осветленной воды; Н.1-Н.4 – насосы

В качестве материала-цементатора использовали железную стружку № 1 (в соответствии с ГОСТ 2787-75 «Металлы черные вторичные. Общие технические условия») с содержанием примесей не более 3 % масс. Первоначальная загрузка стружки в барабанный цементатор составила 1000 кг. Качественные характеристики подотвальной воды, поступавшей в него из прудка-накопителя в ходе испытаний, представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Качественные характеристики подотвальной воды

Характеристика	Содержание основных примесей, г/дм ³					pH
	Cu	Zn	Fe _{общ}	Fe(II)	Fe(III)	
Диапазон значений	0,65-1,26	1,34-2,10	5,32-12,88	1,40-4,20	1,40-10,64	2,6-2,8

В ходе опытно-промышленных испытаний отработывались различные режимы цементационного осаждения меди на участке при варьировании следующих основных параметров:

- подачи воды: от 6 до 12 м³/ч;
- частоты вращения барабанного цементатора: от 2 до 4 об/мин;
- подгрузки железной стружки: от 40 до 60 кг/ч.

Было установлено, что наилучшие показатели извлечения меди, в условиях колебания температуры исходной воды в пределах 4-9 °С, обеспечиваются при ее подаче 7,5 м³/ч, частоте вращения барабанного цементатора 2 об/мин и при подгрузке стружки 60 кг/ч, что соответствует ее удельному расходу 8 кг/м³ (по исходной воде) или 8 г/г [Cu] (по среднему содержанию меди в исходной воде). Показатели извлечения меди из подотвальной воды при работе в данном режиме представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Достигнутые показатели извлечения меди из подотвальной воды при оптимальных режимах работы опытного участка

Объект исследования	Значение	Содержание примесей, г/дм ³ (% масс.)					pH	t, °С
		Cu	Zn	Fe _{общ}	Fe(II)	Fe(III)		
Подотвальная вода	диапазон	0,65-1,23	1,34-2,10	5,32-10,92	1,40-4,20	1,40-7,56	2,6-2,8	6,3-8,1
	среднее	1,00	1,75	8,40	3,40	5,00	2,7	7,3
Обезмеженная вода	диапазон	0,04-0,19	1,53-2,31	4,76-5,60	4,76-5,60	0	4,0-4,4	6,3-10,6
	среднее	0,08	1,87	5,08	5,08	0	4,1	8,8
Цементный осадок	диапазон	51,0-56,6	0,06-0,10	8,20-9,84	-			
	среднее	53,9	0,08	8,45	-			

Эффективность осаждения меди при работе в представленном режиме составила в среднем 92,0 %, а ее содержание в цементном осадке – в среднем 53,9 % масс. В процессе цементации меди отмечено снижение содержания железа общего в воде на ~40 %, что обусловлено восстановлением трехвалентного железа металлическим железом и последующим образованием гидратного осадка. Также происходила частичная нейтрализация подотвальной воды, о чем свидетельствует рост значения ее pH в среднем с 2,7 до 4,1 – это является положительным дополнительным эффектом, поскольку ведет к снижению потребления реагентов (в т. ч. извести) на станции нейтрализации при последующей переработке обезмеженной подотвальной воды.

В ходе испытаний было отмечено, что значительная часть цементного осадка накапливается в баке сборном (см. рис. 2), расположенном непосредственно после барабанных цементаторов, что создает предпосылки для упрощения аппаратного оформления и, соответственно, обслуживания планируемого к реализации промышленного участка по цементационному извлечению меди из подотвальной воды.



Рисунок 2 – Внешний вид цементного осадка в баке сборном на опытном участке цементационного извлечения меди из подотвальной воды

На основании полученных данных был произведен расчет экономической эффективности от реализации технологии цементационного извлечения меди из подотвальной воды с использованием барабанного цементатора исходя из годового объема ее образования 50 тыс. м³/год и сезонности (табл. 3). Расчет произведен по материальным и энергетическим затратам, доля которых в структуре себестоимости на подобных действующих объектах составляет зачастую от 60 до 70 %.

Таблица 3 – Оценка экономической эффективности от реализации технологии цементационного осаждения меди по материальным и энергетическим затратам

Наименование статьи расхода/прихода	Ед. изм.	Кол-во в год	Цена, руб./ед.	Сумма, тыс. руб./год
<i>Затраты материалов и энергоресурсов</i>				
Стальная стружка	т	1 400	11 500 ¹	16 100
Электроэнергия	тыс. кВт·ч	215	4 000 ²	860
Мягкий контейнер (МКР)	шт.	400	4 000 ¹	1 600
<i>Получение продукции</i>				
Цементный осадок (53,9% Cu)	т	439	370 900 ³	162 825
Экономический эффект				+144 265
<u>Примечания:</u> ¹ среднерыночная стоимость; ² по среднему тарифу; ³ расчетно, исходя из стоимости меди на LME 8347 USD/т и курса доллара 91,6 руб./USD (на февраль 2024 г.) с учетом содержания меди 53,9 % и понижающего коэффициента 0,9.				

Таким образом, в ходе проведенных испытаний был подобран оптимальный режим цементационного осаждения меди из подотвальной воды с использованием железной стружки и барабанных цементаторов, который позволяет достичь эффективности процесса в среднем на уровне 92 % и получения цементного осадка с содержанием меди в среднем около 54 %. Данный осадок можно добавлять к концентратам с соответствующим содержанием меди или отправлять напрямую в металлургический передел в качестве самостоятельного продукта. При переработке ~50 тыс. м³/год подотвальной воды в цементный осадок может быть выведено ~237 т меди.

Список литературы

1. Алкацев М. И. Процессы цементации в цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1981. – 116 с.
2. Курдюмов В. Р., Тимофеев К. Л., Воинков Р. С., Субботина И. Л., Краюхин С. А. Цементационное извлечение меди из кислых сточных вод горно-обогажительных комбинатов с использованием железа прямого восстановления // Материалы XXVIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург, 2023. – С. 66-70.
3. Орехова Н. Н. Экспериментальное сравнение технологий извлечения меди и цинка из подотвальных вод медно-цинковых горных предприятий // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2014. – №S2-4. – С. 10-23.
4. Ключников А. М. Исследование процессов концентрирования меди и цинка из подотвальных вод // Металлург. – 2019. – №11. – С. 8-14.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ ИЗ СОЛЯНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

Зелях Я. Д.¹, Воинков Р. С.¹, Тимофеев К. Л.¹, Мамяченков С. В.², Маковская О. Ю.²

¹АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Цементат производства золота (далее ЦПЗ) образуется в аффинажном отделении химико-металлургического цеха (далее ХМЦ) АО «Уралэлектромедь» вследствие цементирования драгметаллов из отработанных растворов осаждения золота оборотного и растворов осаждения концентрата металлов платиновой группы. Получение ЦПЗ является важной стадией для повышения комплексности использования сырья и снижения пагубного воздействия на окружающую природу.

ЦПЗ содержит как благородные металлы (БМ) – Au, Ag, Pt, Pd, Rh, так и примеси – Cu, Se, Te, Fe и S, а также другие элементы в значительно меньших количествах [1]. Состав ЦПЗ приведен в табл. 1.

Таблица 1 – Среднестатистический состав ЦПЗ, %

Элементы	Au	Ag	Pt	Pd	Rh	Cu	Se	Te	S	Fe
Содержание	10-30	2-6	12-25	5-12	1-8	2-5	0-3	1-4	5-10	0-2

Для материалов подобного состава возможна переработка как с коллективной очисткой от примесей, так и с селективным извлечением драгоценных металлов [2]. Состав полученных продуктов и эффективность их извлечения зависят, например, от природы и свойств растворителя [3, 4]. На АО «Уралэлектромедь» успешно применяется способ растворения с использованием «царской водки». Из полученного раствора после денитрации осаждают золото, а металлы платиновой группы (МПГ) и оставшиеся цветные металлы цементируют стальными трубками с получением концентрата металлов платиновой группы (КМПГ-П).

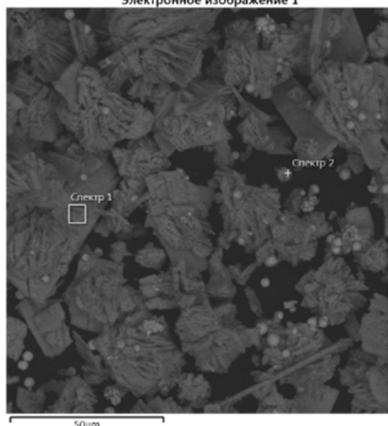
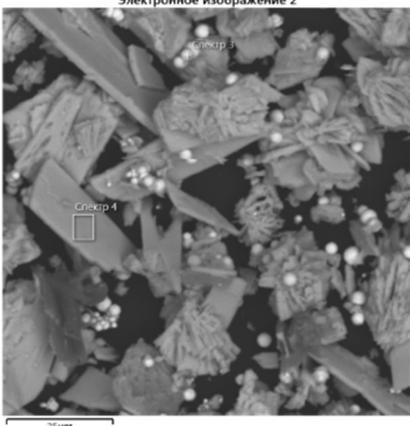
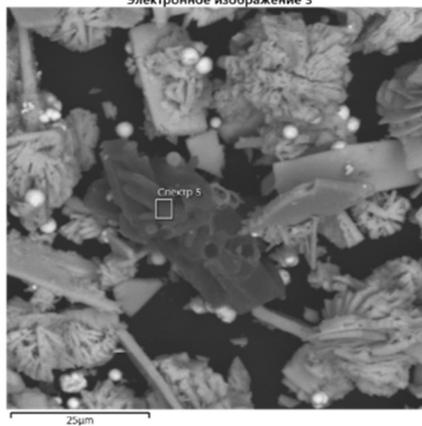
Операции хоть и отработанные, но на стадии цементации возникают определенные трудности. Из-за сложности состава раствора скорость процесса замедляется, порой останавливаясь по достижению определенных концентраций БМ (<1 г/дм³). На интенсификацию данной операции и была направлена проделанная работа.

Как альтернатива цементации, может использоваться процесс восстановления БМ химическими реактивами, например, гидразином солянокислым или муравьиной кислотой. Первым реактивом для восстановления МПГ использовали муравьиную кислоту. Коэффициент избытка от стехиометрически

необходимого количества реактива изначально был равен 1,5. При этом реакции никакой замечено не было и коэффициент избытка увеличили до 3, что тоже не дало видимого эффекта. Для интенсификации протекания реакции раствор подогрели до температуры 40-50 °С, при этом наблюдалось визуальное образование осадка. Продолжительность нагрева составила порядка 50 минут. После фильтрации масса осадка незначительна, использование муравьиной кислоты неэффективно.

Вторым химическим восстановителем был гидразин солянокислый, который добавляли в виде порошка. Коэффициент избытка равен 1,5, нагрев не использовали. При растворении гидразина наблюдается образование осадка. Структура осадка и данные его **рентгеноспектрального микроанализа (МРСА)** показали, что это соли МПП, а не восстановленные металлы (табл. 2), поэтому вернулись к исследованию зависимостей именно цементации. Стоит отметить, что совместно с осаждением целевых металлов в осадок перешли селен и хлор, вплоть до 10 и 26 % соответственно. Этот процесс является нежелательным из-за загрязнения целевого продукта.

Таблица 2 – Результаты МРСА осадков химического осаждения

Электронное изображение 1			Электронное изображение 2			Электронное изображение 3		
								
Элемент	Cl	Se	Pd	Pt	Cu	N	O	Na
Спектр 1	25,11	10,64	17,63	37,15	1,61	6,18	1,32	0,35
Спектр 2	16,67	9,89	18,15	38,3	3,05	6,1	1,93	0,45
Спектр 3	14,88	7,26	10,23	24,76	7,27	7,39	1,45	0,48
Спектр 4	26,46	9,89	16,29	34,47	1,43	7,36	2,32	0,39
Спектр 5	5,48	3,93	5,02	8,33	0,87	21,3	37,18	0,36

Сам процесс цементации достаточно подробно описан в литературе [5, 6] и сводится к тому, что БМ хорошо осаждаются на железе, цинке и алюминии не зависимо от среды раствора. Поэтому было проведено исследование влияния природы металла-цементатора в рассматриваемом процессе. В табл. 3 приведены параметры и результаты опытов.

Эксперименты проводили без нагрева в стеклянном стакане, объем раствора составлял 0,2 дм³, загрузка дисперсных восстановителей (стружка, гранулы) проводилась постепенно. Продолжительность цементации составила

4 ч за исключением Fe(4, 5) – 24 ч и Al – 2 ч. Результаты анализов растворов после цементации приведены в табл. 4.

Таблица 3 – Условия проведения цементации МПГ металлами

№ п/п	Наименование	Масса загрузки, г	№ п/п	Наименование	Масса загрузки, г
1	Fe, коэф.изб = 1,5	9,45	6	Al, коэф.изб = 1,5	9,18
2	Fe, коэф.изб = 3	18,64	7	Сталь 3 (Ст-3)	177,206
3	Fe, коэф.изб = 4,5	18,84	8	Оцинкованная Ст-3	51,503
4	Zn, коэф.изб = 1,5	11,117	9	Fe(K=1,5)+Zn(K=1,5)	Fe=9,383; Zn=10,978
5	Zn, коэф.изб = 3	21,828	10	Zn, коэф.изб = 5	36,54

* Коэф.изб – коэффициент избытка (K)

Таблица 4 – Концентрации металлов в растворе после цементации, г/дм³

№ п/п	Наименование	K	Au	Ag	Pt	Pd	Rh
1	Железная стружка	1,5	0,0037	0,03	17	3,9	1,4
2	Железная стружка	3	0,003	0,0079	8,8	0,79	0,71
3	Железная стружка	4,5	0,004	0,0018	0,064	0	0,028
4	Цинковые гранулы	1,5	0,0027	0,011	12,4	5,4	1,1
5	Цинковые гранулы	3	0	0	4,5	0,12	0,49
6	Цинковые гранулы	5	0	0	0,295	0	0,059
7	Алюминиевые гранулы	1,5	0	0,018	5,6	1,7	0,68
8	Сталь 3 (Ст-3)	>100	0,0035	0	1,65	0	0,11
9	Оцинкованная Ст-3	>7	0,0041	0,0067	0,096	0	0,025
10	Fe стружка и Zn гранулы	1,5; 1,5	0,0021	0	7,3	0,236	0,73

Реагирование с железом в любом его виде проходит спокойно с экзотермическим эффектом до 40-50 °С, но даже при излишнем его расходе цементация идет не до конца. Так, остаточная концентрация составила, г/дм³: 0,003-0,004 Au, 0,002-0,03 Ag, 0,064-17 Pt, 0-3,9 Pd, 0,03-1,4 Rh.

Цинк в виде гранул как более электроотрицательный металл более полно цементирует МПГ, но при его значительной единовременной загрузке вначале процесса идет обильное растворение с разогревом раствора и выделением пены. Реагирование алюминия очень бурное даже при загрузке порционно, это возможно регулировать паузами между загрузками, но требует проработки. При малом коэффициенте избытка было достигнуто высокое извлечение МПГ из раствора, однако наблюдали вскипание раствора с образованием большого количества пены, из-за чего дальнейшие опыты с Al не проводили.

По результатам анализов растворов были рассчитаны показатели извлечения МПГ из растворов, результаты приведены в табл. 5.

Таблица 5 – Извлечения металлов из растворов, %

№ п/п	Наименование	K	Au	Ag	Pt	Pd	Rh
1	Железная стружка	1,5	99,66	75,00	38,85	66,67	33,01
2	Железная стружка	3	99,72	93,42	68,35	93,25	66,03
3	Железная стружка	4,5	99,63	98,50	99,77	100,00	98,66
4	Цинковые гранулы	1,5	99,75	90,83	55,40	53,85	47,37
5	Цинковые гранулы	3	100,00	100,00	83,81	98,97	76,56
6	Цинковые гранулы	5	100,00	100,00	98,94	100,00	97,18
7	Алюминиевые гранулы	1,5	100,00	85,00	79,86	85,47	67,46
8	Сталь 3 (Ст-3)	≈100	99,68	100,00	94,06	100,00	94,74
9	Оцинкованная Ст-3	≈8	99,62	94,42	99,65	100,00	98,80
10	Fe стружка и Zn гранулы	1,5; 1,5	99,81	100,00	73,74	97,98	65,07

На основании результатов анализов растворов после цементации построена графическая зависимость извлечений благородных металлов (БМ) из раствора от используемого металла-цементатора. Зависимость представлена на рис. 1. График построен по сумме извлечений анализируемых БМ – Au, Ag, Pt, Pd, Rh.

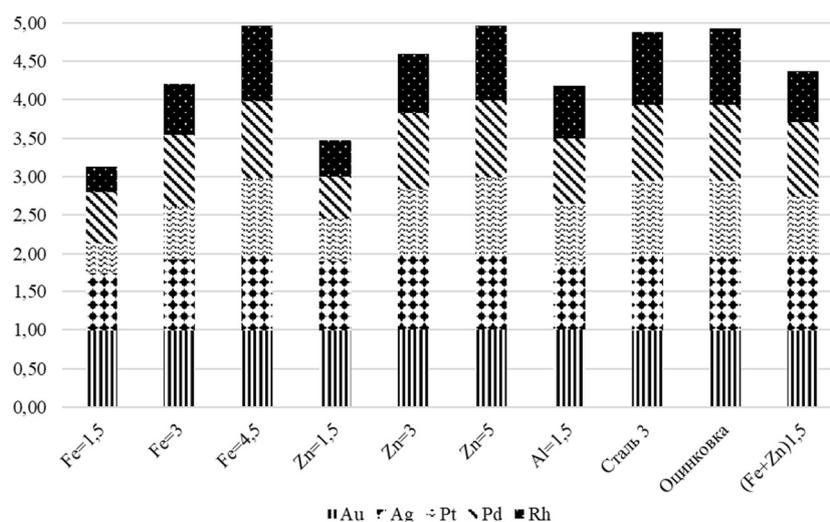


Рисунок 1 – Зависимость извлечения от металла-цементатора

Зависимость выражена в условных единицах, где 1 – максимально возможное извлечение одного металла, т. е. максимальная эффективность используемого металла-цементатора не может превышать значения 5 у.е. По диаграмме видно, что с увеличением коэффициента избытка металла-цементатора увеличивается степень извлечения БМ. С понижением потенциала цементатора также увеличивается степень извлечения БМ [6]. Однако, бурное реагирование алюминиевых гранул (пенообразование, вскипание раствора) не дает возможности для их использования. Кроме того, из практики работы

с дисперсными материалами отмечается существенное остаточное содержание непрореагировавшего цементатора.

Поскольку имеются конструкционные ограничения по форме материала (дисперсный материал требует дополнительных мер как для его хранения, так и для эксплуатации), считаем наиболее эффективным использование оцинкованной пластины железа.

Присутствие серы и селена осложняет процесс получения цементного осадка в металлическом виде. Установлено, что при содержании серы и селена более 2 % увеличивается часть нерастворимых соединений, при этом, при их успешном растворении происходит загрязнение получаемого концентрата платиновых металлов. Селен имеет склонность образовывать сложные комплексные соединения с благородными металлами [7-9]. При переработке отработанного раствора сульфида натрия отмечается выделение серы в газообразном виде при цементации.

Для подтверждения данного предположения совместно с авторами [10] была проведена цементация из растворов переработки ЦПЗ, который предварительно был подвергнут обжигу. Установлено, что при обжиге в интервале температур 700-800 °С происходит разрушение комплексных соединений серы и селена с другими элементами и осуществляется их (S, Se) перевод в газовую фазу. Результаты цементации из таких растворов приведены в табл. 6.

Таблица 6 – Химический состав продуктов операции цементации

Продукт	Au	Ag	Pt	Pd	Rh	Se
КМПГ-П, %	0,056	0,329	48,13	19,79	2,52	0,51
Р-р после цементации, г/дм ³	<0,0005	<0,0005	<0,0005	<0,0005	н/а	н/а

В полученной партии концентрата сумма МПГ составила 70,44 %. Для сравнения в партиях КМПГ-П без проведения операции предварительного обжига среднее значение суммы МПГ составляет лишь 56,34 %. Важно отметить снижение содержания селена в цементном осадке. Так, в КМПГ-П селена всего 0,51 %, в то время как при осаждении без предварительного обжига содержание селена находилось в интервале 4-10 % (табл. 2).

Выводы

1. В рамках данной работы исследовано влияние типа металла-цементатора на степень извлечения благородных металлов. По результатам проделанной работы установлено эффективное использование оцинкованной стали. За счет компактности цементатора достигается минимальное содержание железа в цементном осадке, а за счет цинкового слоя процесс интенсифицируется и достигается суммарная степень извлечения БМ из раствора более 98 %.

2. Установлен факт негативного влияния присутствия серы и селена в растворах цементации металлов платиновой группы, что подтверждается луч-

шими результатами процесса цементации из растворов без серы и селена. Сокращение содержания селена в КМПГ-П с 4-10 % до 0,5 %. Операция предварительного обжига позволяет увеличить сумму МПГ в цементном осадке с 56 % до 70 %.

3. По проделанным опытам использование алюминия для рассмотренных растворов не рационально из-за малой степени прогнозирования процесса цементации и высокого риска перегрева раствора, что сопровождается обильным пенообразованием.

4. В продолжение работы при промышленной реализации будет проведена оценка влияния толщины цинкового покрытия на стальных изделиях (трубки или пластины) на степень и скорость осаждения платиновых металлов.

Список литературы

1. Лебедь А. Б. Аффинаж золотосеребряных сплавов на ОАО Уралэлектромедь: учебное пособие / А. Б. Лебедь, Г. И. Мальцев, С. В. Мамяченков. Екатеринбург: УрФУ, 2015. – 160 с.
2. Гинзбург С. И. Аналитическая химия платиновых металлов / С. И. Гинзбург [и др.]. М.: Наука, 1972. – 616 с.
3. Основы металлургии. Т.5 / Под ред. Н. С. Грейвера [и др.]. М.: Металлургия, 1968. – 624 с.
4. Пат. 2398898 РФ. Способ селективного извлечения палладия, платины и родия из концентратов / В. А. Шипачев; опубл. 10.09.2010.
5. Зеликман А. Н., Вольдман Г. М., Белявская Л. В. Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Металлургия, 1983. – С. 373-390.
6. Алкацев М. И. Процессы цементации в цветной металлургии / М. И. Алкацев. – М.: Металлургия, 1981. – 116 с.
7. Борбат В. Ф. Металлургия платиновых металлов / В. Ф. Борбат. – М.: Металлургия, 1977. – 168 с.
8. Минеев Г. Г., Панченко А. Ф. / Растворители золота и серебра в гидрометаллургии / Г. Г. Минеев, А. Ф. Панченко. – М.: Металлургия, 1994. – 241 с.
9. Мاستюгин С. А. Шламы электролитического рафинирования меди и никеля // С. А. Мاستюгин, Н. А. Волкова, С. С. Набойченко, М. А. Ласточкина; под общ. ред. С. С. Набойченко. – Екатеринбург: УрФУ, 2013. – 258 с.
10. Получение концентрата родия из цементата золота [Текст] / Зелях Я. Д. [и др.] // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2023. – Том 28. – № 3. – С. 27-37.

ГИДРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ХЛОРИДА СЕРЕБРА

Трошина П. А.¹, Зелях Я. Д.,¹ Зверева А. А.,¹ Воинков Р. С.,¹ Мамяченков С. В.,²
Маковская О. Ю.²

¹АО «Уралэлектромедь», г. Верхняя Пышма, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

В большинстве случаев при переработке золотосеребряного сырья независимо от технологии аффинажа часть серебра концентрируется в промпродуктах в виде хлорида серебра с различным содержанием примесных элементов. Данные промпродукты либо направляются на стадию плавки сплава серебрено-золотого, что приводит к увеличению «задолживаемости» серебра в технологии аффинажа и снижению его извлечения в готовую продукцию, либо перерабатываются пирометаллургическим способом, таким как плавка хлорида серебра. Недостатком второго способа является то, что процесс проводится на воздухе при высоких температурах и требует применения большого количества дополнительного реагента, а присутствие в продуктах реакции газообразных компонентов приводит к вспениванию слоя расплава защитного флюса и его разбрызгиванию. Кроме того, в результате реакции восстановления образуется большое количество побочного продукта – хлорида натрия, требующего утилизации, а высокая температура процесса обуславливает большие энергозатраты.

Основная задача при совершенствовании переработки техногенного сырья, где основная часть приходится на хлорид серебра, заключается в создании способа гидрометаллургической восстановительной обработки материала с получением маточного раствора, из которого в дальнейшем может быть выделено серебро.

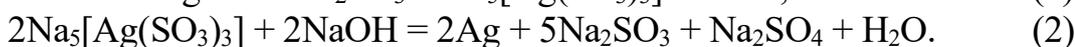
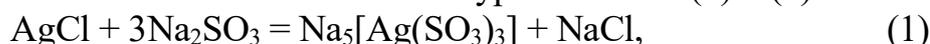
При производстве золота серебро конденсируется в промпродуктах, в том числе сразу в виде хлорида серебра при растворении золосеребряных материалов составом $> 90\% \text{ Au}$ и $< 5\% \text{ Ag}$. Оставшееся в растворах серебро коллективно цементируется из отработанных растворов вместе с золотом, платиноидами и цветными металлами. Периодическое увеличение содержания родия в коллективном цементе производства золота (ЦПЗ), содержащего драгоценные металлы, предполагает возможность вывода родия в составе отдельного кондиционного продукта – родиевого концентрата. Модернизация технологии переработки ЦПЗ, изложенная авторами [1, 2], включает стадию выделения серебра из его хлорида.

Состав получаемого полупродукта, содержащего Rh_2O_3 и AgCl приведён в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав остатка Ag-Rh

Содержание, %						
Au	Ag	Pt	Pd	Rh	Cu	Se
0,17-38,6	3,50-27,50	1,52-25,3	0,71-10,20	3,01-15,11	1,15-2,80	0,08-2,45

Разделение родия и серебра из такого материала проводят кондиционированием в растворе сульфита натрия с его массовой концентрацией 300 г/л при соотношении Ж:Т = (15-22):1 в течение 1 часа, при этом родий остается в осадке – родиевом концентрате, а серебро концентрируется в растворе с последующим выделением в качестве индивидуального продукта. Сульфитное выщелачивание осадка с последующим восстановлением серебра из фильтрата едким натром описывается химическими уравнениями (1) и (2):



Переработка остатка Ag-Rh выщелачиванием раствором сульфита натрия при реализации в производстве имеет ряд недостатков:

1. Приготовление раствора для кондиционирования с использованием технической воды вызвало затруднения и увеличило продолжительность операции приготовления раствора с нескольких минут до получаса. Это связано с присутствием солей и ионов других элементов в воде.

2. Приготовление раствора из бисульфита технического и соды кальцинированной при растворении остатка Ag-Rh увеличивает солевой фон рабочего раствора, вследствие чего фильтрация после операции кондиционирования занимает двое суток. При использовании готового сульфита натрия для приготовления раствора кондиционирования фильтрация занимает порядка 5 часов.

3. При использовании растворов на основе технической воды отмечена высокая концентрация серебра в растворе после осаждения (2,7 г/л). Вероятная причина – перенасыщение раствора солями. В течение процесса восстановления происходит упаривание исходного раствора, что еще больше увеличивает солевой фон.

4. Степень извлечения серебра в растворы кондиционирования составляет 70-80 %.

Выявленные недостатки не позволяют ожидать эффективной переработки остатка Ag-Rh в существующих условиях аффинажного отделения.

Цель исследования заключается в усовершенствовании технологии переработки остатка Ag-Rh с заданными условиями:

- организация процесса на имеющемся оборудовании аффинажного отделения;
- интенсификация процесса растворения остатка и восстановления серебра;
- сохранение (повышение) степени извлечения серебра в раствор кондиционирования выщелачиванием;

- возможность возвращения серебра в цикл серебряной «ветки» аффинажного отделения.

Для достижения поставленной цели были рассмотрены гидрометаллургические способы переработки остатка Ag-Rh.

Альтернативные методы переработки остатка Ag-Rh

1. Получение серебра из остатка Ag-Rh глюкозой и едким натром. Известен способ получения серебра из промпродуктов, содержащих хлорид серебра, включающий обработку водной суспензии данного материала едким натром и глюкозой.

При добавлении к водной суспензии гранул гидроксида натрия с избытком образуется гидроксид серебра, который разлагается на оксид и воду. После того как весь хлорид серебра перешел в оксид, следует процесс восстановления оксида серебра до металлического. Очень эффективным восстановителем в данном способе является порошок декстрозы (глюкозы).

Недостатками данного метода являются высокий расход реагента-глюкозы, низкая чистота и минимальное количество конечного продукта [3].

2. Восстановление серебра из остатка Ag-Rh металлическим порошком. Одним из методов получения благородных металлов из техногенного сырья, содержащего хлорид серебра, является цементация электроотрицательными металлами. Процесс цементации ведут в солянокислом растворе железом или цинком в виде тонкодисперсного порошка или тонкой стружки. Данным способом восстанавливается из раствора только 97 % серебра (опыт предприятия Sunshine, Китай), также к недостаткам можно отнести долгий процесс восстановления серебра железом, использование дорогостоящего реагента – цинка, значительно превышающее стехиометрическое значение, также способность этих металлов-цементаторов выделять из раствора другие примесные ионы, которые ухудшают качество серебра [4].

3. Восстановительная обработка остатка Ag-Rh водным раствором спирта и сахара. Хлорид серебра перемешивают в растворе, содержащем 15-20 % этилового спирта и добавляют сахарный сироп, содержащий 70-90 % сахара с получением металлического серебра и раствора соляной кислоты. Восстановление серебра по данному способу сопровождается выделением газообразного диоксида (оксида) углерода. При повышенных температурах скорости процесса и газовыделение чрезмерны, возможны выбросы растворов и осадка из реактора, особенно в начале обработки очередной порции. Кроме того, из-за высоких затрат на реагенты и описанных выше недостатков, данный способ в промышленных масштабах организовать не представляется возможным [5].

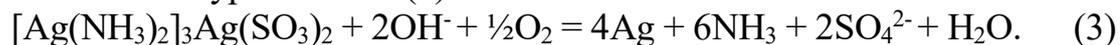
4. Растворение остатка Ag-Rh в аммиаке и последующее восстановление металлического серебра. Широко применяется аммиачное выщелачивание хлорида серебра, при этом образуется комплексный катион $\text{Ag}(\text{NH}_3)^+$ (сначала выпадает гидроксид серебра, который растворяется в избытке реагента), а из аммиачного комплекса серебро восстанавливают гидразином или

глюкозой. Данные восстановители, кроме серебра, восстанавливают также медь и иные примеси из раствора, которые загрязняют конечный материал. Кроме того, этот метод связан с неизбежными потерями серебра и не позволяет получать металл высокого качества [6].

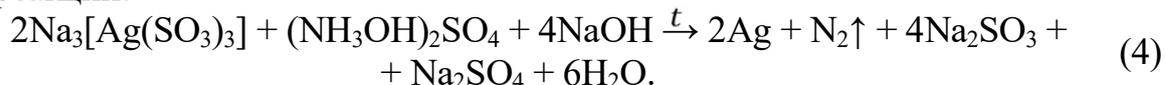
Однако, более перспективно растворение промпродуктов, содержащих хлорид серебра, в аммиачном растворе в присутствии сульфита.

5. Выщелачивание остатка Ag-Rh сульфитно-аммиачным раствором с последующим восстановлением серебра. Физико-химическая сущность данного способа основывается на растворении хлорида серебра сульфитно-аммиачным раствором, с образованием комплекса $[\text{Ag}(\text{NH}_3)_2]_3\text{Ag}(\text{SO}_3)_2$. Родий, золото и другие примесные элементы, содержащиеся в остатке, в этих условиях не растворяются и концентрируются в твердом осадке.

В сульфитно-аммиачном растворе любые возможные соединения серебра термодинамически неустойчивы и могут восстанавливаться до металлического серебра [6]. Серебро из сульфитно-аммиачного раствора восстанавливают нагреванием до температуры 80-90 °С в течение 30 минут, при этом перед термическим осаждением в раствор добавляют щелочь, процесс описывается химическим уравнением (3).



Также возможно после термического осаждения серебра в раствор добавлять восстановитель, причем в качестве восстановителя использовать гидроксилламин серноокислый и термическое осаждение серебра проводить более 1 часа. Применение данного восстановителя в присутствии щелочи способствует протеканию окислительно-восстановительной реакции, в результате которой из раствора осаждается серебро, что позволяет повысить эффективность процесса восстановления серебра за счет снижения его остаточной массовой концентрации в растворе. Физико-химическая сущность заявляемого способа основывается на восстановлении серебра из сульфитного комплекса по реакции:



Восстановление идет из сульфитного комплекса, так как аммиачный комплекс после термической выдержки при 90-100 °С в течение 1 часа разлагается и в растворе практически отсутствует. Недостатками данного способа являются загрязнение продукта восстановителем и невозможность получить товарное серебро, высокая стоимость используемых реагентов [7].

По результатам проведенного анализа литературных данных был выявлен наиболее подходящий и отвечающий заданным условиям способ переработки промпродуктов, содержащих хлорид серебра, на АО «Уралэлектромедь», а именно выщелачивание сульфитно-аммиачным раствором и последующее осаждение из раствора серебра.

Проведение экспериментов

Кондиционирование остатка Ag-Rh в сульфитно-аммиачном растворе проводили при следующих условиях:

- 1) отношение жидкого к твердому Ж:Т = 13:1;
- 2) концентрация в растворе Na_2SO_3 100 и 200 г/дм³;
- 3) массовая концентрация в растворе NH_4OH = 80 г/дм³.

Для экспериментальной проверки использовали остаток Ag-Rh состава, который приведён в табл. 2.

Таблица 2 – Химический состав остатка Ag-Rh

Содержание, %							
Au	Ag	Pt	Pd	Cu	Fe	Te	Sb
0,55	7,80	0,24	0,04	14,50	11,90	0,49	0,83

Опыты по выщелачиванию проводили при комнатной температуре в течение 1 часа. После выщелачивания пульпу фильтровали, а благородные металлы в растворе определяли атомно-эмиссионным методом на спектрометре Spectro BLUE с индуктивно-связанной плазмой (Spectro Analytical Instruments, Германия). Концентрации серебра в растворах после растворения в первом и втором опытах составили 10,50 г/дм³ и 3,48 г/дм³ соответственно, извлечение серебра в раствор составило ~ 100 % и 46,96 %.

Лучшие результаты по извлечению серебра в раствор (~ 100 %) достигнуты в опыте с массовыми концентрациями Na_2SO_3 100 г/дм³ и NH_4OH 80 г/дм³.

Выводы

Таким образом, предлагаемый способ кондиционирования сульфитно-аммиачным раствором позволяет:

- 1) провести гидрометаллургическую переработку сложного многокомпонентного сырья техногенного образования в существующих условиях аффинажного отделения с сохранением показателя извлечения серебра в раствор кондиционирования на уровне близком к 100 %;
- 2) интенсифицировать процесс фильтрации за счёт сокращения солевого фона раствора;
- 3) снизить объем раствора кондиционирования: соотношение Ж:Т = 13:1 вместо (15-22):1.

В качестве дальнейшего направления развития этой темы предполагаются проведение исследований по осаждению серебра из растворов кондиционирования и уточнение оптимальных условий переработки остатка Ag-Rh.

Список использованных источников

1. Способ селективного извлечения благородных металлов из золотосодержащего цементата [Текст]: пат. 2775555 Рос. Федерация / Королев А. А. [и др.]; патентообладатель АО «Уралэлектромедь». – № 2021117030; заявл. 09.06.2021; опубл. 04.07.2022, Бюл. № 19.

2. Получение концентрата родия из цементата золота [Текст] / Зелях Я. Д. [и др.] // Известия вузов. Цветная металлургия. – 2023. – Том 28. – № 3. – С. 27-37.

3. Способ извлечения серебра из материалов, содержащих хлорид серебра, примеси золота и металлы платиновой группы [Текст]: пат. 2096506 Рос. Федерация / Лолейт С. И. [и др.]; заявитель и патентообладатель Щелковский завод вторичных драгоценных металлов. № 96113774/02; заявл. 05.07.1996; опубл. 20.11.1997.

4. A Precious Metals Metals Learning Center [Электронный ресурс].: – Gold-N-Scrap – Режим доступа: <https://www.goldnscrap.com/> [Дата обращения 30.01.2024].

5. Способ аффинажа серебра [Текст]: пат. 2535266 Рос. Федерация / Лобанов В. Г. [и др.]; патентообладатель ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина». – № 2013114511/02: заявл. 01.04.2013; опубл. 10.10.2024, Бюл. № 34.

6. Минеев Г. Г. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии [Текст]: научное издание / Минеев Г. Г., Панченко А. Ф. – М.: Металлургия, 1994. – 241 с.

7. Способ получения серебра из промпродуктов, содержащих хлорид серебра [Текст]: пат. 2185452 Рос. Федерация / Мусин Е. Д. [и др.]; заявитель и патентообладатель ОАО «Иргиредмет». – № 2000123428/02: заявл. 11.09.2000; опубл. 20.07.2002, Бюл. № 20.

УДК 622.7

ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ КУЧНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ МЕТОДОМ ГИДРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ

Морозов Ю. П.¹, Вальцева А. И.^{1,2}, Битимбаев М. Ж.³, Шварук А. В.⁴, Кунаев М. С.⁵
¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский Федеральный Университет им. первого Президента России
Б. Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия,

³РОО «Национальная инженерная Академия РК», г. Алматы, Казахстан

⁴ТОО МАКРОМ, г. Алматы, Казахстан

⁵Caspian Servises Inc., Salt Lake City, Utah, USA

Извлечение золота кучным цианированием нашло широкое распространение в золотодобывающей промышленности. Извлечение золота в раствор при кучном цианировании достигает 40-50 %.

Процесс кучной хлоринации применялся на рудах Алтын-Тауского месторождения, Ручья Болотного, ручья Валунного [1]. По результатам экспериментов установлено, что извлечение золота в раствор достигало 70 % при концентрации хлора до 16 г/л. Коллективом авторов [2] были проведены исследования на руде шахты «Южная» Березовского месторождения, в результате извлечение золота в продуктивный раствор составило от 66 до 72 %. Лабораторные исследования извлечения золота из пиритного концентрата Хизоваарского месторождения показали извлечение золота в раствор до 78 % [3].

Исследованиям были подвергнуты хвосты центробежной сепарации Игуменовского месторождения Магаданской области. Извлечение золота в раствор составляло до 70 % [3]. Исследования извлечения золота на старогодних хвостах Красноуральской обогатительной фабрики показали извлечение в раствор золота 49 %, меди 52 %, цинка 53 %, серебра 42 % [4]. Применение на хвостах Семеновской ЗИФ комбинированной гравитационно-гидрохлоридной технологии позволило извлечь из хвостов до 75 % золота [5].

В качестве объекта для реализации процесса кучной хлоринации рассмотрены хвосты кучного цианирования руды месторождения «Мезек». Хвосты цианирования расположены в пяти штабелях, имеют значительные запасы и содержат до 1,2 г/т золота. В связи с этим данные хвосты являются перспективным объектом для вовлечения в переработку с целью доизвлечения из них золота.

При этом штабели после цианирования практически подготовлены для вторичной эксплуатации. Массивы штабелей гидроизолированы от почвы, имеют системы сбора продуктивных растворов.

Предлагается реализовать доизвлечение золота методом гидрохимической хлоринации. Метод заключается в получении электролизом хлорида натрия газообразного хлора, растворении хлора с получением хлорной воды, подаче хлорной воды в массив штабеля, сбора продуктивного раствора, очистку продуктивного раствора от ионов тяжелых металлов, сорбцию золота из продуктивного раствора на уголь, озоление насыщенного золотом угольного сорбента, плавку золы с получением золотосодержащего сплава.

Принципиальная схема цепей аппаратов гидрохлоринационной установки приведена на рис. 1.

Процесс извлечения золота из продуктивного раствора осуществляется следующим образом. Из сборника 5 продуктивный раствор насосом подается в осадительную емкость 6, в которую подается образующийся при электролизе хлорида натрия щелочной катодит. В осадительной емкости 6 происходит выпадение в осадок гидроокислов металлов. Очищенный от ионов металлов продуктивный раствор направляется в сорбционную емкость 7 с угольным сорбентом. Насыщенный золотом угольный сорбент направляется на озоление и плавку с получением золотосодержащего сплава.

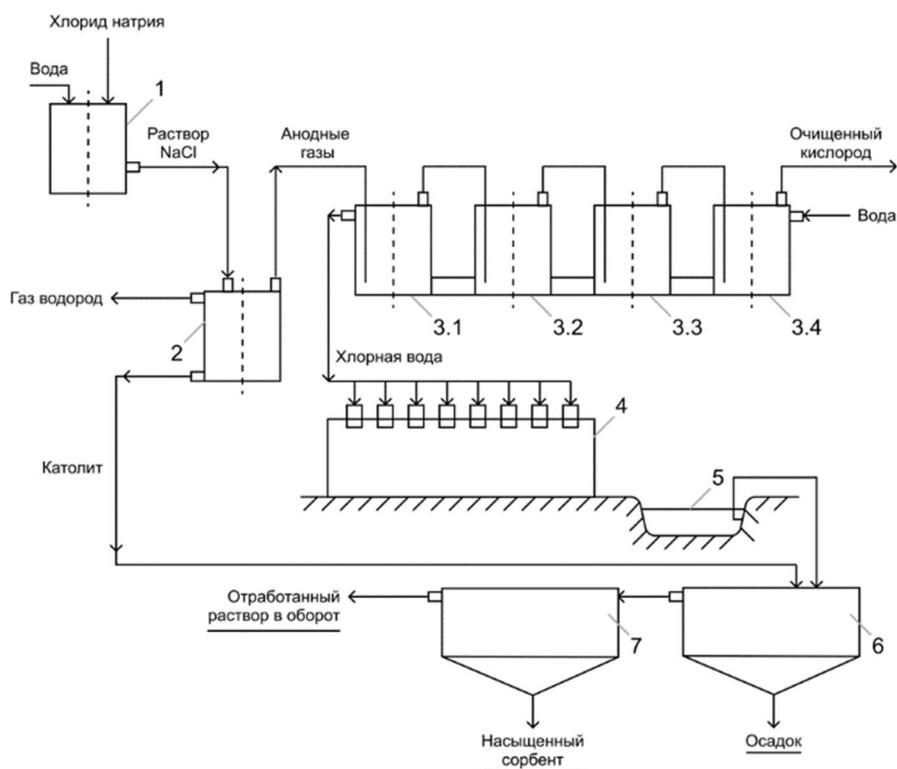


Рисунок 1 – Принципиальная схема цепей аппаратов гидрохлоринационной установки: 1 – растворной бак; 2 – электролизер; 3.1, 3.2, 3.3, 3.4 – емкости для растворения хлора из анодных газов; 4 – штабель; 5 – сборник продуктивного раствора; 6 – осадительная емкость; 7 – сорбционная емкость

Экономическими расчетами показана высокая экономическая эффективность предлагаемой технологии кучной гидрохимической хлоринации.

Список литературы

1. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. В 2 т. Т. 2. Золото / ВНИИ хим. технологии; под ред. М. И. Фазлуллина. – Москва: Руда и металлы, 2005. – 328 с. – ISBN 5-8216-0064-2.
2. Морозов Ю. П. Исследование возможностей извлечения золота из руд и продуктов обогащения обогатительной фабрики Берёзовского рудоуправления методом электрохимической хлоринации: отчёт по НИР / Ю. П. Морозов, Е. Л. Евграфова, М. Ю. Киселёв; Таилс КО. – Екатеринбург, 2008. – 55 с.
3. Киселев М. Ю. Исследование закономерностей и разработка технологии извлечения золота электрохимической хлоринацией из золотосодержащих продуктов: спец. 25.00.13 «Обогащение полез. ископаемых»: дис. ... канд. техн. наук / М. Ю. Киселев. – Екатеринбург, 2012. – 144 с.
4. Морозов Ю. П. Аннотированный отчёт по оценке возможностей использования электрохимической хлоринации для извлечения ценных компонентов из старогодних хвостов Красноуральской обогатительной фабрики / Ю. П. Морозов, М. Ю. Киселёв; Таилс КО. – Екатеринбург, 2011. – 35 с.
5. Принципы адаптации ресурсосберегающих технологий переработки вторичного металлосоодержащего сырья / И. В. Шадрюнова, Н. Н. Орехова, Т. В. Чекушина, О. Е. Горлова // Науковедение: интернет-журн. – 2017. – Т. 9, № 6. – URL: <https://naukovedenie.ru/PDF/112EVN617.pdf> (дата обращения 17.01.2023).

ПОВЫШЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРОЦЕССА ГИДРО- И ЭЛЕКТРОХЛОРИНАЦИИ ПУТЕМ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗНОГО ВОДОРОДА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ

Морозов Ю. П.¹, Вальцева А. И.^{1,2}, Битимбаев М. Ж.³,
Шварук А. В.⁴, Кунаев М. С.⁵

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский Федеральный Университет им. первого Президента России
Б. Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия,

³РОО «Национальная инженерная Академия РК», г. Алматы, Казахстан

⁴ТОО МАКРОМ, г. Алматы, Казахстан

⁵Caspian Servises Inc., Salt Lake City, Utah, USA

Современным трендом развития энергетики является декарбонизация, диктующая отказ от углеводородного топлива. Одним из перспективных источников энергии является водород, однако, в природе водорода не существует в виде молекулы, поэтому остро стоит вопрос получения водорода. В мире 96 % водорода производится из традиционных топлив, из них 48 % – это паровая конверсия метана, 30 % – риформинг нефти, 18 % – газификация угля, и все эти технологии так или иначе связаны с уроном окружающей среде и высоким энергопотреблением. Дальнейшее сжатие, хранение, транспортировка и распределение водорода приводят к росту цен на данное топливо. В табл. 1 приведены данные по стоимости 1 кг водорода в зависимости от способов его получения [1].

Таблица 1 – Стоимость 1 кг водорода в зависимости от способов его получения

Процесс получения водорода	Исходное сырье	Стоимость, руб./кг
Электролиз воды	Вода	219 – 292
Паровой риформинг метана	Природный газ	152,0 – 165,7
Газификация угля	Уголь	97,2 – 119,0
Автотермический риформинг метана	Природный газ	108,0
Пиролиз метана	Природный газ	116,0 – 124,1
Пиролиз биомассы	Древесная биомасса	91,25 – 160,6
Газификация биомассы	Древесная биомасса	129,21 – 149,65

Данные способы являются весьма дорогостоящими. Необходимо учитывать, что для получения 1 кг водорода необходимо затратить не менее 4,5 кВт·ч электроэнергии, в то время как при сжигании 1 м³ водорода можно выработать 2,8 кВт·ч.

В некоторых технологических процессах водород является побочным продуктом, не представляющим значимости для технологии. Авторами дан-

ной работы предлагается технология, вовлекающая в процесс генерации электроэнергии, получаемый в ходе электролиза хлорида натрия побочный водород.

Электролиз хлорида натрия используется в процессе гидро- и электрохлоринации для получения хлора. Получившийся хлор отправляется в операцию получения хлорной воды, а образовавшийся на катоде водород обычно выбрасывается в атмосферу. Предлагается использование водорода в энергетическом цикле для получения электроэнергии. Принципиальная схема данного процесса представлена на рис. 1.

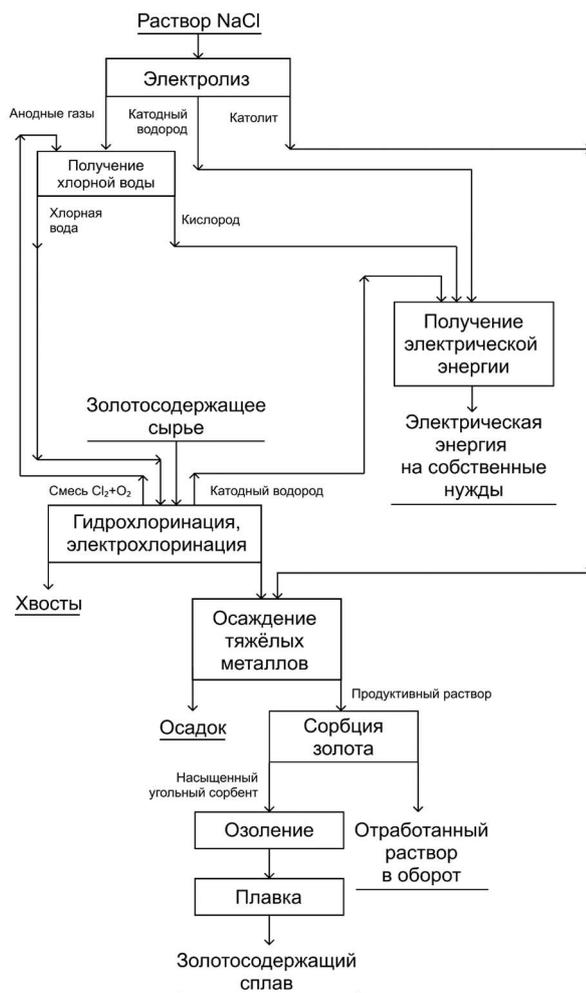


Рисунок 1 – Принципиальная схема процесса гидро- и электрохлоринации золотосодержащего сырья с использованием водорода

Данная технология предусматривает получение хлора в диафрагменном электролизере. Получаемый газообразный хлор направляется в операцию получения хлорной воды методом растворения, а газообразный водород направляется в паросиловой цикл.

Полученная хлорная вода направляется в массив золотосодержащего сырья. Полученный продуктивный раствор и полученный при электролизе катодит отправляются в процесс коллективного или селективного осаждения

ионов тяжелых металлов, очищенный золотосодержащий продуктивный раствор подается в операцию сорбции на угольный сорбент. Насыщенный золотом угольный сорбент направляется на операцию озонения и последующую плавку, а отработанный раствор направляется в оборот.

Для реализации подобной технологии и вовлечения водорода в энергетический цикл необходимо использование дополнительного оборудования – камеры сгорания, совмещённой с водородо-воздушным парогенератором, паровой турбины, конденсатора и компрессора для поддержания необходимого давления. Принципиальная схема станции представлена на рис. 2.

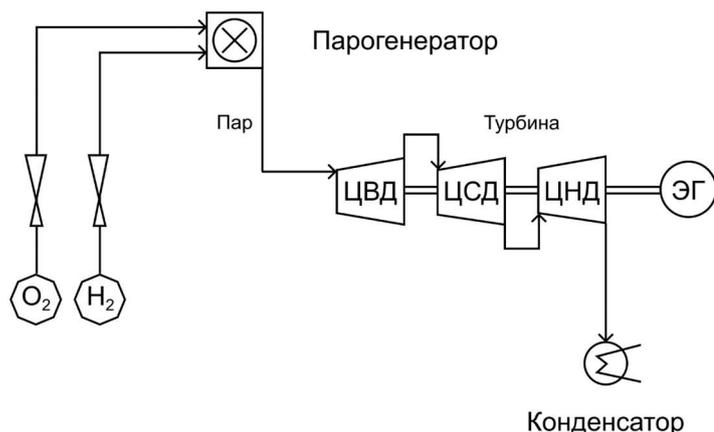


Рисунок 2 – Принципиальная схема станции:

ЦВД – цилиндр высокого давления турбины; ЦСД – цилиндр среднего давления;
ЦНД – цилиндр низкого давления

Подобные установки отличаются большой маневренностью и высоким КПД. Получаемая на подобной станции электроэнергия является экологически чистой и может быть использована не только для собственных нужд процесса гидро- и электрохлоринации, но и может отпускаться в сеть.

В ходе экономических расчетов была подтверждена экономическая целесообразность применения водородной электрической станции, данные расчетов представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Показатели выработки электроэнергии водородной электростанцией

Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя
Мощность электростанции	МВт	5
Стоимость электроэнергии	руб./кВт·ч	7
Капитальные затраты	руб.	356 400 000
Суммарная выручка	руб./год	276 500 000
Чистая прибыль	руб./год	158 088 000
Срок окупаемости	год	2,25

Согласно полученным данным чистая прибыль от внедрения в производственный цикл водородной электростанции мощностью 5 МВт и продажи, оставшейся от использования на собственные нужды процесса электроэнергетики внешним потребителям, составит 158 088 000 рублей в год, срок окупаемости – 2,25 года. Таким образом, предлагаемая технология является экономически эффективной, а использование водорода, как экологически чистого источника электрической энергии позволяет снизить урон, наносимый окружающей среде традиционными источниками генерации.

Список литературы

1. Life cycle assessment of technologies for hydrogen production-a review / X.-S. Xie, W.-J. Yang, W. Shi [et al.]. – DOI 10.16085/j.issn.1000-6613.2017-1604 // Chemical Industry and Engineering Progress. – Vol. 37, Iss. 6. – P. 2147-2158.

УДК 622.7

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ КАРАГАЙЛИНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

**Морозов Ю. П.¹, Вальцева А. И.^{1,2}, Битимбаев М. Ж.³,
Шварук А. В.⁴, Кунаев М. С.⁵**

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

²ФГАОУ ВО «Уральский Федеральный Университет им. первого Президента России
Б. Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия,

³РОО «Национальная инженерная Академия РК», г. Алматы, Казахстан

⁴ТОО МАКРОМ, г. Алматы, Казахстан

⁵Caspian Servises Inc., Salt Lake City, Utah, USA

Карагайлинская обогатительная фабрика перерабатывает медно-цинковые руды. Перспективным для переработки объектом являются хвосты Карагайлинской обогатительной фабрики. В хвостохранилище обогатительной фабрики накоплено более 5 млн тонн хвостов обогащения.

Согласно паспорту учета, государственным кадастрам РК хвосты Карагайлинской обогатительной фабрики содержат 0,7 % меди, 0,61 % цинка, 0,97 г/т золота, 12,5 г/т серебра.

Для проведения исследований была взята проба хвостов массой 540 кг. Минералогическим анализом было установлено, что проба на 57 % представлена породообразующими минералами, на 45 % – кварцем. Рудные минералы представлены сульфидами (пиритом, халькопиритом и сфалеритом) и вторичными минералами железа и меди. Основным рудным минералом является пирит. Массовая доля пирита 36 %, массовая доля халькопирита – 2,1 %, сфалерита – 1,5 %. Также в незначительных количествах в пробе присутствуют арсенопирит, галенит, пирротин, ковеллин. Золото в сульфидах присутствует в крупности от 2 до 6 мкм.

Исследования хвостов по возможности применения комплексной технологии гидро- и электрохлоринации были выполнены на навесках по 500 г после предварительного серно кислотного растворения. Хвосты подвергались диафрагменной перколяционной гидро- и электрохлоринации. В ходе экспериментов напряжение на электродах поддерживалось в диапазоне 8–10 В, ток составлял 3–4 А, продолжительность электрохлоринации – 6 часов, концентрация раствора хлорида натрия – 5 г/л. Схема установки для проведения перколяционной гидро- и электрохлоринации представлена на рис. 1.

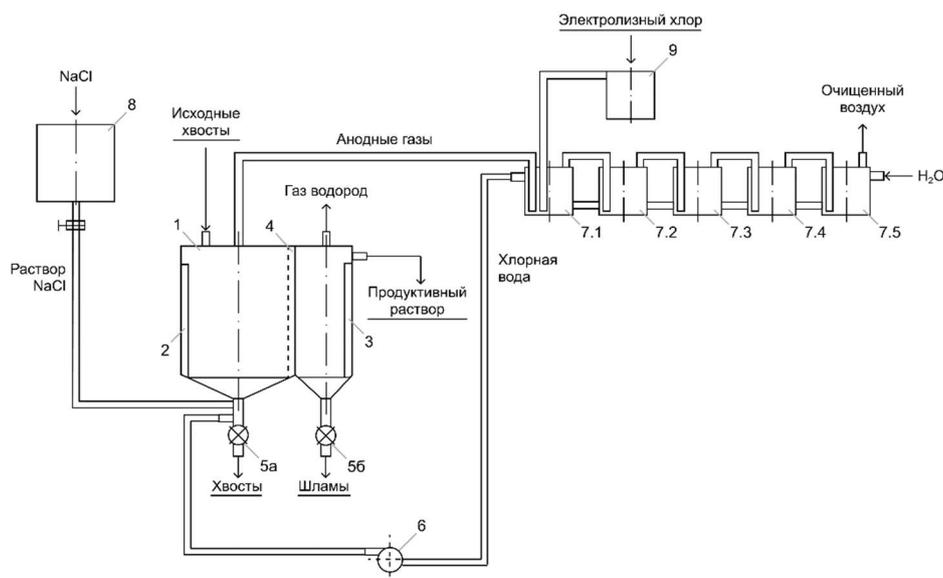


Рисунок 1 – Установка перколяционной гидро- и электрохлоринации:

1 – емкость для гидро- и электрохлоринации; 2 – анод; 3 – катод; 4 – диафрагма; 5а, 5б – разгрузители; 6 – насос; 7.1, 7.2, 7.3, 7.4, 7.5 – емкости для растворения анодных газов и хлора; 8 – растворный бак; 9 – электролизер для получения газообразного хлора

Экспериментально установлено, что перколяционная диафрагменная гидро- и электрохлоринация обеспечивает извлечение в раствор меди 84 %, цинка 82 %, золота 85 % по отношению к кеку серно кислотного растворения.

Выполнены исследования по селективному осаждению ионов тяжелых металлов из продуктивных растворов. В результате хлоринации был получен продуктивный раствор, содержащий 5 г/л меди, 3,8 г/л цинка и 2,6 г/л железа. Значение рН раствора составляло 1,9. Эксперименты по селективному осаждению проводились на пробах продуктивного раствора объемом 500 мл с предварительной аэрацией раствора в течение 120 минут, в процессе нейтрализации устанавливали значения рН 4,0, 7,0, 10,5. Анализ результатов исследования осаждения металлов показал, что аэрация продуктивного раствора в течение 120 минут обеспечивает селективность осаждения металлов из раствора. Извлечение в осадок 1 железа составило 67,2 %, извлечение в осадок 2 меди – 86,9 %, извлечение в осадок 3 цинка – 80,1 %.

Проведена оценка влияния на сорбцию золота ионов металлов, содержащихся в продуктивном растворе. Проведенные исследования сорбции золота из продуктивных растворов показали, что предварительное осаждение ионов металлов позволяет повысить извлечение золота на уголь с 82 % до 91 %.

Предлагаемая комбинированная технология сернокислотного растворения гидро- и электрохлоринации позволяет извлекать в насыщенный угольный сорбент более 80 % золота при содержании в нем золота 2,5 г/кг угля, получать при последовательном осаждении ионов тяжелых металлов осадки: гидроокислы железа при извлечении в них железа 67 %, гидроокислы меди при извлечении в них меди 86,9 %, гидроокислы цинка при извлечении в них цинка 80 %.

Были проведены расчеты экономической эффективности данной технологии. Результаты расчетов представлены в табл. 1.

**Таблица 1 – Показатели переработки хвостов
Карагайлинской обогатительной фабрики**

Наименование показателя	Единицы измерения	Значение показателя
Производительность по хвостам	т/год	816 000
Содержание в хвостах:		
меди	%	0,70
цинка	%	0,61
золота	г/т	0,97
Количество получаемой товарной продукции:		
медного концентрата	т/год	14 787
цинкового концентрата		9 956
золотосодержащий сорбент		316,4
Капитальные затраты	руб.	262 000 000
Амортизационные отчисления	руб./год	32 750 000
Затраты на реагенты и материалы	руб./год	1 139 224 800
Затраты на электроэнергию	руб./год	292 504 000
Себестоимость переработки хвостов	руб./т	2 812,14
Суммарная выручка	руб./год	2 446 209 600
Чистая прибыль	руб./год	121 197 340,8
Срок окупаемости	год	2,16

Расчетами показано, что при капитальных затратах 262 млн рублей чистая прибыль составляет 121 млн рублей в год при сроке окупаемости 2,16 года, что доказывает эффективность технологии.

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ ДОБАВОК ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ НЕФЕЛИНОВОГО СЫРЬЯ

Пиляева О. В.¹, Шепелев И. И.², Жуков Е. И.³, Головных Н. В.⁴

¹Ачинский филиал ФГБОУ ВО Красноярский ГАУ, ²НИО «ЭКО-Инжиниринг»,

³АО «РУСАЛ Ачинск», г. Ачинск, Россия

⁴Институт геохимии СО РАН, г. Иркутск, Россия

Для металлургических отраслей решение вопросов рециклинга отходов позволит обеспечить экологическую безопасность производства за счет вторичного их использования и снизить издержки производства, уменьшая экологические платежи при возврате их в производственный технологический процесс [1]. Зачастую пыли на газоочистных сооружениях глиноземного и цементного производства образуется очень много. В процессе спекания сырьевой шихты из вращающихся печей спекания вместе с отходящими газами выносятся в атмосферный воздух значительное количество мелкодисперсной пыли [2]. Ранее проведенными исследованиями [3] было установлено, что на территории промышленной площадки Ачинского глиноземного комбината средняя пылевая нагрузка составляет 2000-5000 кг/км² в сутки, максимальная – 11145 кг/км² в сутки.

Для обеспечения соответствия санитарно-гигиеническим нормативам качества атмосферного воздуха, а также возврата пыли в технологический процесс с целью снижения потерь полезных компонентов, печные газы подвергаются последовательной очистке в пылеулавливающих установках. Печные газы, проходя систему газоочистного оборудования, которая включает в себя пылевую камеру и электрофильтры, очищаются от технологической пыли, которая возвращается в процесс спекания сырьевой шихты и таким образом утилизируется. В пылевой камере происходит очистка печных газов от крупной фракции пыли более 50 мкм. Газовый поток, проходя через пылевую камеру, теряет скорость, частицы пыли под своим весом осаждаются в бункерах пылевых камер. В камерах осаждается от 8 до 15 % пыли. Следующей ступенью очистки являются электрофильтры, в которых происходит процесс очистки от мелкодисперсной технологической пыли, которая затем возвращается в процесс при помощи шнеков и пневмокамерных насосов [4].

Действующая схема очистки пылегазового потока в цехе спекания АО «РУСАЛ Ачинск» имеет недостатки с точки зрения экологии. Поэтому на глиноземном производстве постоянно ведутся поиски снижения запыленности. При существующей схеме пылеоборота в процессе спекания сырьевой шихты технологическая пыль, уловленная в пылевой камере и в электрофильтрах, после очистки возвращается в печь с горячего конца печи. Основным недостатком данной схемы утилизации технологической пыли является то,

что определенная ее часть (в основном частицы менее 30 мкм) не оседает на поверхность спекаемого материала сырьевой шихты, а выносится из печи спекания с газовым потоком и вновь попадает в газоочистные установки.

Пыль электрофильтров печей спекания глиноземсодержащих шихт обогащена летучими соединениями щелочных металлов, хлоридами и сульфатами. В связи с этим считается нецелесообразным пыль электрофильтров утилизировать вместе с пылью пылевой камеры подачей обратно в печь, так как хлориды и сульфаты щелочных металлов, поступающие в печь с оборотной пылью электрофильтров, являются легколетучими и не участвуют в химических реакциях с компонентами шихты. При возврате пыли электрофильтров в печь спекания из-за большой скорости движения газов в печи (более 20 м/с) мелкодисперсная пыль электрофильтров не оседает на спек, а проносится через печь, увеличивая тем самым количество оборотной (циркулирующей в печи) технологической пыли, и при этом наблюдается безвозвратный унос ее в атмосферу.

Проведенный сравнительный рентгеноспектральный анализ состава пыли электрофильтров показал, что пыль отличается от исходной шихты повышенным содержанием щелочей – наиболее летучих компонентов шихты. В более мелких фракциях пыли в направлении от первых к последним электрическим полям электрофильтров количество щелочных соединений больше. Такая же закономерность характерна для серы и хлора. В пробах пыли, отобранных с последних электрических полей (поле № 4 и № 5) электрофильтров, количество хлоридов и сульфатов значительно больше, чем в пробах пыли, отобранных с первых электрических полей электрофильтров (№ 1 и № 2). Накопление солей (сульфатов и хлоридов) в спеке влияет на его качественные характеристики.

Как показал химический анализ пыли электрофильтров печей спекания, распределение оксидов в пыли разное. Наибольшая массовая доля оксида кальция отмечается в пыли, отобранной с электрических полей №№ 1, 2 и 3 электрофильтра, которая соответственно равна 33,8; 32,8 и 31,2 % мас. Пыль, отобранная с электрических полей № 4 и № 5 электрофильтра, содержала намного меньше активного оксида кальция, соответственно, 8,96 и 16,2 % мас. Для сравнения пыль электрофильтров с электрических полей № 1 и № 3 содержала соединения серы в пределах 1,5–2,0 %, а пыль, отобранная с электрических полей № 4 и № 5 содержала соединения серы от 10,2 до 11,5 %. Это подтверждают и данные рентгенофазового анализа пыли с электрического поля № 5 электрофильтра печи спекания № 6, которая была представлена примерно равными количествами афтиталита ($K_3Na(SO_4)_2$, $d = 4,09; 2,94; 2,04 \text{ \AA}$, JCPDS, 20–928), галита ($NaCl$, $d = 3,26; 2,83; 1,997 \text{ \AA}$, JCPDS, 5–628), сильвинита (KCl , $d = 3,66; 3,15; 2,22 \text{ \AA}$, JCPDS, 41–1476) и кальцита ($CaCO_3$, $d = 3,86; 3,03; 1,877 \text{ \AA}$, JCPDS, 47–1743) (рис. 1).

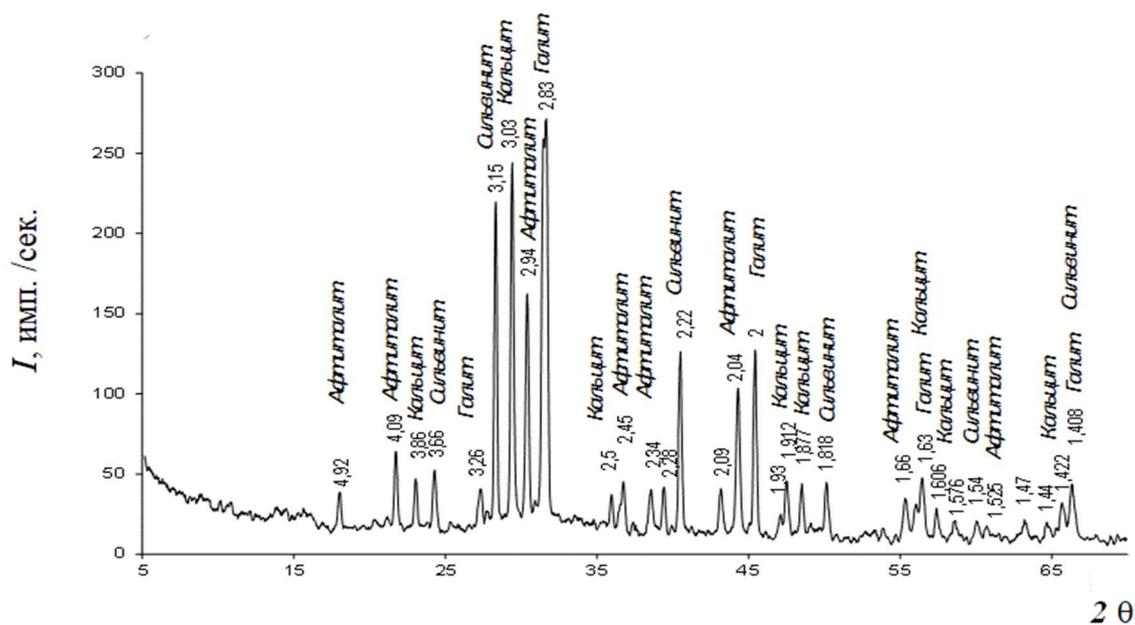


Рисунок 1 – Фрагмент дифрактограммы пыли электрофильтров печи спекания № 6 (электрическое поле № 5) с указанием фазовой принадлежности основных пиков

При переработке по методу спекания нефелиновой руды с известняком наблюдались колебания содержания оксида серы в глинозёмной шихте. Это обусловлено изменениями содержания соединений серы в сырьевых компонентах (нефелиновая руда, известняк) и в топливе (уголь, мазут). При пониженном содержании серы в этих компонентах в шихте и топливе в пересчете на SO_3 снижается выпуск побочного товарного продукта – сульфата калия. Для увеличения выпуска сульфата калия и одновременно снижения расхода известняка предлагается в нефелиново-известняково-содовую шихту вводить сульфатсодержащую добавку. В качестве сульфатсодержащей добавки было предложено использовать пыль 4 и 5 электрических полей электрофильтров печей спекания глиноземного производства. При спекании глиноземной шихты вводимая сульфатсодержащая добавка участвует в процессе минералообразования, изменяет фазовые состояния отдельных компонентов шихты и способствует переводу оксида серы в щелочные сульфаты калия и натрия. Сульфаты калия и натрия являются очень устойчивыми соединениями при температуре до $1500\text{ }^{\circ}C$.

Сульфатсодержащую добавку вводили в коррекционные бассейны сырьевого цеха АО «РУСАЛ Ачинск» для приготовления нефелиново-известняково-содовой шихты в количестве в количестве 2,0-3,0 мас. % от массы шихты. По результатам проведенных опытно-промышленных испытаний получены данные о повышении выпуска сульфата калия за счет роста концентрации K_2SO_4 в содовом растворе, обусловленного вводом пыли 4 и 5 электрических полей электрофильтров печей спекания в процесс приготовления

сырьевой шихты. Средний прирост выхода сульфата калия от увеличения содержания сульфатов в составе шихты составляет 4,0 т в сутки или 1460 т в год.

Данное направление использования пыли электрофильтров печей спекания позволяет стабилизировать содержание сульфата калия в исходном содовом растворе и вследствие этого увеличить выпуск ценного продукта, сульфата калия, и обеспечить получение экономического эффекта. Исключение возврата пыли электрофильтров в печь спекания обеспечивает снижение нагрузки на электрофильтры и повышает эффективность в них очистки отходящих газов от мелкодисперсных твердых загрязняющих веществ. Как показали замеры, запыленность на выходе из электрофильтра при использовании предлагаемой схемы утилизации пыли с исключением подачи мелкодисперсной пыли электрофильтров обратно в печь снизилась на 76,6 % (с 0,441 до 0,103 г/м³).

Список литературы

1. Невьянцев, Г. И. Разработка установок по рециклингу пылей газоочисток металлургических печей [Текст] / Г. И. Невьянцев, А. В. Юричев // Конструкторское бюро. – 2015. – № 6. – С. 32-39.
2. Санаев, Ю. И. Обеспыливание газов электрофильтрами [Текст] / Ю. И. Санаев. – Семибратово: Кондор-Эко, 2009. – 163 с.
3. Дворецкая, Ю. Б. Геоэкологическая оценка влияния глиноземного производства на окружающую среду: на примере г. Ачинска [Текст]: дис. ... канд. геол.-минерал. наук: 25.00.36 / Дворецкая Юлия Борисовна. – Красноярск, 2007. – 174 с.
4. Арлюк, Б. И. Комплексная переработка щелочного алюминийсодержащего сырья [Текст] / Б. И. Арлюк, Ю. А. Лайнер, А. И. Пивнев. – М.: Металлургия, 1994. – 384 с.

МЕТОДЫ ЛОКАЛЬНОЙ ОЧИСТКИ ПОДШЛАМОВОЙ ВОДЫ В ОБОРОТНОЙ СИСТЕМЕ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Головных Н. В.

Институт геохимии СО РАН, г. Иркутск, Россия

На глиноземных предприятиях, применяющих способ спекания алюминиевого сырья с модульными добавками (известняком и содой), удаление основного отхода – белитового шлама (2-кальциевого силиката Ca_2SiO_4) производится с помощью оборотной подшламовой воды, которая после промывки и распульпования шлама содержит взвешенные вещества и растворимые соединения – щелочи и алюминаты [1]. После откачки пульпы на шламохранилище подшламовые воды осветляются в процессе сгущения шлама и с помощью сборных колодцев и каналов возвращаются в циркуляционный узел – отстойник-накопитель. Являясь разбавленными щелочно-алюминатными растворами с общим содержанием щелочей в пределах 2200-10800 мг/дм³ $\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}$, глинозема – 200-5500 мг/дм³ Al_2O_3 , подшламовые воды могут аккумулировать, учитывая объем оборотной системы, превышающий гидрохимический цикл, значительное количество недоизвлеченных ценных компонентов. При этом убыль воды в составе заскладированного шлама, а также дренажные утечки в санитарно-защитную зону шламонакопителя обуславливают потерю ценных компонентов. Растворенные компоненты сохраняются в оборотной системе, если значение каустического модуля $\alpha_{\text{ку}}$ ($\text{Na}_2\text{O}_{\text{ку}}/\text{Al}_2\text{O}_3$), как показателя стабильности в системе $\text{Na}_2\text{O}-\text{Al}_2\text{O}_3-\text{H}_2\text{O}$, для охлаждаемой подшламовой воды превышает аналогичное значение для разогреваемых производственно-алюминатных растворов (65-120 г/дм³ Al_2O_3 , $\alpha_{\text{ку}} = 1,50-1,55$). Стабильному состоянию циркулируемой подшламовой воды препятствует постоянное накопление примесей и нейтрализация пульпы углекислотой воздуха, что ведет к образованию отложений в системе гидротранспорта шлама и охлаждения оборудования. Поэтому объективные закономерности и сложившаяся практика требуют поиска технических решений не только по более рациональному использованию, но и очистке подшламовых вод (включая стоки и дренажи со шламового поля) с использованием обессоленной воды и продуктов очистки, учитывая, что использование подшламовых вод для приготовления шихты и при мокром размоле спека позволяет в пределах технологического баланса утилизировать ценные вещества в производственные процессы.

В основу очистки подшламовых вод был положен метод карбонизации вод, применяемый в глиноземной технологии для осаждения гидроксида алюминия из производственных алюминатных растворов и очистки содовых растворов от соединений алюминия. Методика процесса основана на том, что при

подаче очищенных газов печей спекания в карбонизаторы, через которые прокачивается определенный объем алюминатных растворов, происходит перевод каустической щелочи в карбонаты и бикарбонаты, а также разложение алюминатов с выделением в осадок гидроксидов алюминия, с постепенным переходом от аморфной к более кристаллическим формам: алюмогель → байерит → гиббсит/бемит. Данный метод, будучи технически близким к способам «мокрой» газоочистки, а также нейтрализации и снижения щелочности общезаводских сточных вод, был опробован для снижения выброса диоксида углерода (парникового газа) путем подачи подшламовой воды в карбонизаторы [2].

Вместе с тем, опыт применения метода карбонизации на Пикалевском глиноземном заводе, позволяющего нейтрализовать каустическую щелочь и очистить подшламовую воду от глинозема на 98,5 %, не отвечал требованиям локальной водоочистки из-за недостаточной скорости очистки оборотной воды, что приводило к зарастанию оборудования и отстойников, а также вынуждало сброс вместе с осадком в систему водоотведения. Причиной было остаточное содержание растворенного глинозема после карбонизации растворов, которое повышалось с 3-6 до 25-30 мг/дм³ с ростом благоприятного для очистки фактора – исходной концентрации Al₂O₃ от 600 до 4800 мг/дм³. Даже при полном переводе щелочи в гидрокарбонатную форму не было достаточных условий для полного осаждения взвешенных веществ, выделяемых в процессе карбонизации. Отмечалось образование очень мелких и плохоосаждаемых частиц Al(OH)₃, что в значительной мере осложняло операции по отстаиванию и утилизации осадка. В связи с этим для более полной очистки карбонизированных вод было предложено использовать дополнительные реагенты-осадители – белые шламы, получаемые в результате обескремнивания промышленных алюминатных растворов. В табл. 1 показаны результаты исследований по обработке белыми шламами 1-й и 2-й стадиями обескремнивания (добавка шлама 1,0 г/дм³) опытного раствора, соответствующего подшламовой воде после карбонизации, с содержанием Al₂O₃ 1,0 г/дм³ при $\alpha_{\text{кв}} = 1,65$.

Из полученных данных следует, что белые шламы интенсифицируют процессы осветления карбонизированных подшламовых вод. Механизм улучшения процессов очистки объясняется воздействием на водную суспензию катионов белого шлама (по природе – алюмосиликатов щелочного или щелочноземельного металла), особенно кальция в составе шлама 2-й стадии обескремнивания. Установлено, что добавки белых шламов улучшают не только седиментационные, но и фильтрационные свойства водных суспензий. Так, если после фильтрации воды в обычных условиях содержание взвешенных веществ снижается с 241,9 до 70,0 мг/дм³, а Al₂O₃ – с 5,9 до 3,2 мг/дм³, то фильтрат водно-шламовой суспензии отличается более высокой степенью очистки. Добавка белого шлама в количестве 1 г/дм³ наиболее оптимальна,

при этом очищенная вода практически не содержит взвешенных веществ. Белые шламы являются обратным продуктом и вместе с осадком $Al(OH)_3$ могут быть утилизированы в процессы приготовления и спекания глиноземной шихты.

Таблица 1 – Очистка опытного раствора после карбонизации белыми шламами (добавка шлама 1,0 г/дм³)

Время отстаивания	Содержание в растворе, мг/дм ³					
	без добавок белого шлама		шлам I стадии обескремнивания		шлам II стадии обескремнивания	
	Al ₂ O ₃	взвеси	Al ₂ O ₃	взвеси	Al ₂ O ₃	взвеси
Исх.	5,1	205,4	4,4	230,4	3,4	269,2
15 мин	3,4	138,7	не обн.	65,9	не обн.	65,6
30 мин	2,0	87,3	то же	40,2	то же	37,4
60 мин	1,1	51,4	- " -	21,7	- " -	32,8
3 ч	0,7	32,5	- " -	10,6	- " -	17,3
8 ч	0,6	31,3	- " -	5,8	- " -	не обн.
24 ч	0,4	14,8	- " -	2,1	- " -	то же

Поскольку глубокая очистка и обессоливание водных растворов возможны только с применением сложных и дорогих методов (электролиз, обратный осмос, диализ, электрофорез и т.д.), было исследовано два наиболее доступных метода снижения содержания и утилизации общей щелочи из водных растворов промышленного состава. В качестве первого изучена возможность карбонизации растворов в автоклаве под давлением диоксида углерода 300-400 кПа (избыточных). Установлено, что автоклавная карбонизация повышает содержания Na_2O и CO_2 в глиноземном осадке. При этом осадки, выделенные из растворов с различной концентрацией глинозема ($\alpha_{ку} \sim 1,65$), имеют следующие содержания ценных компонентов:

1) для растворов с 1,0 г/дм³ Al₂O₃ – осадки содержат 57,2-57,6 % Al₂O₃; 0,4-0,6 % Na₂O (основная фаза – алюмогель);

2) для растворов с 5,0 г/дм³ Al₂O₃ – осадки содержат 51,8 % Al₂O₃; 6,5 % Na₂O; 12,7 % CO₂ (алюмогель и гидроалюмокарбонат натрия ГАКН – Na₂O·Al₂O₃·2CO₂·nH₂O);

3) для растворов с 10,0 г/дм³ Al₂O₃ – осадки содержат 43,3 % Al₂O₃; 10,8 % Na₂O; 18,6 % CO₂ (ГАКН и алюмогель);

4) для растворов с 20,0 г/дм³ Al₂O₃ – осадки содержат 41,0 % Al₂O₃; 18,7 % Na₂O; 19,7 % CO₂ (ГАКН, бикарбонат натрия, байерит);

5) для растворов с 80,0 г/дм³ Al₂O₃ – осадки содержат 50,7 % Al₂O₃; 10,9 % Na₂O; 9,0 % CO₂ (байерит, бикарбонат натрия).

Отсюда следует, что выделение гидроалюмокарбонатов методом автоклавной карбонизации должно производиться из растворов, содержащих растворенные алюминаты в пределах 5,0-20,0 г/дм³ Al₂O₃ ($\alpha_{ку} \sim 1,65$). При макси-

мальном содержании Na_2O в твердой фазе (21,5 %) это позволяет достичь степени извлечения щелочи из раствора 60 %. Данный способ пригоден для очистки концентрированных оборотных вод, а также технических вод, образующихся после промывки фильтров и смывок с оборудования после отделения шлама.

Согласно второму способу, который пригоден для более разбавленных оборотных вод ($< 5,0 \text{ г/дм}^3 \text{ Al}_2\text{O}_3$), процесс очистки воды ведут с добавками ионообменных минералов – цеолитов [3], который сопровождается карбонизацией, а также Ca-Na обменом и связыванием Ca^{2+} и Al^{3+} в осадок. В ходе экспериментов порции опытного раствора, воспроизводящего состав подшламовой воды с концентрацией $928,3 \text{ мг/дм}^3 \text{ Na}_2\text{O}_{\text{общ}}$ и $221,1 \text{ мг/дм}^3 \text{ Al}_2\text{O}_3$, помещали в активатор-мешалку и перемешивали при постоянном барботаже CO_2 из баллона с добавками 100 г/дм^3 цеолита (свежего или регенерированного «известковым молоком») крупностью не более 10 мм, содержащего не менее 1,5-2,0 % CaO. Для данной задачи наиболее подходят природные цеолиты типа клиноптилолита и морденита (являются алюмосиликатным сырьем и содержат не менее 10-12 % Al_2O_3 , ионообменная емкость по катионам превышает 3,5 % от массы сорбента). Невозможность применения для этой цели других алюмосиликатов, в том числе глиноземных (белых) шламов, была подтверждена экспериментально. Установлено, что белые шламы имеют другую кристаллическую структуру и не обеспечивают условий для соответствующего ионного обмена. Согласно экспериментальным данным (табл. 2), степень очистки от общей щелочи заметно снижается, как только щелочность опытного раствора падает до $\text{pH} = 9,0-9,5$. Другим контролируемым параметром является содержание CaO в цеолите. Высокая степень очистки воды достигается при содержании оксида кальция в цеолитах не менее 2,0 %. В противном случае структура цеолита располагает только жестко фиксированными в кристаллической решетке катионами кальция, которые не способны к ионному обмену.

Таблица 2 – Очистка опытного раствора ($928,3 \text{ мг/дм}^3 \text{ Na}_2\text{O}_{\text{общ}}$, $221,1 \text{ мг/дм}^3 \text{ Al}_2\text{O}_3$) на цеолитах (содержание CaO не менее 1,5-2,0%) с одновременной карбонизацией

Содержание CaO в цеолите, %	pH	Раствор после очистки, мг/дм ³		Степень очистки, %	
		$\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}$	Al_2O_3	$\text{Na}_2\text{O}_{\text{общ}}$	Al_2O_3
2,0	8,36	496,0	не обн.	46,6	100,0
2,0	9,00	93,0	не обн.	90,0	100,0
2,0	9,50	161,2	3,8	82,6	98,3
2,0	10,01	454,4	22,0	51,3	90,1
13,6	9,30	92,8	не обн.	90,0	100,0
2,0	9,32	113,4	не обн.	87,0	100,0
1,5	9,30	468,4	8,9	49,5	96,0

После отстаивания суспензии слив может быть отфильтрован. Степень очистки воды указанным способом достигает по глинозему 100 %, по щелочи – 90 %. После очистки оборотную воду можно использовать взамен технической воды в системах водоснабжения. Насыщенный цеолит после регенерации (обработкой недорогими Са-содержащими реагентами) может быть повторно использован в процессах водоочистки, а по достижении невозможности к регенерации – утилизирован в качестве сырьевой добавки вместе с закрепившимся глиноземным осадком (повышает на 3-4 % массу полезных компонентов и снижает расход основного рудного сырья) в процесс спекания глиноземной шихты. Отработанные растворы от регенерации цеолита, содержащие щелочь и алюминат натрия, целесообразно утилизировать в гидрохимический передел глиноземного производства.

Выводы

В основу локальной очистки подшламовых вод глиноземного производства положен метод карбонизации, позволяющий перевести каустическую щелочь в бикарбонатную форму, а также разложить алюминаты с осаждением гидроксида алюминия. Глубокая очистка воды от глинозема осуществляется в результате осветления и фильтрации карбонизированных растворов с добавками белых шламов I и II стадии обескремнивания алюминатных растворов. Выделение щелочи из концентрированных оборотных и промывных вод производится методом автоклавной карбонизации под давлением CO_2 300-400 кПа с получением осадков с высоким содержанием гидроалюмокарбонатов. Удаление щелочи из разбавленных вод может осуществляться путем карбонизации растворов до $\text{pH} = 9,5-9,0$ с добавками природных ионообменников – цеолитов, содержащих не менее 2,0 % СаО. Утилизация твердых продуктов очистки в процесс приготовления и спекания шихты, а растворов от регенерации цеолитов – в гидрохимический передел создают предпосылки для организации на глиноземном предприятии безотходной технологии.

Список литературы

1. Абрамов В. Я. Комплексная переработка нефелино-апатитового сырья / В. Я. Абрамов, А. И. Алексеев., Х. А. Бадалянц. – М., Металлургия, 1990. 392 с.
2. Головных Н. В., Бычинский В. А., Шепелев И. И., Кирюшин Е. В., Жуков Е. И. Расчеты процессов карбонизации оборотных растворов и вод глиноземного производства // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы XXVII Международной научно-технической конференции, 07-08 апреля 2022 г., Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2022, 276 с. – С. 65-70.
3. Ржечицкий Э. П. Использование природных цеолитов в системах водоочистки и водоснабжения алюминиевого предприятия / Э. П. Ржечицкий, Н. В. Головных // Цветная металлургия. – 1998. – № 2-3. – С. 38-42.

ПРЕДЕЛ ДОСТОВЕРНОСТИ ОТБОРА ПРОБ ПРОДУКТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Комлев А. С.

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

Опробование минерального сырья выполняется на всех этапах его добычи, обогащения и дальнейшего использования получаемых продуктов. Результаты опробования характеризуются погрешностями. Случайная и систематическая погрешности изучены в теории и на практике, действие погрешностей на результат опробования предусмотрены нормативной документацией [1]. Вероятная систематическая и методическая погрешности являются новыми погрешностями специфического характера, и до недавнего времени были изучены только в теоретических работах [2].

Основное внимание в теоретических разработках по опробованию традиционно уделяется изучению погрешностей опробования и способов определения минимальных масс проб как величин, определяющих условия отбора, подготовки и анализа проб. Центральное место данные вопросы занимают в современной теории опробования за авторством П. Жи, предусматривающей два варианта расчета массы пробы [3, 4]:

- расчет массы пробы, отбираемой от перемешанных массивов (основан на фундаментальной погрешности опробования FSE (Fundamental Sampling Error);
- расчет массы пробы от неперемешанных массивов (основан на коэффициенте вариации, вычисляемом экспериментально).

Варианты расчета массы пробы не имеют логического и математического единства, результаты расчета по разным вариантам значительно отличаются друг от друга. В результате теория оказывается разделенной на отдельные направления [5, 6]: для перемешанных массивов предусмотрены варианты расчета величины коэффициента k в формуле $q_c = k \cdot q_t$; для неперемешанных массивов предусмотрены варианты определения величины V в формуле $q_d = q_t \cdot \frac{4V^2}{P_{доп}^2}$.

Объединение расчетов масс проб от перемешанных и неперемешанных массивов возможно на основе отбора точечных проб теоретической предельной величины, составляющей один кусок массой q_k . Такой отбор проб получил название *покускового отбора*. В этом случае масса пробы для однородного массива q_c

$$q_c = q_k \cdot \frac{S_k^2}{S_{доп}^2} \quad (1)$$

и для неоднородного массива q_d совпадают:

$$q_d = q_T \cdot \frac{S_T^2}{S_{\text{доп}}^2} = q_K \cdot \frac{S_K^2}{S_{\text{доп}}^2}, \quad (2)$$

где S_K^2 – покусковая дисперсия, %²; $S_{\text{доп}}^2$ – дисперсия допустимой случайной погрешности объединенной пробы, %²; S_T^2 – дисперсия точечных проб, %².

Коэффициенты вариации массовой доли для однородного и неоднородного массивов равны между собой и равны покусковому коэффициенту вариации:

$$V_c = V_d = V_K. \quad (3)$$

Равенство коэффициентов вариации – условие математической связи формул минимальной массы проб для перемешанных и неперемешанных массивов.

Масса точечной пробы может быть любой – сколь угодно малой и сколь угодно большой. Она выбирается в зависимости от характеристик используемого инструмента (пробоотбирателя) или предопределяется условиями прямого измерения массовой доли аналитическим прибором.

Минимальная масса объединенной пробы является функцией массы точечных проб и меняется с изменением массы точечной пробы q_T . Масса объединенной пробы обычно превышает необходимую массу и первой операцией подготовки пробы может быть ее сокращение.

Минимальная масса объединенной пробы:

$$q = q_T \cdot N_T = q_T \cdot \frac{S_\alpha^2}{S_{\text{доп}}^2}, \quad (4)$$

где N_T – число точечных проб; S_α^2 – дисперсия массовой доли, %².

После подставления величины N_T , при условии, что $S_\alpha^2 = S_{\text{доп}}^2$, получается формула:

$$q = q_T \cdot \frac{\left(S_T^2 + \frac{S_K^2 - S_T^2}{n_T} \right)}{S_{\text{доп}}^2}. \quad (5)$$

Масса куска $q_K = q_T / n_T$. Тогда:

$$q = q_K \cdot \frac{S_K^2}{S_{\text{доп}}^2} + (q_T - q_K) \cdot \frac{S_T^2}{S_{\text{доп}}^2}. \quad (6)$$

Первое слагаемое формулы (6) соответствует массе пробы при учете только покусковой дисперсии. Такая масса может быть получена в условиях тщательного перемешивания опробуемого массива (частный случай) и может считаться опорной (q_0).

Второе слагаемое соответствует массе пробы при дополнительном учете различия точечных проб (общий случай), и зависит как от массы точечной пробы

q_T , так и от дисперсии точечных проб S_T^2 (приращение массы Δq). Следовательно, минимальная масса объединенной пробы будет составлять:

$$q = q_0 + \Delta q. \quad (7)$$

При отборе точечных проб, содержащих более одного куска, минимальная масса, по сравнению с опорной, увеличивается на величину Δq . Это увеличение зависит от массы точечной пробы q_T и дисперсии точечных проб S_T^2 :

$$\Delta q = q_T \cdot \frac{S_T^2}{S_{\text{доп}}^2}. \quad (8)$$

Минимальная масса пробы при дискретном отборе q_0 ($q_T = q_k$) предопределяется покусковой дисперсией, допустимой погрешностью и числом кусков, отбираемых в пробу. В случае, если в точечную пробу может быть отобрана часть куска (Δq_k):

$$q = \frac{S_k^2}{\alpha_{\text{доп}}^2} \Delta q_k = N_T \cdot \Delta q_k = \Delta q_0. \quad (9)$$

Отсюда следует, что минимальная масса пробы может быть меньше q_0 , и при $\Delta q_k \ll q_k$ быть достаточно малой, в том числе равной навеске для анализа.

Снижение крупности кусков, отбираемых в точечные пробы, является эффективным способом снижения минимальных масс проб и уменьшения фундаментальной погрешности опробования.

В связи с технической сложностью реализации покускового отбора на практике целесообразно выполнять отбор точечных проб с повышенной частотой, отбирая в пробу большое количество кусков. Такой отбор проб предложено назвать высокочастотным. *Высокочастотный отбор точечных проб* является практической реализацией покускового отбора проб и практическим решением проблемы несовместимости расчетов минимальной массы проб [7].

При покусковом отборе число точечных проб от неоднородного массива будет большим. Пример для медной руды ($\alpha = 2\%$, $V_k = 480\%$, $P_{\text{доп}} = 1\%$) с учетом информативности проб 0,5 [2]:

$$N_T = \frac{8 \cdot V^2}{P^2} = \frac{8 \cdot 480^2}{1^2} \approx 2 \text{ млн.}$$

Величины коэффициентов вариации массовой доли ценных компонентов в точечных пробах для большинства руд цветных металлов находятся в пределах от 10 до 25%. В ряде случаев величина коэффициента вариации может составлять до 50% и выше [8].

Допустимые относительные случайные погрешности отбора проб согласно ГОСТ 14180-80 для руд принимаются равными 1,0%, а для концентратов 0,5%. Для повышения качества опробования допустимую случайную погреш-

ность отбора проб для руд возможно принять равной 0,5 %. Следовательно, максимальное число точечных проб для партии руды будет получено для точки отбора проб при коэффициенте вариации 25 % и информативности проб 0,5:

$$N_T = \frac{8 \cdot 25^2}{0,5^2} = 20\ 000.$$

Для точки отбора проб руды при коэффициенте вариации массовой доли 50 % число точечных проб от партии составит:

$$N_T = \frac{8 \cdot 50^2}{0,5^2} = 80\ 000.$$

При условии увеличения допустимой погрешности отбора проб до заданного в ГОСТ 14180-80 значения в 1 % число точечных проб составит:

$$N_T = \frac{8 \cdot 50^2}{1,0^2} = 20\ 000.$$

Для партий концентратов цветных металлов коэффициенты вариации составляют менее 10 %. Для концентратов число проб при коэффициенте вариации массовой доли 5 % составит 800.

Отбор за контрольный период 20 000 точечных проб является универсальным для любого продукта на обогатительной фабрике. В этом случае возможно исключить экспериментальные работы по определению коэффициентов вариации и определению допустимой погрешности отбора проб. Использование высокочастотного отбора проб также исключает необходимость расчета числа точечных проб.

Возможности опробования различных по крупности и состоянию массивов ограничены действием как известных погрешностей, так и новых специфических погрешностей [7, 9]. Развитие теории опробования демонстрирует общую закономерность снижения или устранения всех известных погрешностей путем значительного увеличения числа точечных проб по сравнению с требованиями действующих стандартов на опробование. При этом создается возможность существенного уменьшения числа кусков в точечной пробе.

Высокочастотный отбор проб сопровождается получением начальной пробы большой массы. Для практического применения высокочастотного отбора проб предложен его комбинированный вариант, при котором сокращение начальной пробы выполняется путем отбора большого числа микропорций. Это способствует сохранению величины случайной погрешности сокращенной пробы на уровне погрешности отбора начальной пробы. Высокочастотный способ получил дополнительное название «комбинированный» по причине сочетания в нем элементов способа продольного пересечения потока и способа поперечного пересечения потока, предполагающих сокращение начальной пробы до требуемого объема.

Высокочастотный комбинированный способ отбора проб является способом отбора максимального числа проб с минимальной случайной по-

грешностью. Эта погрешность определяется в качестве минимальной возможной случайной погрешности отбора точечных проб. Отсюда следует определение предела достоверности отбора проб.

Предел достоверности отбора проб – величина случайной погрешности отбора точечных проб от исходного массива, обусловленная максимальным кусковым коэффициентом вариации массовой доли ценного компонента в опробуемом массиве и рассчитанным числом точечных проб с учетом их информативности.

Высокочастотный комбинированный способ отбора проб реализуется на практике путем выполнения отбора проб от исходного массива и от начальной пробы, выполняемый с интервалом, обеспечивающим достижение предела достоверности опробования при возможном уменьшении количества кусков в точечной пробе. Способ снижает случайную погрешность результата опробования до величины 0,5 % относительных, а также уменьшает до незначимых величин ВСП и методическую погрешность. Теоретическим пределом массы точечной пробы является масса одного куска опробуемого продукта. Предельным технологическим вариантом высокочастотного комбинированного отбора проб кусковых продуктов является отбор в пробу готового для анализа класса крупности (пылевых фракций). При этом условия отбора проб становятся приближенными к кусковому отбору.

В табл. 1 показана разница стоимости руд и концентратов цветных и благородных металлов, возникающая за год из-за разницы результатов опробования у производителя (продавца) и переработчика (покупателя).

Таблица 1 – Разница стоимости продуктов обогатительных фабрик за год по результатам опробования у производителя и переработчика

Опробуемый продукт / ценный компонент	Масса ценного компонента в продукте	Разница массы ценного компонента по результатам производителя и переработчика	Разница стоимости продукта, млн руб.
Медный концентрат / медь	7 700 т	161,7 т	59,8
Цинковый концентрат / цинк	3 200 т	134,4 т	16,1
Золотой концентрат / золото	1 920 кг	40 кг	88,0
Медно-цинковая руда / медь	11 000 т	308 т	61,6
Медно-цинковая руда / цинк	27 000 т	540 т	43,2
Золотая руда / золото	3 200 кг	48 кг	57,6

Показанная разница является размером понесенных убытков для одного предприятия и полученной переплаты для другого. В результате для групп предприятий происходит перераспределение денежных средств, непропорциональное объемам поставляемой и приобретаемой товарной продукции. Такое явление оказывает негативное влияние на финансовые показатели деятельности как отдельных предприятий, так и экономики отрасли в целом [10, 11]. Разница стоимости руд и концентратов может быть существенно снижена за счет применения высокочастотного комбинированного способа отбора

проб. В ряде случаев существующую разницу стоимости опробуемых продуктов получается снизить в три – пять раз.

Основные теоретические и практические результаты разработки и применения высокочастотного комбинированного способа отбора проб состоят в следующем:

1. Объединение расчетов минимальной массы проб от перемешанных и неперемешанных массивов возможно на основе предельного варианта величины точечной пробы – одного куска. В этом случае коэффициенты вариации массовой доли в обоих вариантах расчета равны между собой и равны покусковому коэффициенту вариации точечных проб. Отбор в пробу одного куска получил название покускового отбора и является теоретическим условием идентичности формул расчета минимальной массы проб для перемешанных и для неперемешанных массивов. Таким образом решен фундаментальный вопрос совместимости двух независимых направлений теории опробования.

2. Покусковой отбор проб на практике выполняется путем отбора с повышенной частотой точечных проб, состоящих из большого количества кусков. Такой отбор проб получил название высокочастотного отбора. Число точечных проб, отбираемых за контрольный период, составляет не менее 20 000 для руд и не менее 800 для концентратов. Число точечных проб определяется коэффициентом вариации массовой доли ценного компонента величиной 25 % для руд и 5 % для концентратов при допустимой относительной случайной погрешности результата опробования 0,5 % и информативности точечных проб, близкой к 0,5.

3. Для адаптации высокочастотного отбора проб к условиям опробования на обогатительных фабриках применяется его комбинированный вариант, при котором сокращение начальной пробы большой массы выполняется путем отбора большого числа микропорций. Число микропорций соответствует числу точечных проб, определенному для высокочастотного отбора. Высокочастотный комбинированный способ отбора проб обеспечивает случайную погрешность результата опробования на уровне 0,5 % относительных, а также уменьшает до незначимых величин новые специфические погрешности.

4. Достижение предела достоверности отбора проб для продуктов обогатительных фабрик снимает необходимость расчета коэффициентов вариации массовой доли ценных компонентов, массы и числа точечных проб, а также позволяет минимизировать массу точечной пробы.

5. Годовой экономический эффект от применения высокочастотного комбинированного способа отбора проб за счет сокращения разницы стоимости товарной продукции может составить на медно-цинковых обогатительных фабриках до 50 млн руб., на золотоизвлекательных фабриках – до 90 млн руб.

Список литературы

1. Плаксин И. Н. Опробование и пробирный анализ. – М.: Металлургиздат, 1947. – 267 с.

2. Комлев А. С. Комбинированный способ отбора и сокращения проб минеральных продуктов: научная монография. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2020. – 216 с.
3. Gy. P. Sampling of Particulate Material: Theory and Practice. Elsevier: Amsterdam, 1979 and 1982. – 431 p.p.
4. Richard Minnitt, Kim H. Esbensen. Pierre Gy's development of the Theory of Sampling: a retrospective summary with a didactic tutorial on quantitative Sampling of one-dimensional lots. <https://www.researchgate.net/publication/314234218>
5. Pitard F. F. Pierre Gy's Sampling Theory and Sampling Practice: Heterogeneity, Sampling Correctness and Statistical Process Control. 2nd Edn. CRC Press, 1993.
6. Geelhoed, B. Is Gy's Formula for the Fundamental Sampling Error accurate? Experimental evidence. Minerals Engineering, 2011, 24 (2): p. 169 – 173.
7. Козин В. З., Комлев А. С. Высокочастотный отбор точечных проб кусковых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2024. – № 1-1. – С. 153-166. DOI: 10.25018/0236_1493_2024_011_0_153.
8. Козин, В. З., Комлев, А. С. Определение коэффициентов вариации массовой доли компонентов в продуктах обогащения // Обогащение руд. – 2019. – № 1. – С. 28-33.
9. Козин В. З., Комлев А. С., Ступакова Е. В. Определение относительных случайных погрешностей опробования продуктов обогащения // Обогащение руд. – 2022. – № 3. – С. 28-34.
10. Амирова Е. В., Острожная Е. Е., Храмцова И. Н. Добыча и переработка руд цветных металлов / Норильский индустриальный институт. – Норильск, 2000. – С. 46-47.
11. Уткина С. И. Экономика горного предприятия. Учебное пособие для вузов. – М.: МГГУ, 2003. – 262 с.

УДК 622.7.09

МЕТОДОЛОГИЯ РАСЧЕТА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СХЕМ ПОДГОТОВКИ ПРОБ

Ступакова Е. В.

ФГБУ «Всероссийский научно-исследовательский институт минерального сырья им. Н.М. Федоровского», г. Москва, Россия

Отбор проб кусковых продуктов на обогатительных фабриках приводит к получению начальных проб большой массы. Так, например, при отборе проб руды на медно-цинковых фабриках получают пробы начальной массы 480 кг, а на оловянных фабриках 1280 кг. Это связано с требованием к пробоотбирателям, которые должны иметь ширину ковша более трех размеров максимальных (d_{95}) кусков руды, а также с отбором требуемого количества точечных проб. Начальные пробы от кусковых продуктов требуют подготовки материала до крупности и массы, пригодной для анализа. В связи с большой по сравнению с необходимой для анализа крупностью

схемы подготовки проб оказываются многостадийными. В схемах крупность пробы и массы, до которых сокращают пробы на каждой стадии, назначают ориентировочно, исходя из технологических возможностей дробильно-измельчительного оборудования.

Схемы подготовки проб содержат несколько операций сокращения, массы и крупности проб измерены, условия перемешивания контролируются. Теория опробования позволяет рассчитывать параметры схем подготовки проб и на этой основе разрабатывать их [1-3].

Различие отдельных кусков материала в пробе описывается покусковой дисперсией S_K^2 . Для раскрытых продуктов с массовой долей $\alpha < 0,1\beta_M$ (β_M – массовая доля компонента в чистом минерале) покусковая дисперсия равна [2]:

$$S_K^2 = \frac{\rho_M}{\rho_P} \alpha \beta_M, \quad (1)$$

где ρ_M и ρ_P – плотности минерала, содержащего ценный компонент, и породы, кг/м³.

Покусковой коэффициент вариации:

$$V_K = \frac{S_K}{\alpha} \cdot 100 = \sqrt{\frac{\rho_M \cdot \beta_M}{\rho_P \cdot \alpha}} \cdot 100, \quad \% \quad (2)$$

где n – число кусков в сокращенной пробе.

Относительная погрешность одной операции сокращения будет равна

$$P^2 = \frac{4V_K^2}{n} \quad (3)$$

Погрешность схемы подготовки, состоящей из ℓ операций сокращения равна:

$$P_{сх}^2 = \sum_{j=1}^{\ell} P_j^2 \quad (4)$$

Покусковая дисперсия при наличии сростков находится с учетом крупности кусков d и крупности зерен ценного минерала d_3 :

$$S_{Kcp}^2 = S_K^2 \cdot \left(\frac{d_3}{d}\right)^{3-b}, \quad (5)$$

где d – размер кусков пробы, мм;

d_3 – размер зерен полезного минерала, мм;

b – коэффициент, учитывающий вкрапленность зерен полезного минерала в кусках пробы.

Экспериментально величину b степени при размере кусков руды в формуле минимальной массы пробы оценивал Краснов Д. А. [4], получил для руд цветных металлов значения меньше двух.

Покусковой коэффициент вариации для сростков:

$$V_{Kcp} = V_K \cdot \left(\frac{d_3}{d}\right)^{3-b} \quad (6)$$

Так как в общем случае начальная крупность пробы может быть больше d_3 , то в формуле погрешности схемы будут две группы слагаемых:

$$P_{\text{сх}}^2 = \sum_{j=1}^t P_{\text{ксп}j}^2 + \sum_{j=t+1}^l P_{\text{кж}}^2 \quad (7)$$

Преобразуя формулу (7) с учетом формул (2), (3), (5) и (6), получаем формулу относительной случайной погрешности схемы подготовки проб:

$$P_{\text{сх}}^2 = \sum_{j=1}^t \frac{4V_{\text{ксп}j}^2}{n_j} + \sum_{j=t+1}^l \frac{4V_{\text{кж}}^2}{n_j} = K_c \cdot \left[\sum_{j=1}^t \frac{d_j^b}{q_j} + \sum_{j=t+1}^l \frac{d_j^3}{q_j \cdot d_3^{3-b}} \right], \% \quad (8)$$

$$K_c = \frac{K_{\text{и}} \cdot f \cdot \rho_{\text{м}} \cdot \beta_{\text{м}} \cdot d_3^{3-b} \cdot 10^4 \cdot 10^{-9}}{\alpha}, \quad (9)$$

где в величину K_c включены все постоянные величины для рассматриваемой схемы.

Методологию предлагаемых решений рассмотрим на схеме подготовки пробы оловянной руды. Для подготовки начальной пробы массой 1280 кг при отборе проб от материала крупностью 80 мм составлена пятистадийная схема подготовки пробы, рис. 1а, соответствующая типовой схеме по ГОСТ 14180-80 [5].

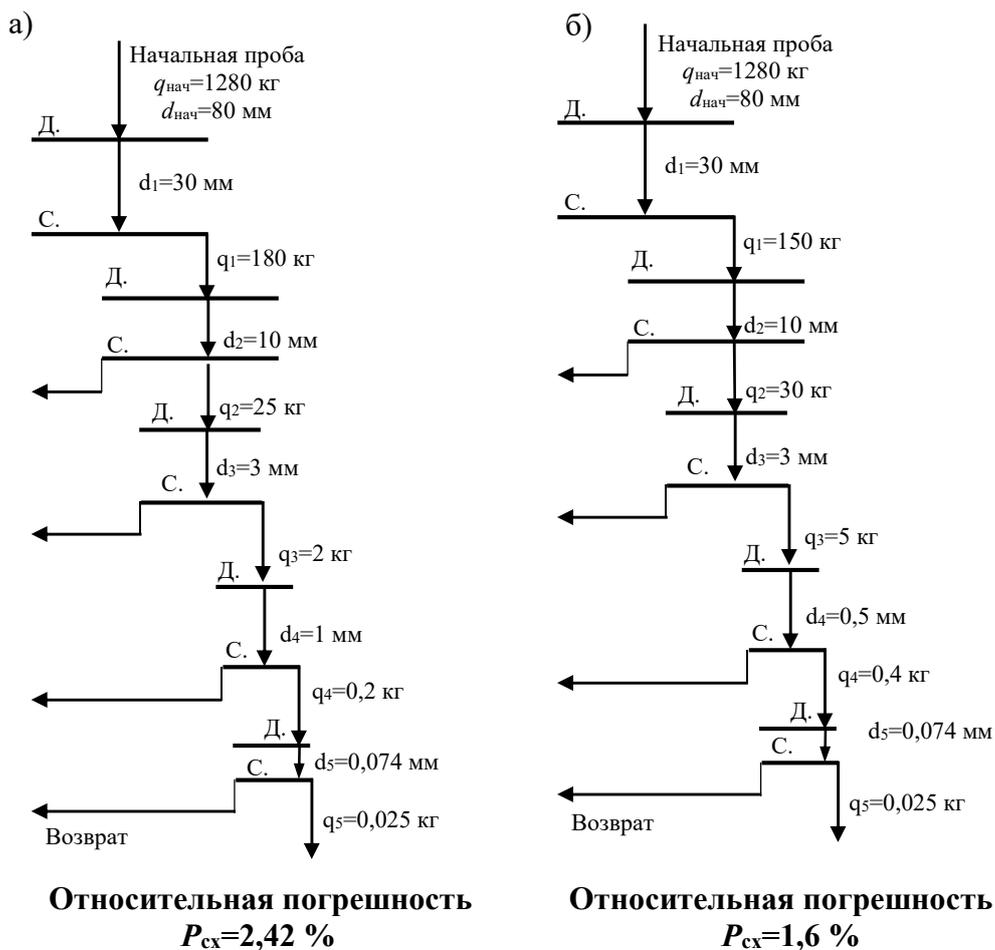


Рисунок 1 – Запроектированная (а) и оптимизированная (б) схема подготовки пробы крупностью 80 мм

Для определения K_c схемы установлены величины: минерал касситерит, плотность $\rho_m=7000$ кг/м³, массовая доля олова в касситерите 78,8 %, а в руде 0,67 %, размер зёрен касситерита $d_3 = 0,2$ мм. Рассчитанная величина K_c равна 0,59.

Относительная случайная погрешность запланированной схемы подготовки пробы по формуле (8) будет равна:

$$P_{cx}^2 = 0,59 \left(\frac{30^{1,5}}{180} + \frac{10^{1,5}}{25} + \frac{3^{1,5}}{2} + \frac{1^{1,5}}{0,2} + \frac{0,074^3}{0,025 \cdot 0,2^{3-1,5}} \right) =$$

$$= 0,59(0,913 + 1,265 + 2,598 + 5,0 + 0,160) = 5,862\% ^2$$

$$P_{cx}=2,42 \%$$

Расчёт по формуле (8) позволяет определить слабые места схемы сокращения. В первую очередь – неудачно запланирована четвёртая стадия, дающая слагаемое, равное 5,0, и третья стадия, дающая слагаемое 2,6.

Предложим следующие изменения схемы: в первой стадии сократим пробу до 150 кг, во второй стадии пробу сократим до 30 кг, в третьей стадии сократим пробу до 4 кг, в четвертой стадии будем дробить пробу до 0,5 мм и сокращать её до 0,4 кг. Остальные величины в схеме оставим без изменений, тогда $P_{cx}=1,6$ %.

Это значит, что получена новая схема, рис. 1б, подготовки пробы с относительной случайной погрешностью почти в два раза меньше, чем запроективная.

Схемы подготовки проб составляются на каждой обогатительной фабрике индивидуально, руководствуясь рекомендациями ГОСТ 14180-80 [5] и учитывая возможности дробления и сокращения проб на существующем оборудовании. Такой подход не приводит к наилучшим схемам сокращения проб.

Для получения схем, близких к оптимальным, необходимо рассчитывать по представленным формулам относительную случайную погрешность запланированной схемы, после чего, используя результаты расчёта по стадиям сокращения, изменить параметры схемы таким образом, чтобы все стадии сокращения вносили в случайную погрешность одинаковый вклад. Изменения следует вносить, не выходя для имеющегося оборудования за пределы возможных степеней дробления и сокращения проб.

Если все слагаемые в формуле (8) будут одинаковыми, схема будет оптимальной, т.е. её использование будет приводить к наименьшей относительной случайной погрешности. Применение рекомендаций ГОСТ 14180-80 по расчёту масс сокращённых проб по формуле Ричардса-Чечотта такую возможность исключает, что приводит к использованию на фабриках схем, разработанных без расчётов случайных погрешностей.

Список литературы

1. Gy P. Sampling of Particulate Material: Theory and Practice. Elsevier: Amsterdam, 1982. 431 pp.

2. Козин В. З. Опробование минерального сырья. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 316 с.
3. Ткачев Ю. А., Шеин А. А. Обработка проб полезных ископаемых. М.: Недра, 1987. 189 с.
4. Краснов Д. А. Теоретические основы и расчётные формулы определения веса проб М.: Недра, 1969. 126 с.
5. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Издательство стандартов, 27 с.

УДК 622.7.09

ПРИМЕНИМОСТЬ ТРЕБОВАНИЙ ГОСТ 14180-80 ПРИ ОТБОРЕ ПРОБ КРУПНОКУСКОВЫХ ПРОДУКТОВ НА ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРАХ

Лепилова И. В.

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

Изменчивость состава добываемого рудного сырья и неуклонное снижение его качества оказывают негативное влияние на эффективность работы горно-обогатительных и металлургических предприятий, которое проявляется в виде ухудшения качества концентратов, уменьшения выхода концентратов, снижения извлечения ценных компонентов и увеличения количества отходов [1]. Большое количество обогатительных фабрик перерабатывает рудное сырьё нескольких типов, различных по химическому и минералогическому составу. На некоторых горно-обогатительных комбинатах отгрузку руды на обогатительную фабрику осуществляют сразу несколько собственников, каждый из которых может поставлять несколько типов руд.

Для оперативного контроля и управления процессами обогащения важно иметь информацию о качестве отгруженного на обогатительную фабрику рудного сырья [2]. Информация должна достоверно отражать фактический состав отгруженного рудного сырья по типам и собственникам и быть получена не расчётным методом (геолого-маркшейдерский расчёт), а по результатам опробования. Помимо контроля и оперативного управления технологическими процессами, достоверная информация о качестве перерабатываемого минерального сырья (массовые доли ценных компонентов, массовая доля влаги) необходима для составления технологического и товарного балансов, расчётов с поставщиками рудного сырья и потребителями произведённой продукции.

На предприятиях горно-обогатительной отрасли, добывающих и перерабатывающих рудное сырьё, основным нормативно-техническим документом, регламентирующим методы отбора и подготовки проб, является ГОСТ 14180-80 «Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги» [3]. Согласно ГОСТ 14180-80, отбор проб рудного сырья для определения качественных показателей должен производиться механизированным способом при его отгрузке (на территории поставщика) и/или при поступлении потребителю (покупателю) до начала процесса его переработки. Отбор проб вручную вынужденно применяется в случае, когда механизированный отбор проб организовать невозможно.

Рудное сырьё поступает на обогатительные фабрики в крупнокусковом виде. Несмотря на постоянное совершенствование пробоотборного и пробоподготовительного оборудования, оснащение горно-обогатительных предприятий автоматическими системами опробования далеко от завершения. В настоящее время известно лишь небольшое число горно-обогатительных предприятий, оборудованных автоматическими установками для опробования крупнокускового рудного сырья или продуктов обогащения крупностью более 150 мм [4]. Для обеспечения представительного контроля качества рудного сырья разрабатываются проекты механизированных систем опробования потоков крупнокусковых продуктов, перемещаемых ленточными конвейерами (ЛК). Для установки таких систем требуется масштабная реконструкция действующих технологических узлов предприятий, что, в большинстве случаев, выполнить невозможно. Вследствие этого ручной способ отбора проб вынужденно получил широкое распространение на предприятиях горно-обогатительной и металлургической отрасли. Отбор проб рудного сырья осуществляют преимущественно на ЛК и складах открытого хранения при отгрузке ж/д или автотранспортом.

Действующий ГОСТ 14180-80 устанавливает требования к отбору проб и описывает методы, с помощью которых производят отбор проб вручную. Регулярно возникающие споры и разногласия между горными подразделениями, обогатительными фабриками и металлургическими заводами нередко ставят под сомнение достоверность и правильность результатов, полученных с использованием ручного отбора проб.

В табл. 1 приведены средневзвешенные значения массовых долей ценного компонента, полученные по результатам ежесменного опробования руд в исходной крупности с применением ручного отбора проб и с применением механизированного отбора проб после уменьшения крупности.

Таблица 1 – Сравнительная таблица качественных показателей руды по результатам ручного и механизированного отбора проб

Параметр	Руда					
	золотая		медно-никелевая		медная	
<i>Ручной отбор проб</i>						
Крупность, мм	300		300		400	
Число точечных проб, шт	смена	месяц	смена	месяц	смена	месяц
	4	240	8	720	2	120
Массовая доля ценного компонента (месяц)	Au, г/т		Cu, %	Ni, %	Cu, %	Au, г/т
	3,6		3,44	2,20	0,66	1,6
<i>Механизированный отбор проб</i>						
Крупность, мм	0,1		100		20	
Число точечных проб, шт.	смена	месяц	смена	месяц	смена	месяц
	24	1440	40	3600	60	3600
Массовая доля ценного компонента (месяц)	Au, г/т		Cu, %	Ni, %	Cu, %	Au, г/т
	4,1		3,30	1,91	0,61	1,9

По результатам опробования с применением ручного и механизированного отбора проб расхождение результатов измерения качественных показателей руд по меди составило до 8 % отн., по никелю –15 % отн., по золоту – до 16 % отн.

Проведён анализ процедуры ручного отбора проб крупнокусковых продуктов на ЛК и дана оценка возможности применения требований ГОСТ 14180-80 для ручного отбора проб крупнокусковых продуктов:

1. Требование опробования однородных партий:

Опробование однородных партий является одним из общих и не зависящих от способа отбора проб требований, установленных ГОСТ 14180-80. Для этого перед отбором проб, по визуальной оценке, определяют однородность партии по крупности и влажности. Если однородность материала не соблюдена, то материал делят на уменьшенные однородные партии, которые опробуются отдельно, а при отправке поставляемой продукции поставщик обязан указать заказчику известную неоднородность партии по любому из контролируемых свойств, включая массовую долю ценных компонентов.

Разделение партии на несколько уменьшенных партий, подлежащих опробованию, подразумевает получение результатов контролируемых качественных показателей на каждую уменьшенную партию и составление средневзвешенного значения по каждому из контролируемых показателей для распространения на всю партию в целом. Алгоритм, правила и условия реализации данного требования ГОСТ 14180-80 не предусматривает. Кроме того, в соответствии с ГОСТ 14180-80, поставщик обязан указать известную неоднородность партии (не имея результатов опробования), которая подлежит опробованию на территории получателя.

На сегодняшний день *требование по разделению на однородные уменьшенные партии при опробовании крупнокускового рудного сырья не реализовано* по двум основным причинам:

- при отгрузке с горных предприятий или поступлении на обогатительные фабрики рудное сырьё может складироваться (накапливаться) в бункерах и на складах открытого хранения или подаваться по ЛК в смеси непосредственно в технологическую цепочку переработки руды, что делает невозможной предварительную оценку однородности партии;

- для определения средневзвешенного значения, характеризующего весь объём партии, необходимо знать точную массу каждой уменьшенной партии, подлежащей опробованию, что невыполнимо, учитывая объёмы опробуемых продуктов и порядок их отгрузки/поступления.

2. Требования к отбору проб:

2.1. Несмотря на то, что ГОСТ 14180-80 предусмотрен отбор проб вручную, требований, устанавливающих правила и способы ручного отбора проб крупнокускового продукта, поступающего по ленте конвейера, не установлено. Все ключевые требования, регламентирующие отбор проб крупнокускового продукта от движущегося потока руды, установлены исключительно для механизированного отбора проб. В сложившейся ситуации, когда механизированные пробоотбирающие устройства отсутствуют, а контроль качества крупнокускового продукта необходим, ручной отбор проб на ЛК осуществляют в соответствии с согласованными заинтересованными сторонами методиками.

Для отбора проб вручную, в соответствии с требованиями ГОСТ 14180-80, максимальную крупность куска принимают равной 50 мм, которая, в свою очередь, определяет размеры совка для отбора проб методом вычерпывания и ширину пробоотбирающего инструмента (не менее 150 мм) для механизированного отбора проб.

Отбор проб на ЛК производят в исходной крупности при помощи лопаты с шириной полотна от 150 до 250 мм либо другого пробоотбирающего инструмента, обеспечивающего установленные параметры ручного отбора проб. Крупнокусковые продукты, перемещаемые ЛК, представлены кусками крупностью от 250 до 600 мм, а при добыче открытым способом – до 1000 мм. Таким образом, ширина пробоотбирающего инструмента должна составлять не менее 750 мм, что при отборе проб вручную не представляется возможным.

2.2. Отбор проб должен производиться с остановленного ЛК путём снятия полосы материала в направлении, перпендикулярном направлению движения потока [3]. В пробу должен быть включён весь материал, снятый с ленты конвейера в точке отбора, с полной зачисткой материала с поверхности ленты.

При поступлении рудного сырья, крупность кусков которого в точке отбора превышает ширину пробоотборного инструмента (лопаты), обеспечить

установленные требования по отбору пробы невозможно из соображений безопасности работника: запрещено снимать крупные куски руды с ленты конвейера без использования пробоотборного оборудования, а также раскалывать крупные куски руды молотком на ленте конвейера. Методиками предприятий, регламентирующими отбор проб, допускается смещать полосу опробования в рамках границ, установленных местом отбора (площадкой) и отбирать пробу в месте, где возможно произвести съём рудного сырья без нарушения требований безопасности. Дополнительно, для смещения точки отбора, производят повторный запуск конвейера с протягиванием ленты до тех пор, пока рудное сырьё не будет соответствовать подходящей для отбора крупности. Также возможна ситуация, когда выполнить снятие в пробу полосы слоя с полной зачисткой ленты невозможно из-за высоты этого слоя (дискретная подача рудного сырья напрямую на ЛК при помощи погрузочной техники).

По указанным причинам отобранные вручную пробы практически всегда представлены более мелким классом крупности.

3. Требования к массе и числу точечных проб:

Опробуемые продукты характеризуются ассиметричным распределением массовых долей контролируемых элементов в точечных пробах и кусках различной крупности [5]. При опробовании таких продуктов важным условием является выделение начальной (объединённой) пробы, качественные характеристики которой достоверно отражают фактический состав всего опробуемого массива. Для этого необходимо отобрать определённое число точечных проб от определённого числа однородных, равномерно распределённых по всему объёму опробуемого массива элементов.

Для опробования движущегося потока в соответствии с ГОСТ 14180-80 минимальная масса точечной пробы устанавливается исходя из характеристик пробоотбирающего устройства (ширины щели и скорости движения пробоотбирающего устройства) и производительности опробуемого потока (производительность ЛК). Масса точечной пробы, отбираемой ручным способом, зависит от нагрузки на ЛК в момент отбора и редко превышает 40 кг, а масса начальной (объединённой) пробы – 300 кг.

Минимальное расчётное число точечных проб, отбираемых от движущегося потока руды, зависит от коэффициента вариации (по элементу с наибольшим значением неоднородности) и показателя верхней границы допустимой относительной погрешности отбора проб при доверительной вероятности 95 %.

Требования ГОСТ 14180-80 накладывают ограничения по максимальному значению коэффициента вариации 35 %, что в условиях опробования предельно неоднородных руд ставит под сомнение представительность отобранной начальной пробы.

Период отбора точечных проб рассчитывается исходя из массы опробуемой партии рудного сырья, производительности ЛК и числа точечных проб.

Отбор рассчитанного по ГОСТ 14180-80 числа точечных проб возможен исключительно с применением механических пробоотборных устройств, а масса начальных проб потребует высокопроизводительного оборудования для пробоподготовки. В отсутствие такого оборудования период ручного отбора проб устанавливается по согласованной методике и зачастую составляет не менее одного часа. Таким образом, число точечных проб за 8-ми часовую смену составляет максимум 8 штук. В случаях, когда руда поступает сплошным потоком в крупнокусковом виде и нет возможности произвести съём рудного сырья с ленты конвейера, работник вынужденно пропускает отбор вследствие чего количество отобранных точечных проб сокращается.

В табл. 2 приведены примеры рассчитанных параметров отбора точечных проб для руды крупностью минус 300 мм с использованием коэффициента вариации по ГОСТ 14180-80 и фактического его значения при условии, что верхняя граница допустимой относительной погрешности отбора проб (Δr) составляет 7 %, а продолжительность рабочей смены – 8 часов.

Таблица 2 – Параметры отбора проб крупнокусковой руды при заданном и фактическом коэффициентах вариации

Параметр пробоотбора	ЛК № 1		ЛК № 2	
	Производительность ЛК, т/ч	500		250
Масса руды за смену, т	4000		2000	
Коэффициент вариации, %	Факт	ГОСТ	Факт	ГОСТ
	26	26	58	35
Число точечных проб за смену, шт.	55	55	275	100
Масса точечной пробы, кг	208		104	
Период отбора точечных проб, мин	8,7	8,7	1,7	4,8
Масса (начальной) пробы за смену, кг	11 440	11 400	28 600	10 400

В ходе проведённого анализа процедуры ручного отбора проб крупнокускового рудного сырья на ЛК установлено отсутствие унифицированных и недопустимость применения действующих требований ГОСТ 14180-80, что приводит к получению результатов опробования с неприемлемыми погрешностями. Применение таких результатов для контроля качества добываемой руды является нецелесообразным, а для составления технологических и товарных балансов – абсурдным. Недостоверные результаты приводят к некорректному взаиморасчёту между собственниками рудного сырья, поставщиками и потребителями.

Использование результатов ручного опробования в целях оперативного контроля и управления технологическими процессами негативно отражается на всех этапах дальнейшей переработки руд, при этом очевидным остается отсутствие возможности применения механизированного отбора проб с ЛК для большинства крупнокусковых продуктов.

Необходимо дополнительно отметить, что действующий ГОСТ 14180-80 не учитывает специфических погрешностей опробования – вероятную систематическую и методическую погрешности [6, 7].

Для обеспечения представительного контроля качества крупнокускового рудного сырья требуется пересмотр положений ГОСТ 14180-80 и внедрение технологий опробования, предусматривающих исключение ручного отбора проб и отмену ограничения предельного значения коэффициента вариации.

Список литературы

1. Трубецкой К. Н., Чантурия В. А., Каплунов Д. Р., Рыльникова М. В. Комплексное освоение месторождений и глубокая переработка минерального сырья / М.: Наука, 2010. – 424 с.
2. Козин В. З. Опробование минерального сырья на обогатительных фабриках: учебник для ВУЗов / В. З. Козин; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2018. – 208 с.
3. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Издательство стандартов. – 27 с.
4. Козин, В. З. Опробование крупнокусковых продуктов / В. З. Козин, А. С. Комлев // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020 – № 3 – 1 – С. 410 – 421.
5. Козин, В. З. Асимметрия распределений массовой доли опробуемого компонента в точечных пробах / В. З. Козин, А. С. Комлев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2022 – № 5 – С. 77 – 87 (англ).
6. Козин, В. З. Методические погрешности опробования на обогатительных фабриках / В. З. Козин, А. С. Комлев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2015 – № 7 – С. 101 – 105.
7. Комлев, А. С. Экспериментальное определение вероятной систематической погрешности при отборе проб продуктов обогащения комбинированным способом / А. С. Комлев // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2016 – № 6 – С. 84 – 90.

УДК 66.061.34+579.66

ПОЛУЧЕНИЕ СУЛЬФАТА МЕДИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭКСТРАКЦИИ ИЗ РАСТВОРА ПОСЛЕ ХИМИЧЕСКОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОГО ШЛАКА

Фомченко Н. В., Булаев А. Г., Муравьев М. И., Меламуд В. С.

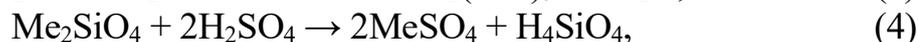
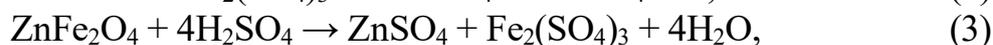
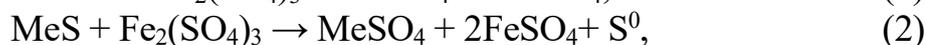
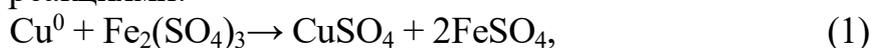
ФГБУН Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского,
ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

Шлаки являются отходом пирометаллургических процессов переработки концентратов цветных металлов. Например, при производстве 1 т меди образуется 2,2 т шлака, а годовое производство медеплавильных шлаков в мире составляет около 25 млн т.

В металлургических шлаках цветные металлы могут содержаться в металлической форме (преимущественно медь), а также в виде сульфидов, оксидов и силикатов.

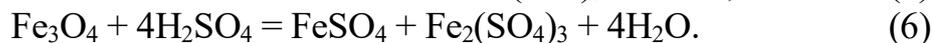
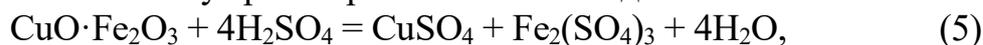
Ранее проведенные исследования показали принципиальную возможность выщелачивания цветных металлов из шлаков с помощью сульфата трехвалентного сернокислого железа, полученного путем биоокисления сульфата двухвалентного железа в сернокислой среде ацидофильными хемолитофильными микроорганизмами («биораствором»). Показано, что максимальное количество цветных металлов из шлаков выщелачивалось биораствором при температуре 75–80 °С.

Химизм выщелачивания металлургических шлаков с использованием раствора сульфата трехвалентного железа в сернокислой среде может быть описан упрощенными реакциями:



где Me может быть Fe, Zn, Cu.

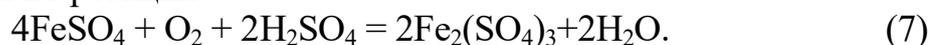
В серной кислоте могут растворяться окислы меди и железа:



В жидкой фазе при этом накапливаются сульфаты цветных металлов, а также сульфаты железа, преимущественно двухвалентного, которое образуется по реакциям 1 и 2.

Однако данная технология может быть перспективной только в том случае, когда кроме эффективного процесса выщелачивания разработан также и эффективный способ выделения из жидкой фазы цветных металлов. Кроме того, необходимо исследовать процесс биорегенерации растворов, полученных после выщелачивания с целью многократного использования биорегенерированных растворов на стадии химического выщелачивания.

Процесс биорегенерации может осуществляться хемолитотрофными микроорганизмами по реакции:



В процессе биорегенерации двухвалентное железо окисляется микроорганизмами до трехвалентного. Наличие железа только в трехвалентной форме позволит применить для выделения меди из растворов выщелачивания процесс экстракции.

Целью данной работы является получение раствора сульфатов металлов на стадии химического выщелачивания медно-цинковых шлаков, проведение биорегенерации этого раствора с последующим выделением из него чистого сульфата меди с применением процессов экстракции.

Материалы и методы

Характеристика шлака. Основную часть медеплавильного конвертерного шлака составлял магнетит Fe_3O_4 , фаялит Fe_2SiO_4 , а также стекло в сростании с ферритами и силикатами цинка. Медные минералы представлены включениями и сростаниями со стеклом дигенита, борнита, халькопирита, и металлической меди. Содержание в пробе класса $-0,071$ мм составляло 95 %. Химический состав шлака был следующим, %: железо (42,7), медь (2,74), цинк (2,49), сера (5,0), диоксид кремния (19,9).

Химическое выщелачивание. Выщелачивание проводили в периодическом режиме в реакторах объемом 2 л, содержащими 1 л выщелачивающего раствора и 100 г шлака. Температуру поддерживали с помощью U-образного теплообменника, соединенного с ультратермостатом. Скорость вращения закрытой турбинной мешалки составляла 760 мин^{-1} . Шлак добавляли в выщелачивающий раствор, содержащий $15,1 \text{ г/л Fe}^{3+}$, предварительно нагретый до температуры $70 \text{ }^\circ\text{C}$. Значение pH поддерживали на уровне 1,2-1,3 добавлением 98,5 %-ной серной кислоты. В процессе химического выщелачивания в течение 2,5 ч нарабатывался продуктивный раствор, содержащий сульфаты меди, цинка и железа. Данный раствор использовался для биорегенерации.

Биорегенерация. Для исследований процесса биорегенерации (окисления ионов двухвалентного железа в продуктивном растворе) были созданы две ассоциации ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов: мезофильная ($35 \text{ }^\circ\text{C}$) и умеренно термофильная ($45 \text{ }^\circ\text{C}$). Для создания мезофильной ассоциации были использованы штаммы *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Leptospirillum* sp. и *Sulfobacillus* sp. Для создания умеренно термофильной ассоциации использовались штаммы бактерий *S. thermotolerans* Kr1T, *S. sibiricus* N1T, *S. thermosulfidooxidans* ВКМ В-1269Т, *Sulfobacillus* sp. Sh1, Sh8, археи рода *Acidiplasma*. Биорегенерацию продуктивного раствора проводили в биореакторе объемом 2 л, содержавшем 1 л раствора, при перемешивании верхнеприводной турбинной мешалкой с частотой 500 об/мин, барботажем воздуха с расходом 4 л/мин и термостатированием U-образным теплообменником, соединенным с водяным циркуляционным термостатом.

Экстракция. Для извлечения меди из регенерированного раствора использовали коммерческий экстрагент LIX984N, содержащий 5-нонилсалицилальдоксим и 2 гидрокси-5-нонилацетофеноксим в соотношении 1:1. Экстрагент разбавляли в керосине Shellsol D90 так, чтобы концентрация экстрагента составляла 10 % (об.).

Для экстракции меди использовалось 500 мл продуктивного раствора и 250 мл экстрагента в керосине, которые тщательно перемешивались в емкости объемом 1000 мл, а затем полученная смесь (эмульсия) отстаивалась при комнатной температуре. Во всех опытах полное расслоение водной и органической фаз проходило в делительной воронке в гравитационном поле в течение 5 мин.

Показано, что время полного расслоения полученной смеси составило 5 мин. После отстаивания органическая фаза (верхняя часть смеси, экстрагент) отделялась от нижней (неорганической, рафинат), в которой определялась концентрация металлов. Экстракция проводилась в две ступени, на первой ступени – из исходного раствора, на второй – из рафината, полученного после первой ступени.

Результаты

В процессе химического выщелачивания шлака был получен продуктивный раствор (табл. 1), содержащий сульфаты железа, меди и цинка: 21,1 г/л ионов железа, 15,0 г/л из которого было представлено ионами Fe^{2+} , а также 2,30 и 0,91 г/л меди и цинка соответственно, рН раствора составлял 1,48.

Таблица 1 – Содержание основных химических элементов в растворе выщелачивания шлака

Элементы	Концентрации, г/л
Cu	2,3
Zn	0,91
$Fe_{\text{сум.}}$	21,1
Fe^{3+}	6,1
Fe^{2+}	15,0
S	13,0
Si	2,5

Полученные данные свидетельствовали о том, что выщелачивание цветных металлов протекало преимущественно по реакциям 1 и 2, которые сопровождалось восстановлением ионов Fe^{3+} до Fe^{2+} . Кроме того, раствор содержал небольшое количество силикатов: в пересчете на кремний – 2,5 г/л. Это свидетельствовало о том, что растворение силикатов металлов могло проходить по реакции 4. Полученный продуктивный раствор применялся для биорегенерации с помощью ассоциаций ацидофильных микроорганизмов. Биорегенерация раствора выщелачивания шлаков была необходима для последующей экстракции меди, которая протекает эффективно только в том случае, когда в растворе железо присутствует только в трехвалентной форме.

Продуктивный раствор после биорегенерации имел рН 1,85 и содержал 2,54 г/л меди, 1,08 г/л цинка и 23,7 г/л трехвалентного железа при отсутствии двухвалентного. Концентрация сульфата меди ($CuSO_4$) в этом растворе составила 5,94 г/л.

После биорегенерации медь из раствора извлекали с помощью жидкостной экстракции. После первой ступени экстракции в рафинате с рН 1,6 оставалось 25,5 г/л Fe^{3+} , 0,6 г/л Cu^{2+} и 1,1 г/л Zn^{2+} . После второй ступени экстракции в рафинате с рН 1,43 оставалось 0,022 г/л Cu^{2+} , 1,1 и 25,0 г/л Zn^{2+} и Fe^{3+} соответственно. Понижение рН указывало на то, что в процессе экстракции катионы меди обменивались на катионы водорода из экстрагента. При этом

основное количество меди переходило в экстрагент, т. е. органическую фазу, а железо и цинк практически полностью оставались в водной фазе (рафинате). Химический состав полученного после экстракции рафината показал, что он может быть использован на следующей стадии химического выщелачивания. Поэтому экстракция меди позволяет не только отделить медь от других металлов из биорегенированного раствора, но и получить оборотный раствор для его повторного использования на стадии химического выщелачивания металлов из шлаков.

Извлечение меди на первой и второй ступенях экстракции, а также суммарное извлечение меди представлено на рис. 1.

Расчеты показали (рис. 1), что извлечение меди на первой ступени экстракции составило 71 %. Для более полного извлечения меди была проведена вторая ступень экстракции меди из рафината первой ступени. Извлечение меди на второй ступени составило 96,3 % от количества оставшейся меди или 28,1 % от меди, содержащейся в исходном растворе. Суммарное извлечение меди после двух ступеней экстракции составило 99,1 %.

Для реэкстракции меди из органической фазы использовали 10 % серную кислоту, которая также смешивалась с органической фазой в стакане с механической мешалкой в течение 2-3 мин. при соотношении органической и водной фаз 2:1 и продолжительности контакта фаз 5 мин. Процесс реэкстракции также протекал в две ступени. При этом на первой ступени реэкстракции было извлечено в водную фазу в среднем 95,7 % меди, а за две ступени – 99,8 % (рис. 2).

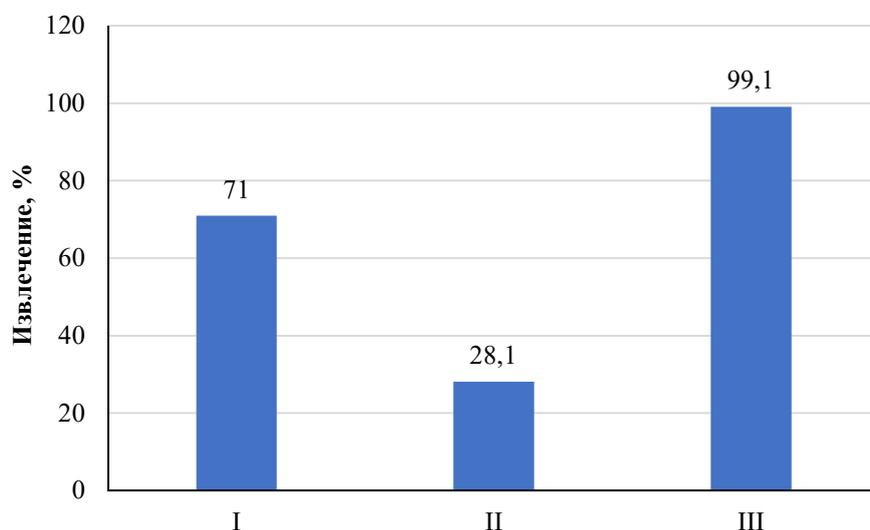


Рисунок 1 – Извлечение меди из жидкой фазы после первой ступени экстракции (I), на второй ступени (II) и суммарное извлечение меди на двух ступенях экстракции (III)

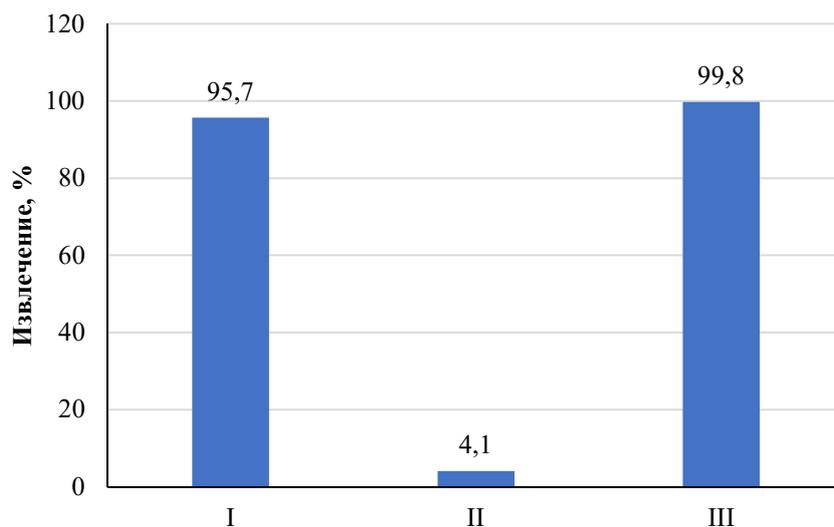


Рисунок 2 – Извлечение меди из жидкой фазы после первой ступени рэкстракции (I), на второй ступени (II) и суммарное извлечение меди на двух ступенях рэкстракции (III)

Таким образом, показано, что достаточной концентрацией сульфата меди для селективной экстракции может быть его концентрация, равная 5,94 г/л ($2,3 \text{ г/л Cu}^{2+}$), полученная после выщелачивания медно-цинковых шлаков. Установлено, что для получения концентрированного чистого сульфата меди может быть использовано сочетание операций экстракции органическим экстрагентом с последующей рэкстракцией серной кислотой. При этом был получен чистый раствор сульфата меди с его концентрацией, равной 25,7 г/л, содержащий минимальное количество примесей – всего 0,011 г/л цинка и 0,28 г/л железа. Полученная после экстракции меди жидкая фаза с рН 1,43, концентрацией Fe^{3+} 25,0 г/л, а также 0,022 г/л Cu^{2+} и 1,1 г/л Zn^{2+} соответственно может являться обратным раствором для стадии химического выщелачивания шлаков. Использование обратных растворов будет способствовать накоплению цинка до концентрации, необходимой для его эффективного выделения в товарной форме.

ИССЛЕДОВАНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ

Морозов Ю. П., Завьялов С. С., Мамонов Р. С.

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

По данным Геологической службы США, существует примерно 170 миллиардов тонн железной руды, имеющейся в мире, что составляет 83 миллиарда тонн металлического железа, которое может быть извлечено. Большая часть этой железной руды распределяется между Австралией (29,4 %), Россией (14,7 %), Бразилией (13,5 %) и Китаем (12,4 %) [1]. Среди этих четырех стран по запасам Россия и Бразилия имеют более качественные сорта железа, в то время как Китай имеет более низкий сорт железа [1, 2].

На фабриках для обогащения богатых железосодержащих руд применяют схемы с магнитной сепарацией, часто дополненные операциями тонкого грохочения или дешламации, а также – схемы с гравитационным и гравитационномагнитным обогащением. Для обогащения бедных руд, с тонкой вкрапленностью рудных минералов, применяют только флотацию [3, 4].

С экономической и экологической точек зрения магнитная сепарация является наиболее эффективным методом извлечения оксидов железа, но она требует изменения магнитных свойств слабомагнитных железных минералов. Повышение магнитной восприимчивости гематитовых, сидеритовых или лимонитовых руд может быть достигнуто путем фазового превращения, вызванного обжигом, включая обжиг в шахтной печи, обжиг во вращающейся печи, обжиг в псевдоожигенном слое и обжиг с использованием микроволновой печи [5].

Известен магнитный сепаратор для мелкодисперсных сыпучих материалов, включающий устройство для подачи сепарируемого продукта, установленную вертикальную магнитную систему, создающую магнитное поле, градиент которого и магнитная сила направлены по нормали к рабочей поверхности магнитной системы, устройства для выделения магнитной и немагнитной фракций [6].

Наиболее близким к предлагаемому по технической сущности и достигаемому результату является пневмоиндукционный сепаратор, включающий открытый снизу и закрытый сверху цилиндрический корпус с установленным снизу приемником немагнитной фракции, соединенный сверху с помощью патрубка с циклоном, который соединен с вентилятором, установленную вертикально магнитную систему, создающую магнитное поле,

градиент которого и магнитная сила направлены по нормали к рабочей поверхности магнитной системы, устройство для подачи сепарируемого продукта [7].

Общим недостатком известных магнитных сепараторов является низкое качество магнитной фракции, обусловленное засорением частицами немагнитной фракции.

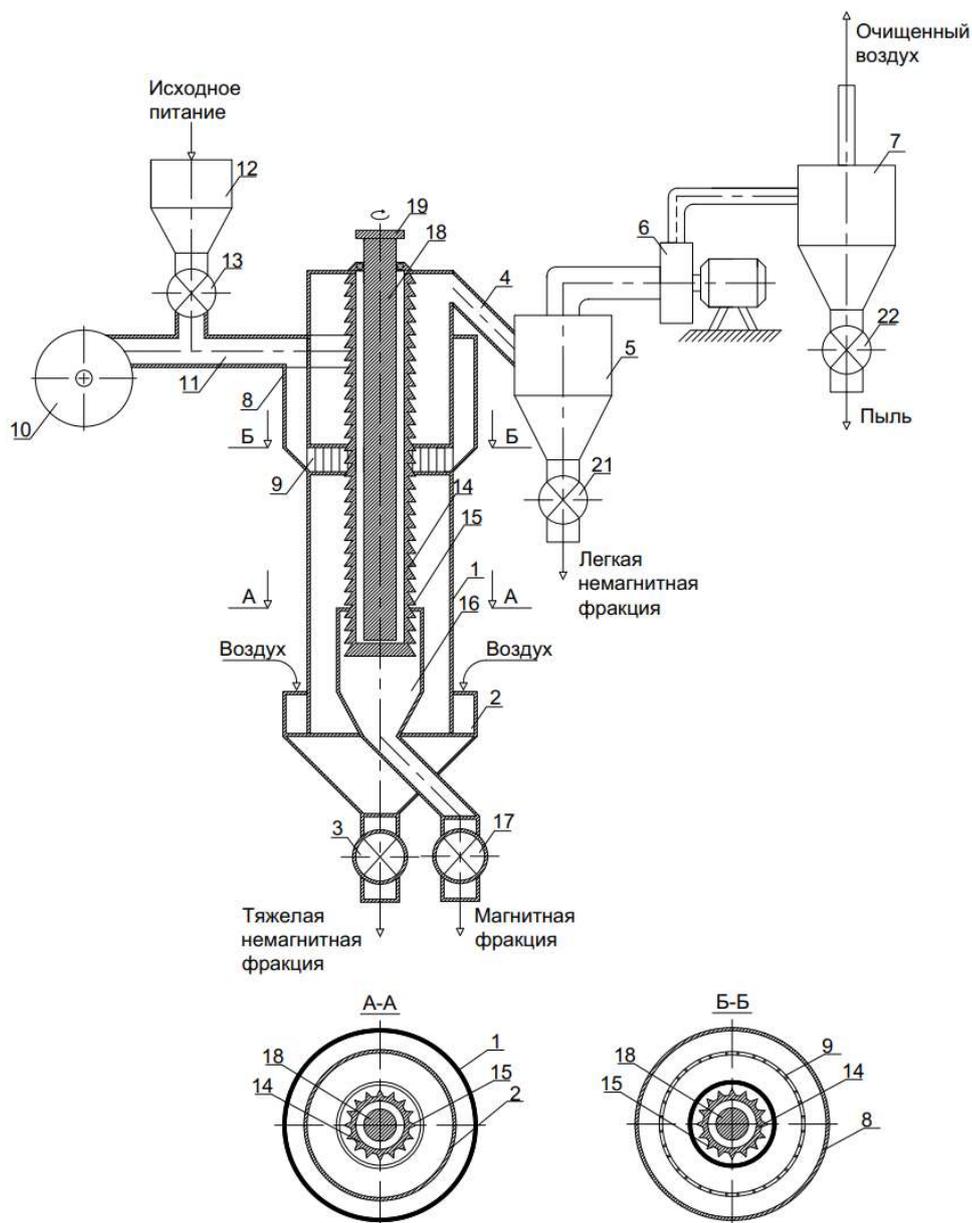
Экспериментальные исследования

Технический результат изобретения – повышение качества магнитной фракции при высоком извлечении в нее ценного компонента за счет снижения вероятности попадания в нее частиц немагнитной фракции.

Указанный технический результат достигается тем, что в магнитном сепараторе для мелкодисперсных сыпучих материалов, включающем открытый снизу и закрытый сверху цилиндрический корпус с установленным снизу соосно цилиндроконическим приемником немагнитной фракции, соединенный сверху с помощью патрубка с циклоном, который соединен с вентилятором, а вентилятор соединен с рукавным фильтром, установленную вертикально магнитную систему, создающую магнитное поле, градиент которого и магнитная сила направлены по нормали к рабочей поверхности магнитной системы, устройство для подачи сепарируемого продукта, внутри цилиндрического корпуса соосно с ним установлен пустотелый стакан, внешняя поверхность которого по всей высоте выполнена в виде многозаходной винтовой нарезки с горизонтальной верхней и наклонной вниз нижней поверхностью винтовых вырезов, в нижней части которого установлен цилиндроконический приемник большего диаметра с разгрузителем магнитной фракции, магнитная система в виде цилиндрического магнита установлена внутри пустотелого стакана и сверху снабжена приводом для вращения, устройство для подачи сепарируемого продукта выполнено в виде установленного снаружи цилиндрического корпуса соосно с ним закрытого сверху цилиндроконического распределителя потоков, сообщаемого с внутренним пространством корпуса через щелевые отверстия в корпусе на уровне нижней конической части распределителя потоков, тангенциально соединенного в верхней части с патрубком напорного вентилятора, над которым установлен бункер с разгрузителем сепарируемого продукта, соединенным с патрубком напорного вентилятора. На рис. 1 приведен вертикальный разрез корпуса с магнитной системой.

Магнитный сепаратор для мелкодисперсных сыпучих материалов состоит из открытого снизу и закрытого сверху цилиндрического корпуса 1, снизу которого установлен соосно цилиндроконический приемник 2 большего диаметра с разгрузителем 3. Сверху корпус 1 соединен с помощью патрубка 4 с циклоном 5, который соединен с вентилятором 6, а вентилятор 6 соединен с рукавным фильтром 7. Внутри корпуса 1 соосно с ним установлен пустотелый стакан 8, на внешней стороне которого по всей высоте выполнена многозаходная винтовая нарезка 9 с горизонтальной верхней и

наклонной вниз нижней поверхностью винтовых вырезов. В нижней части пустотелого цилиндра 8 соосно с ним установлен цилиндрикоконический приемник 10 большего диаметра с разгрузителем магнитной фракции 11. Внутри пустотелого стакана 8 установлена магнитная система, выполненная в виде цилиндрического магнита 12, соединенного сверху с приводом для вращения 13. Снаружи цилиндрического корпуса 1 установлен соосно с ним закрытый сверху цилиндрикоконический распределитель потоков 14, сообщающийся в нижней конической части с корпусом 1 через щелевые отверстия 15 в корпусе 1.



**Рисунок 1 – Вертикальный разрез корпуса с магнитной системой:
разрез А-А, разрез Б-Б**

Распределитель потоков 14 в верхней части тангенциально соединен с патрубком 16 напорного вентилятора 17. Над патрубком 16 напорного вентилятора 17 установлен бункер 18 с разгрузителем 19, соединенным с патрубком 16. Циклон 5 снизу снабжен разгрузителем 20. Рукавный фильтр снизу снабжен разгрузителем 21.

Магнитный сепаратор для мелкодисперсных сыпучих материалов работает следующим образом.

При включении вентилятора 6 воздух поступает через зазоры между корпусом 1 и приемником 2 внутрь корпуса 1, поднимается вверх и через патрубок 4, циклон 5, вентилятор 6 и рукавный фильтр 7 выходит наружу.

При включении напорного вентилятора 17 воздух через тангенциальный патрубок 16, распределитель 14 и щелевые отверстия 15 поступает в корпус 1 и смешивается с восходящим потоком воздуха.

При подаче сепарируемого продукта из бункера 18 разгрузителем 17 в патрубке 16 образуется взвесь твердых частиц, которая поступает тангенциально в распределитель потоков 14, в котором распределяется по окружности, опускается вниз распределителя и через щелевые отверстия 15 попадает в корпус 1, в котором происходит разделение частиц по скоростям витания. Частицы, у которых скорости витания больше скоростей восходящих потоков в корпусе 1, будут опускаться вниз, а частицы, у которых скорости витания меньше скоростей восходящих потоков в корпусе 1, будут подниматься вверх. Находящиеся во взвеси магнитные частицы в процессе движения будут притягиваться магнитным полем магнита 18 и накапливаться в вырезах 9 пустотелого стакана 8.

Крупные немагнитные частицы в корпусе 1 опускаются вниз в приемник 2 и разгружаются с помощью разгрузителя 3.

Мелкие немагнитные частицы восходящим потоком в корпусе 1 выносятся вверх и через патрубок 4 поступают в циклон 5, в котором за счет центробежной силы по внутренним стенкам опускаются вниз циклона 5 и разгружаются с помощью разгрузителя 20. Запыленный воздух вентилятором 6 направляется в рукавный фильтр 7, из которого очищенный воздух выходит наружу. Пыль из рукавного фильтра 7 разгружается с помощью разгрузителя 21.

При включении привода 13 осуществляется вращение цилиндрического магнита 12. При этом в спиральных вырезах многозаходной винтовой нарезки 9 пустотелого стакана 8 возникает бегущее вниз магнитное поле, которое увлекает вниз накопившиеся в вырезах 9 магнитные частицы, которые накапливаются в цилиндрическом приемнике 10 и разгружаются с помощью разгрузителя 11.

В предлагаемом техническом решении установка внутри цилиндрического корпуса пустотелого стакана с многозаходной винтовой нарезкой по всей высоте внешней поверхности с горизонтальных верхней и наклонной

вниз нижней поверхностью винтовых вырезов и установка магнитной системы внутри пустотелого стакана обеспечивают выделение из аэросмеси внутреннего пространства корпуса и накопление в вырезах стакана за счет магнитной силы магнитных частиц с минимальным засорением немагнитными частицами. Вращение магнитной системы с помощью привода создает бегущее вниз магнитное поле в многозаходной винтовой нарезке и обеспечивает непрерывную транспортировку вниз и разгрузку магнитных частиц в приемник магнитной фракции.

Установка снаружи корпуса закрытого сверху цилиндрического распределителя потоков, сообщающегося в нижней части с внутренним пространством корпуса через щелевые отверстия, тангенциально присоединенного в верхней части с патрубком напорного вентилятора, обеспечивает вращательное движение потоков аэросмеси с исходным питанием и за счет центробежной силы движение немагнитных частиц во вращающемся восходящем потоке воздуха к стенкам цилиндрического корпуса, снижая тем самым вероятность попадания немагнитных частиц в приемник магнитной фракции.

Таким образом, совокупность предложенных признаков обеспечивает повышение качества магнитной фракции при высоком извлечении в нее ценного компонента.

Результаты

Выполнено сравнение показателей магнитной сепарации на известном и предлагаемом магнитных сепараторах.

Эксперименты выполнены на тонкоизмельченной магнетитовой руде крупностью минус 0,071 мм при одинаковой производительности по исходному питанию, напряженности магнитного поля, сечении восходящего потока и скорости движения воздуха. Результаты экспериментов приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты магнитной сепарации в известном и предлагаемом магнитных сепараторах

Наименование показателя	Значение показателя, %	
	Известный сепаратор	Предлагаемый сепаратор
Массовая доля железа в магнитной фракции	60,2	68,7
Извлечение железа в магнитную фракцию	65,4	70,3

Заключение

Установлено, что магнитная сепарация в предлагаемом магнитном сепараторе по сравнению с магнитной сепарацией в известном магнитном се-

параторе обеспечивает при одинаковых условиях проведения процесса повышение качества железного концентрата с 60,2 % до 68,7 % при повышении извлечения железа в концентрат с 65,4 % до 70,3 %.

Список литературы

1. Остапенко П. Е. Теория и практика обогащения железных руд – М.: Недра, 1985. – 281 с.
2. Кармазин В. В., Кармазин В. И. М. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых. Т. 1. М.: Изд-во МГГУ. – 2005. – 669 с.
3. Крючков А. В. Совершенствование технологии обогащения железистых кварцитов // Горный журнал. 2001. № 6. – С. 49 – 52.
4. Крючков А. В. Совершенствование технологии обогащения железистых кварцитов // Горный журнал. 2001. № 6. – С. 49 – 52.
5. Kamil Stan'czyk, Andrzej Bajerski, Marian J. Łaczny. Negative-pressure pneumatic separator: a new solution for hardcoal. Beneficiation Int J Coal Sci Technol (2021) 8(1):103–123. <https://doi.org/10.1007/s40789-020-00345-w>
6. Патент РФ № 2462316, опубл. 27.09.2012, бюлл. № 22.
7. Патент РФ № 2275247, опубл. 27.04.2006, бюлл. № 12.

УДК. 621.86.:531.8

ИССЛЕДОВАНИЕ ДРОБИМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД СВОБОДНЫМ УДАРОМ

Афанасьев А. И., Зубов В. В., Потапов В. Я., Потапов В. В., Чиркова А. А.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Конструктивное исполнение машин для дробления и измельчения горной породы определяется способом разрушения: раздавливание; раскалывание; излом; срез; истирание; удар. Выбор способа разрушения горной породы зависит, главным образом, от необходимой крупности дробленого продукта. В горной промышленности РФ нашли применение центробежные однороторные – типа ДЦ мельницы, разрушение материала в которых происходит ударом [1-5]. При скоростях удара до 50 м/с эти мельницы имеют относительно невысокую степень дробления, по нашим данным для пород крепостью 7-10 не превышающую трех. Рост степени дробления, как правило, осуществляется увеличением скорости удара [6-9], что приводит к возрастанию энергоёмкости процесса. Поэтому для получения заданной крупности готового продукта, в одной мельнице делают несколько стадий измельчения. Это существенно усложняет конструкцию машины и её эксплуатацию. Следовательно, повышение эффективности работы центробежной мельницы является актуальной задачей.

Объект исследования. Процесс дробления частиц горной породы в центробежном роторном измельчителе.

Цель исследования. Определить закономерности разрушения свободным ударом частиц в роторном измельчителе.

Методы исследований. Методы физического и математического моделирования, экспериментальные исследования, регрессионный анализ.

Методология исследований. Общелогические методы (анализ и обобщение научно-технической и патентной информации, индукция, синтез и т. д.).

Результаты исследований и их обсуждение

Установлено, что напряжение, при котором происходит разрушение куска, не зависит от величины его эквивалентного диаметра [5]. В работе [9] приводится зависимость удельной энергии разрушения кусков эквивалентным диаметром меньше 100 мкм. Для кусков крупностью 5 мм и более таких исследований нами не найдено. Известно [9-12], что напряжения σ в куске при ударе зависят от величины массы m , его скорости V , размеров куска, модуля упругости, плотности материала. Один из критериев подобия при ударном разрушении имеет вид:

$$\frac{\sigma}{V^2 \rho} = \pi_1 = \text{idem.} \quad (1)$$

Физически это означает равенство удельных энергий разрушения, т. е. равенство напряжений при ударе для различных по размеру кусков. При этом они должны быть равны напряжениям, при которых происходит разрушение данной горной породы. Так как входным продуктом на первой стадии дробления является кусок со средним диаметром d_1 , то на вторую стадию дробления поступает кусок со средним диаметром, равным $d_2 = d_1/i$ (i – степень дробления).

Однако, это условие подобия (уравнение 1) противоречит данным, приведенным в известных работах [4, 5, 7]. Оно адекватно отражает процесс разрушения кусков однородного материала. Практически все горные породы имеют неоднородную структуру и трещиноватость, естественную и возникающую при взрыве и крупном дроблении. Поэтому использовать уравнение (1) для физического моделирования затруднительно.

В УГГУ была разработана и изготовлена полупромышленная центробежная установка для разрушения свободным ударом кусков горной породы крупностью до 80 мм.

Нами установлено, что для разрушения кусков горной породы с уменьшением их размеров необходимо существенно увеличивать скорость при ударе. Это требует повышения скорости удара в каждой последующей ступени разрушения.

В табл. 1 приведены результаты разрушения свободным ударом трех видов горных пород.

Таблица 1 – Результаты разрушения горных пород свободным ударом

№	Средний диаметр исходного куска, мм	Средний диаметр куска после дробления, мм	Объем исходного куска, см ³	Степень дробления <i>i</i>	Скорость удара <i>V</i> , м/с	Удельная энергия удара, Дж/кг (<i>E/m</i>)	Удельная энергия, Дж/кг (<i>E/m i</i>)	Примечание
1	13,6	9	2,5	1,5	40	800	533	Серый гранит $\rho = 2620 \text{ кг/м}^3$, $E = 0,41 \cdot 10^5 \text{ МПа}$
2	17,3	10	5,2	1,73			462	
3	32,7	18,5	34	1,77			450	
4	40	13,6	64	2,94	66	2200	750	Медно-цинковая руда
5	40	9,4	64	4,25		62000	14500	Медно-цинковая руда*
6	12	5,7		2,1	60	1800	858	Некондиционная медно-цинковая Руда. Массовая доля пустой породы до 78,7 %.
7	28	13		2,16	46	1050	486	
8	33	8,8		3,75	41	840	224	
9	41	11,4		3,6	37	685	190	
10	49	12,9		3,8	33	550	145	

*- измельчение в шаровой мельнице.

На рис. 1 приведена зависимость удельного расхода энергии на разрушение куска гранита от его эквивалентного диаметра.

Нелинейную зависимость можно объяснить тем, что с увеличением размера куска возрастает число концентраторов напряжений – пустот, трещин и т. п., что приводит к уменьшению напряжений разрушения.

Нелинейное возрастание необходимой скорости удара с уменьшением размеров куска обуславливает существенное увеличение размеров роторов, что технически выполнить очень затруднительно.

На рис. 2 приведена зависимость удельной энергии разрушения куска горной породы (некондиционной медно-цинковой руды) от его размеров.

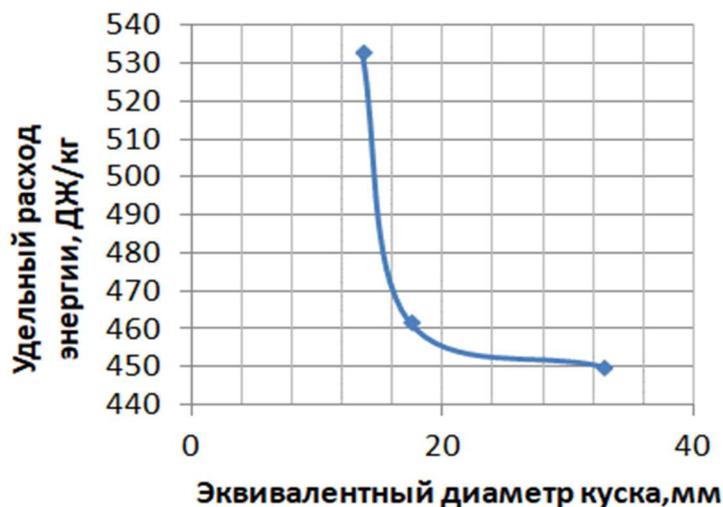


Рисунок 1 – Зависимость скорости куска гранита перед ударом от его размеров

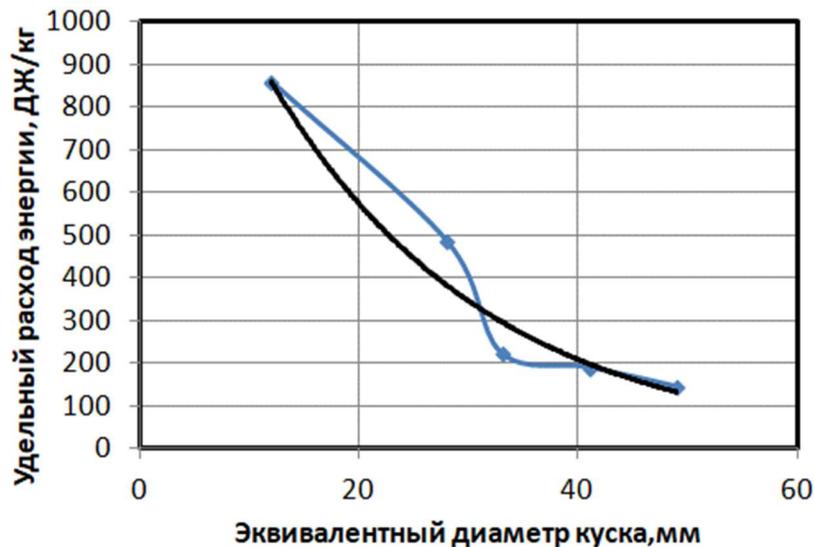


Рисунок 2 – Зависимость удельной энергии куска некондиционной медно-цинковой руды перед ударом от его эквивалентного диаметра

Статистическая зависимость удельной энергии разрушения куска медно-цинковой руды перед ударом от его размеров имеет вид:

$$E/m_i = 1580 * e^{-0,051d}. \quad (2)$$

Корреляционное отношение [13, 14] $R^2 = 0,93$ свидетельствует о наличии существенной нелинейной связи удельной энергии и размеров куска.

В результате экспериментов установлено, что степень дробления медно-цинковой руды однократным свободным ударом достигала 3,8. Она зависит от многих факторов и, по данным [5], при дроблении крепких горных пород свободным ударом не превышает двух. Согласно уравнению (2), скорость куска при втором ударе должна быть больше, чем в первом в 1,6-2,2 раза. Осуществить такое увеличение скорости в одном устройстве (см., например, патент [15]) технически сложно, так как необходимо на каждой стадии дробления существенно увеличивать размеры роторов.

Таким образом, при проектировании центробежных дробилок для снижения энергозатрат целесообразно вторую и последующие стадии разрушения осуществлять не свободным ударом, а другим способом.

Выводы

1. Скорость куска горной породы при разрушении свободным ударом нелинейно увеличивается с уменьшением его размеров.
2. В центробежных дробилках целесообразно вторую и последующие стадии разрушения осуществлять не свободным ударом, а другим способом, например, раздавливанием, сколом и т. д.

Список литературы

1. Андреев С. Е., др. Закономерности измельчения и исчисления характеристик гранулометрического состава. М., «Металлургиздат», 1959.
2. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. Под ред. О. С. Богданова и др. – М.: Недра, 1982. – 365 с.

3. Андреев С. Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых / Перов В. А., Зверевич В. В. 3-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1980. – 415 с.
4. Барон Л. И., Коняшин Ю. Г., Курбатов В. М. Дробимость горных пород. – М.: Изд-во АН СССР, 1963. – 348 с.
5. Барон Л. И., Хмельковский И. Е. Разрушаемость горных пород свободным ударом. – М.: Наука, 1971. – 203 с.
6. Андреев С. Е. О законах дробления // Горный журнал. – № 4. – 1962.
7. Афанасьев А. И., Стожков Д. С., Потапов В. Я., Потапов В. В. Энергоемкость ударного разрушения бедных медно-цинковых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2017. – № 10. – С. 25-30.
8. Левенсон Л. Б. Дробление, грохочение полезных ископаемых / Л. Б. Левенсон, Б. И. Прейгерзон. – М.-Л.: Гостоптехиздат, 1940. – 771 с.
9. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, 1978, 359 с.
10. Сайтов В. И. Условия подобия процессов разрушения горных пород при дроблении // Изв. Вузов. Горный журнал. – 1986. – № 10. – С. 59-63.
11. Веников В. А. Теория подобия и моделирования. М: Высшая школа, 1976. – 480 с.
12. Белов Н. Н., Югов Н. Т., Копаница Д. Г., Бирюков Ю. А., Югов А. А., Овечкина А. Р. Разрушение сферических частиц из хрупких материалов при многократном ударе по жесткой стенке. Томск, Вестник ТГСАУ № 2. – 2006. – С. 21-30.
13. Румшинский Л. З. Математическая обработка результатов эксперимента. – М.: Наука, 1971. – 176 с.
14. Хартман К. Планирование эксперимента в исследовании технологических процессов / К. Хартман, Э. Лецкий. – М.: Мир, 1977. – 552 с.
15. Дезинтегратор: пат. 215632 Рос. Федерация. № 99108566/03; заявл. 1999.04.26; опубл. 2000.08.20. Бюл. № 8.

УДК 553.319

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ВЛИЯНИЯ РУДЫ НА КАЧЕСТВО КОНЦЕНТРАТА

Бузмаков В.Н., Володина Ю.В.

АО «ЕВРАЗ Качканарский ГОК», г. Качканар, Россия

ЕВРАЗ Качканарский ГОК добывает и обогащает бедную мало титанистую ванадийсодержащую железную (титаномагнетитовую) руду месторождений Качканарского рудного поля. Её особенностью является сложный минеральный состав и низкое содержание вредных примесей, что обусловлено генезисом. Рудные минералы (магнетит четырех генераций, ильменит двух генераций, титаномагнетит и ильменит), и нерудные (моноклинный (диаллаг) и ромбический пироксены, оливин, шпинель) образовались в результате застывания ультраосновной магмы и последующих метасоматических процессов – серпентинизации, уралитизации (амфиболитизации), фельдшпатитизации, а также развитием, по трещинам контракции, даек плагиоклазитов [1]. Ильменит и шпинелиды образуют как отдельные зерна

(до 1 мм) в руде, так и тонкие пластинчатые вроски (до $0,05 \times 0,01$ мм) в магнетите и титаномагнетите (структуры распада твердых растворов), что затрудняет обогащение [2]. При обогатительном переделе магнитной сепарацией получается титаномагнетитовый концентрат, содержащий 60-62 % железа, 2,5-2,6 % двуокиси титана и 0,5-0,6 % пятиокиси ванадия, а также в низких количествах вредные примеси (менее 0,1 %) [3]. Далее концентрат, после смешивания с известняком (добавляется до 20 %), используется для производства железорудного сырья (ЖРС) для доменной плавки –агломерата.

При доменном и последующих переделах образуются чугуны, стали и шлаки [4]. Наибольшее влияние на производительность доменных печей оказывают окислы кремния, кальция, магния и алюминия образующие шлаки (шлакообразующие окислы). По их содержанию окислов руды месторождения относятся к самоплавким. Основность (соотношение CaO/SiO_2) агломерата составляет от 2,0 до 2,2 и отслеживается на при производстве агломерата. Но оценка основности по четырем компонентам ($\text{CaO} \times \text{MgO} / \text{SiO}_2 \times \text{Al}_2\text{O}_3$) даёт большую информативность. А в связи с пуском современных доменных печей на НТМК необходимость в оценке количества MgO и Al_2O_3 , имеет значительную величину [5]. Кроме того, эти окислы оказывают значительное влияние на прочность агломерата, что сказывается на производительности доменных печей. Данная работа посвящена управлению данными оксидами при магнитном переделе руды для производства концентрата на агломерат.

Теоретическая часть

Технологические исследования руд месторождения начались еще в процессе подготовки месторождения к разработке [6]. Силикаты магния и алюмосиликаты преимущественно представлены породообразующими минералами и удаляются при магнитном обогащении. Но из-за тонких сростков с титаномагнетитом, полного отделения пустой породы при этом не происходит.

При метасоматизме массива серпентинизированный оливин и уралит (амфибол) образуются совместно со вторичным магнетитом (магнетит-III и магнетит-IV) в виде тонких, до 0,1 мм сростков. Ильменит и шпинель образуют в магнетите структуры распада твердых растворов и наблюдаются в виде пластинок толщиной до 0,01 мм. Шпинель представлена плеонастом, в котором магний частично или полностью замещается железом – то есть присутствует герцинитовая составляющая [7]. Эти сростки и включения при существующей технологии обогащения не могут быть в полной мере выделены из концентрата в хвосты и в дальнейшем переходят в ЖРС. Поэтому изучение распределения данных минералов и окислов в руде, а главное – их поведение при обогатительном переделе, представляет интерес для возможного управления качеством сырья для доменного передела.

Кремний встречается во всех силикатах и алюмосиликатах, магний входит в состав оливина и серпентина, кальций связан с пироксеном и фельдшпатами, а алюминий связан со шпинелью и амфиболами.

Методика исследований

При производстве концентрата ведется постоянный контроль доли данных окислов. Анализ содержания элементов проводится каждые два часа рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре ARL-9800 в химической лаборатории комбината и пересчитывается на оксиды.

Для оценки связи данных окислов в концентрате с их долей в исходной руде использовался статистический метод. В случае если бы была установлена такая взаимосвязь, можно было бы выделять участки с повышенной долей в руде и управлять отгрузкой руды, используя геологическую информацию.

Для оценки взята информация о доле оксидов магния и алюминия. Анализы, в исходной руде которых производятся по каждой двухчасовой пробе, отбираемой установкой «Башня проб» руды, и в концентрате, отгружаемом на агломерат.

Результаты исследований

При изменении долей данных окислов в исходной руде их доля в концентрате меняется не закономерно. Это видно по результатам статистического анализа их взаимосвязи в концентрате и исходной руде, представленном на рис. 1.

По оксидам кремния и кальция подобных анализов в исходной руде не проводилось, но по аналогии можно сказать, что величина взаимосвязи их долей в руде и в концентрате не превысит данные величины. Это связано с минеральным составом. При серпентинизации и амфиболитизации (уралитизации) руд кристаллизуются тонкие зерна вторичного магнетита, образующего тесные сростки с вышеуказанными минералами. Оксиды кальция и кремния таких сростков обычно не образуют и при обогатительном переделе больше уходят в хвосты.

Таким образом, можно констатировать, что выделение зон по различным долям оксидов шлакообразующих в руде по результатам эксплуатационной разведки не позволит управлять процессом обогащения с целью их оптимизации. Для решения поставленной задачи авторы предлагают использовать технологические пробы, которые отбираются из керна и шлама. В результате магнитного анализа на трубке Дэвиса, образуется магнитная фракция, моделирующая возможное выделение концентрата при магнитном обогащении. Если дополнительно анализировать данную фракцию на шлакообразующие окислы, то можно прогнозировать их количество в концентрате.

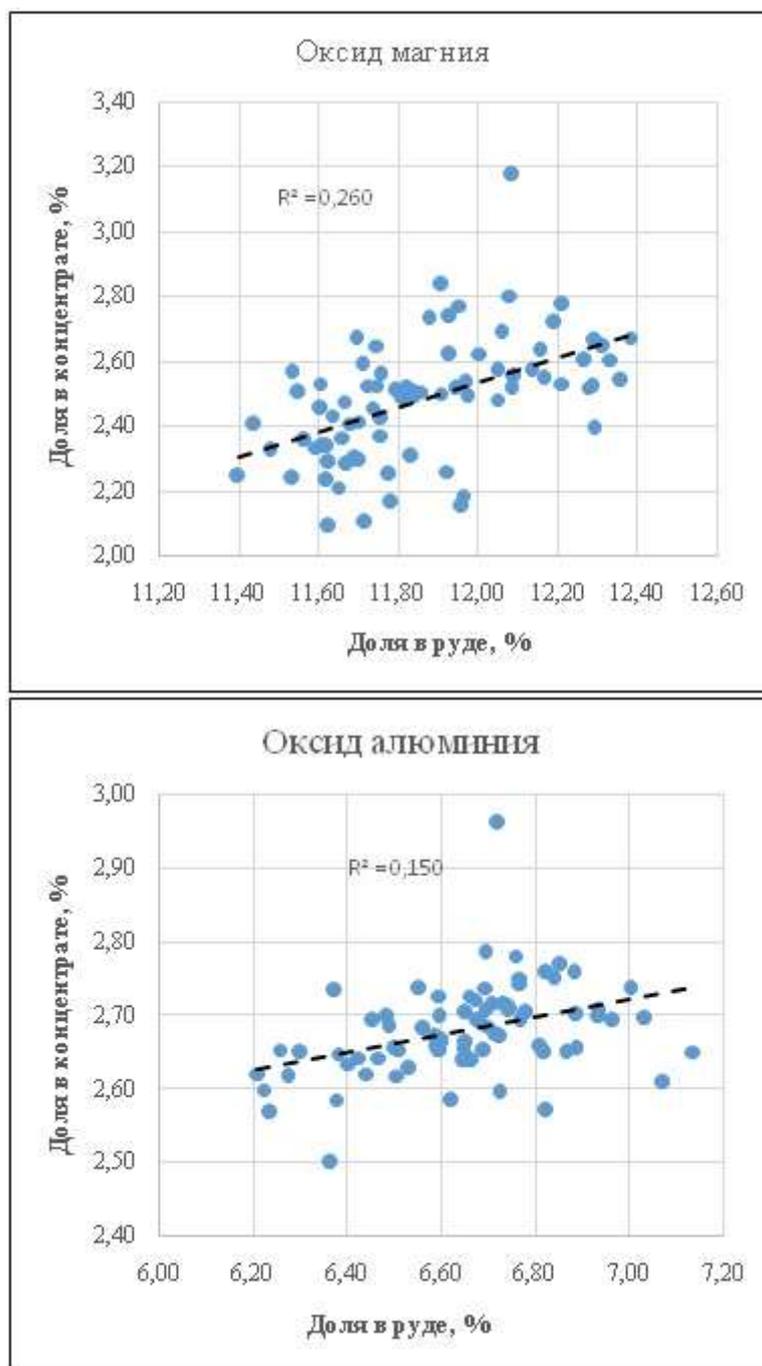


Рисунок 1 – Взаимосвязь в руде и концентрате долей оксида магния и алюминия

Учет доли этих окислов в магнитной фракции при картировании рудного тела, позволит регулировать отгрузку руд, с повышенной долей оксидов кальция, кремния, магния и алюминия в будущем концентрате.

Выводы

1. Картирование руд по данным анализа магнитной фракции по горизонтам карьеров позволит выделить зоны с различным содержанием шлакообразующих окислов в концентрате.

2. Рост доли оксидов кальция, кремния, магния и алюминия в магнитной фракции руды приводит к их росту в концентрате и агломерате.

3. Результаты технологического картирования можно применять для регулирования отгрузки руд с различным содержанием оксидов кальция, кремния, магния и алюминия в магнитной фракции руды, таким образом, регулируя их долю в ЖРС.

Список литературы

1. Бузмаков В. Н. Влияние руды Качканара на примеси легирующих и вредных компонентов в концентрате // Бузмаков В. Н., Володина Ю. В. // Известия УГГУ–Екатеринбург – 2023 – Вып. 3 (50) – С. 171-174.

2. I. G. Bystrov, V. I. Pirogov, and O. A. Yakushina. Morphostructural and Constitutional Features of Titanomagnetite in Iron Ore of the Pudozhgorsky Deposit // Geology of Ore Deposits. November 2015, Volume 57, Issue 6, pp 496-521.

3. Ляпунов А. В., Обогащительные перспективы ЕВРАЗКГОКа / Ляпунов А. В., Макушев С. Ю. // Глобус – 2019 – № 4 [58] – С. 139-145.

4. Темников В. В. Анализ образования и переработки металлургических отходов в АО «ЕВРАЗ НТМК» // Темников В. В., Калимулина Е. Г., Тлеуглабулов Б. С. // Черные металлы – 2018 – № 7 (1039) – С. 32-37

5. Дмитриев А. Н. Оценка показателей доменной плавки титаномагнетитовых концентратов с различным содержанием диоксида титана // Дмитриев А. Н., Витькина Г. Ю., Петухов Р. В., Петрова С. А., Чесноков Ю. А. // Чёрная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации – 2019. – Т. 75. № 2. С. 154-165. <https://doi.org/10.32339/0135-5910-2019-2-154-165>.

6. Кантемиров В. Д. Предварительная оценка технологических типов титаномагнетитовых руд // Кантемиров В. Д., Яковлев А. М., Титов Р. С., Козлова М. В. // Обогащение руд – 2018 – № 3. С. 56-60.

7. Фоминых В. Г. и др. Петрология и рудогенезис Качканарского массива // В. Г. Фоминых, В. П. Краева, Н. В. Ларина // Свердловско: УНЦ АН СССР – Свердловск–1987. – 84 с.

УДК 622.765

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ РУД

Сагатбек С., Тусупбекова Т. Ш., Макашева Г. К., Елеусиз С., Калиаскар С.
ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Республика Казахстан

Сульфидная золото-мышьяковистая руда месторождения Восточный Тастау относится к упорным рудам. Переработка данной руды зачастую дает неудовлетворительные технико-экономические и экологические показатели: значительная часть золота присутствует в руде в виде микроскопических включений в арсенопирите, кроме того, присутствующие в руде минералы меди, активно взаимодействуя с цианистыми растворами, являются причиной больших потерь цианида и его высокого расхода.

Одним из возможных вариантов переработки таких руд является флотационное обогащение с максимальным извлечением драгоценных металлов в медный концентрат или промпродукт. Однако, при металлургической переработке медных концентратов с высоким содержанием мышьяка на стадии электролиза происходит накопление мышьяка в медном электролите, что снижает свойства товарных продуктов и производительность передела. В связи с чем возникает необходимость в разработке технологии селективной флотации сульфидов с получением раздельного медного и золотосодержащего концентратов.

В статье приведены результаты исследований предварительного извлечения сульфидов в условиях существующих обогатительных фабрик с получением медного и золото-мышьяковистого концентратов.

Исследования проводились на пробе руды с содержанием основных компонентов: золота – 0,86 г/т, серебра – 1,37 г/т, меди – 0,23 %. Содержание мышьяка – 1,46 %.

По данным минералогического анализа установлено, что главными рудообразующими минералами являются арсенопирит и магнетит; второстепенным – халькопирит; золото (видимое) встречается редко, всегда в ассоциации с арсенопиритом. Характерной особенностью данной руды является тонкое прораствание минеральных зерен (в т. ч. золота) в виде микроскопических и субмикроскопических включений в арсенопирите.

Основная часть меди встречается, преимущественно, в виде мелких скоплений зерен халькопирита, его отдельной вкрапленности и коротких прожилков в обломках породообразующих минералов. Также халькопирит встречается в тесных взаимосростаниях с арсенопиритом, пиритом, магнетитом (рис. 1) как в виде общих границ, так и в виде микровключений друг в друге.

Золото в руде диагностировано только в виде микроскопических и субмикроскопических включений в арсенопирите, что делает практически невозможным селективное извлечение его в отдельный продукт.

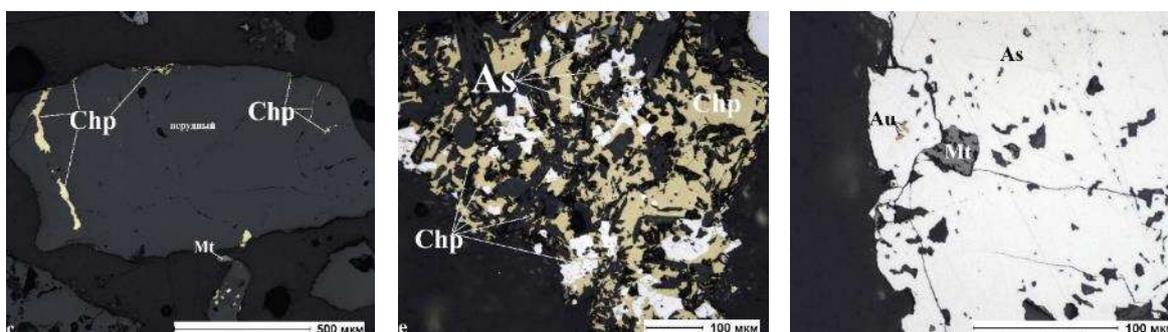


Рисунок 1 – Характеристика выделений минералов:
Chp-халькопирит, As-арсенопирит, Au-самородное золото

Из результатов фазового анализа следует, что практически вся медь в руде связана с сульфидными минералами: 83,62 % – с первичными и 7,76 % –

со вторичными сульфидами. Окисленные минералы меди составляют 8,62 % от общего содержания меди в руде и представлены малахитом.

В результате экспериментов определены: оптимальная крупность измельчения, расход реагентов, продолжительность флотации. Традиционные методы, используемые для депрессии арсенопирита (добавление извести, окисление в известковой среде воздухом, пиролюзитом, перманганатом калия [1]), не дали положительных результатов.

Реагент Aerophine 3418A обладает сильным гидрофобизирующим действием по отношению к халькопириту и адсорбируется на поверхности в виде дисульфида и соединения с медью [2], поэтому при обогащении пробы руды была изучена возможность повышения селективности разделения минералов меди и мышьяка за счет использования селективного собирателя Aerophine 3418A на основе дизобутилдитиофосфината.

Проведенными исследованиями установлено, что замена ксантогената селективным собирателем Aerophine 3418A (5 г/т) дает прирост извлечения меди в медный продукт на 13,52 % (с 70,79 до 84,31 %). Дальнейшее повышение расхода Aerophine 3418A до с 5 до 20 г/т приводит к повышению содержания мышьяка в пенном продукте с 4,24 до 8,13 %, при этом извлечение мышьяка повышается с 5,12 до 8,52 %.

Согласно полученным данным и с целью уточнения технологических показателей обогащения руды и влияния промпродуктов при их возврате на конечные показатели были проведены опыты в замкнутом цикле по разработанной технологии. Схема проведения лабораторного опыта приведена на рис. 2. Результаты опытов приведены в табл. 1.

В ходе замкнутого опыта при обогащении пробы руды по разработанной технологии получены следующие продукты:

- медный концентрат со следующими характеристиками: выход – 0,86 %; массовая доля: меди – 22,53 %; золота – 9,77 г/т; мышьяка – 3,69 %; извлечение: меди – 83,34 %; золота – 9,76 %; мышьяка – 2,18 %;

- золото-мышьяковистый промпродукт со следующими характеристиками: выход – 4,08 %; массовая доля: золота – 15,95 г/т; меди – 0,32 %; мышьяка – 30,94 %; извлечение: золота – 75,64 %; меди – 5,62 %; мышьяка – 86,72 %.

Таким образом, снижение отрицательного влияния меди возможно за счет применения реагента Aerophine 3418A при переработке сульфидных золото-мышьяковистых руд, который позволяет эффективно извлечь медь в отдельный товарный продукт, пригодный для традиционной металлургической переработки в составе шихты.

Дальнейшая переработка золото-мышьяковистого промпродукта осуществляется уже с более эффективными показателями за счет снижения расхода цианистого натрия при выщелачивании, при этом увеличивается общая экономическая эффективность.

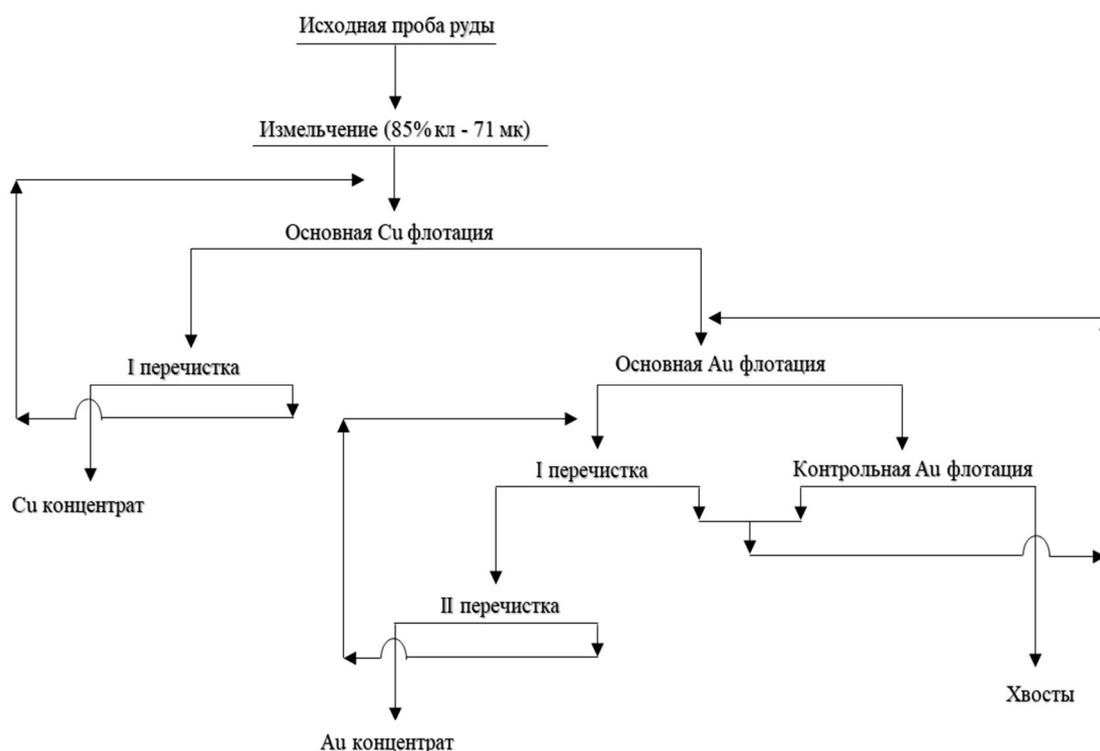


Рисунок 2 – Схема опыта в замкнутом цикле по разработанной рекомендованной технологической схеме

Таблица 1 – Результаты замкнутого опыта

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %				Извлечение, %			
		Cu	Au, г/т	Ag, г/т	As	Cu	Au	Ag	As
Концентрат Cu	0,86	22,53	9,77	110,0	3,69	83,34	9,76	69,02	2,18
Концентрат золотосодержащий	4,08	0,32	15,95	6,63	30,94	5,62	75,64	19,74	86,72
Σ Концентрат	4,94	4,19	14,87	24,62	26,20	88,95	85,41	88,76	88,90
Хвосты отвальные	95,06	0,03	0,13	0,16	0,17	11,05	14,59	11,24	11,10
Исходная проба	100,0	0,23	0,86	1,37	1,46	100,0	100,0	100,0	100,0

Список литературы

1. Кучаев В. А., Отрожденнова Л. А., Шепета Е. Д., Устимов О. П., Стрельцын В. Г., Рябой В. И. О снижении содержания мышьяка в медном концентрате приморской обогатительной фабрики // Обогащение руд. – 2008. – № 6. – С. 11-13.
2. Güler T., Niçyılmaz S., Gökağaç G., Ekmekçi Z. Voltammetric and drift spectrometry investigation in dithiophosphate-chalcopyrite system. J. Colloid Interface Sci. 2004. Vol. 279. Iss. 1. P. 46-54.
3. Шадрунова И. В., Чекушина Т. В., Скворцова Е. С. Снижение отрицательного влияния меди на процесс цианирования золота из коренных руд // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 4. – С. 411-417.
4. Зеленов В. И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд. – 1989. – 235 с.

5. Комогорцев Б. В., Вареничев А. А. Проблемы переработки бедных и упорных золотосодержащих руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2016. – № 2. – С. 204-218.

УДК 622.765

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ОТВАЛЬНЫХ МЕДНЫХ ХВОСТОВ МЕТОДОМ ФЛОТАЦИИ

Макашева Г. К., Елеусиз С., Тусупбекова Т. Ш., Мугинов А. О., Сагатбек С.
ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Республика Казахстан

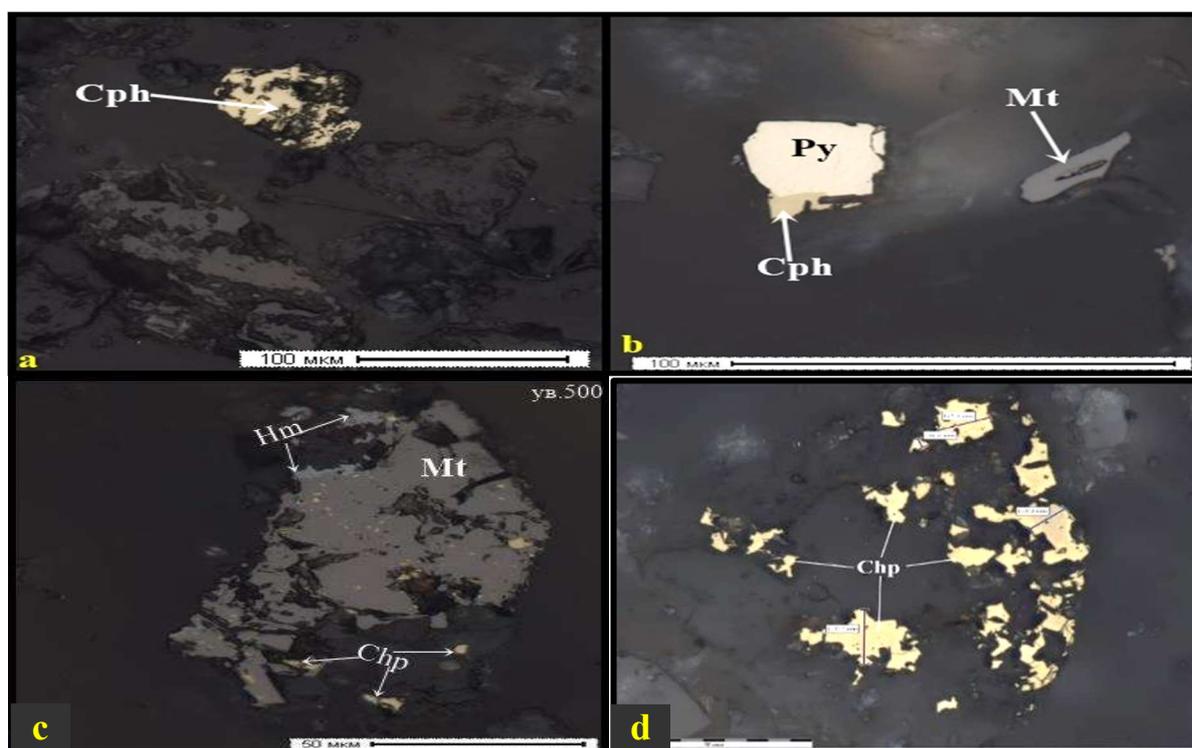
Горно-металлургическая промышленность – ведущая отрасль казахстанской экономики, на долю которой приходится 15,2 % от общего объема промышленного производства. Многие горно-металлургические производства являются градообразующими, а поэтому развитие горно-металлургического комплекса (далее - ГМК) позволяет развивать промышленные города, обеспечивая рабочие места для более чем 200 тыс. человек, вместе с тем развитие ГМК приводит к неизбежному накоплению огромного количества отходов обогащения [1-3].

Казахстанскими учеными также, как и их зарубежными коллегами, было проведено немало различных исследований по извлечению металлов [4-8] из хвостов обогащения и по использованию хвостов обогащения в качестве сырья для производства строительных материалов. Однако, на настоящий момент, хвосты обогащения руд цветных металлов обогатительных фабрик, как и других подобных отходов обогащения, не нашли массового способа переработки и утилизации, продолжая накапливаться и загрязнять окружающую природную среду ряда регионов.

В связи с этим, одним из возможных путей решения проблемы накопления и утилизации крупнотоннажных отходов обогащения, рассматривая их в контексте вторичного сырья, является разработка различных комплексных технологий по переработке хвостов обогащения с получением товарной продукции.

Для проведения исследований в лабораторию была доставлена проба отвальных хвостов обогатительной фабрики. По результату химического анализа массовая доля основных ценных компонентов составила: меди – 0,28 %, серебра – 1,72 г/т и золота – 0,10 г/т. Массовая доля серы составила 0,92 %, железа общего – 9,40 %. Массовая доля породных компонентов составила: двуокиси кремния – 55,16 %, оксидов алюминия – 13,91 %, кальция – 4,84 % и магния – 1,58 %. Фазовый анализ показал, что медь представлена сульфидными (79,79 %) и окисленными (20,21 %) минералами. Проба представляет смешанную часть хвостов.

Минералогический анализ брикетированных препаратов отвальных хвостов показал, что минералы меди (халькопирит, борнит и др.) наблюдаются, преимущественно, в тесной ассоциации с нерудными минералами, образуя как срастания в виде структур взаимных границ, так и микровключения одиночных или многочисленных микрозёрен в нерудных обломках. Значительно меньше халькопирит отмечается в виде свободных зёрен (рис. 1а). Размерность халькопирита составляет от 0,001 до 0,33 мм. Форма зёрен и их обломков неправильная, угловатая, часто выщелоченная. По отдельным зёрнам наблюдаются коррозионные структуры одновременного замещения борнитом, халькозином и ковеллином.



Py – пирит, Chp – халькопирит, Mt – магнетит

Рисунок 1 – Выделения халькопирита:

- а – свободное зерно халькопирита коррозионной структуры, увел. 200;
- б – сросток пирита с халькопиритом, обособленное зерно магнетита, увел. 500

Выделения халькопирита иногда находятся в тесных взаимосрастаниях с пиритом (рис. 1б), редко с магнетитом.

Окисленные минералы меди практически не визуализированы из-за их весьма тонких размеров после измельчения пробы.

Основываясь на минералогическом анализе, проведены открытые опыты по определению влияния ультратонкого измельчения вторичных хвостов второй основной флотации на показатели обогащения хвостов. Условия тестов и схема приведены на рис. 2. Результаты опытов приведены в табл. 1.



Рисунок 2 – Схема проведения опыта

Таблица 1 – Результаты опытов по определению влияния доизмельчения хвостов основной флотации

Содержание класса, %	Продукт	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
			Cu	Ag, г/т	Cu	Ag
Тест 1						
80 (-0,071 мм)	Концентрат I основной флотации	5,40	2,35	14,25	45,02	44,87
	Концентрат II основной флотации	5,02	0,89	5,07	15,86	14,83
	Концентрат контрольной флотации	1,35	0,29	1,57	1,37	1,23
	Σ	11,77	1,48	8,90	62,25	60,93
	Хвосты	88,23	0,12	0,77	37,75	39,07
	Исходная проба хвостов	100,0	0,28	1,72	100,0	100,0
Тест 2						
90 (-0,071 мм)	Концентрат I основной флотации	5,40	2,35	14,25	45,03	44,88
	Концентрат II основной флотации	5,02	0,89	5,07	15,84	14,83
	Концентрат контрольной флотации	1,69	0,65	2,77	3,89	2,73
	Σ	12,11	1,50	8,87	64,76	62,44
	Хвосты	87,9	0,11	0,73	35,24	37,56
	Исходная проба хвостов	100,0	0,28	1,72	100,0	100,0
Тест 3						
80 (-0,020 мм)	Концентрат I основной флотации	5,40	2,35	14,25	45,02	44,86
	Концентрат II основной флотации	5,02	0,89	5,07	15,86	14,83
	Концентрат контрольной флотации	3,88	0,58	3,47	8,05	7,84
	Σ	14,3	1,35	8,12	68,93	67,53
	Хвосты	85,7	0,10	0,65	31,07	32,47
	Исходная проба хвостов	100,0	0,28	1,72	100,0	100,0

Результаты, приведенные в табл. 1, показывают, что при доизмельчении вторичных хвостов второй основной флотации в мельнице ультратонкого измельчения до содержания класса минус 0,020 мм 80 % массовая доля меди в

хвостах контрольной флотации снизилась с 0,12 % до 0,10 %. В дальнейших опытах содержание класса минус 0,020 мм после доизмельчения хвостов второй основной флотации принято 80 %.

Лабораторный опыт в замкнутом цикле выполняли по разработанной технологической схеме и подобранному реагентному режиму до стабилизации показателей по качеству и извлечению меди на 9 навесках с применением «оборотной воды» обогатительной фабрики. Результаты анализа оборотной воды показаны графически на рис. 3. Схема и условия проведения лабораторного опыта приведены на рис. 4.

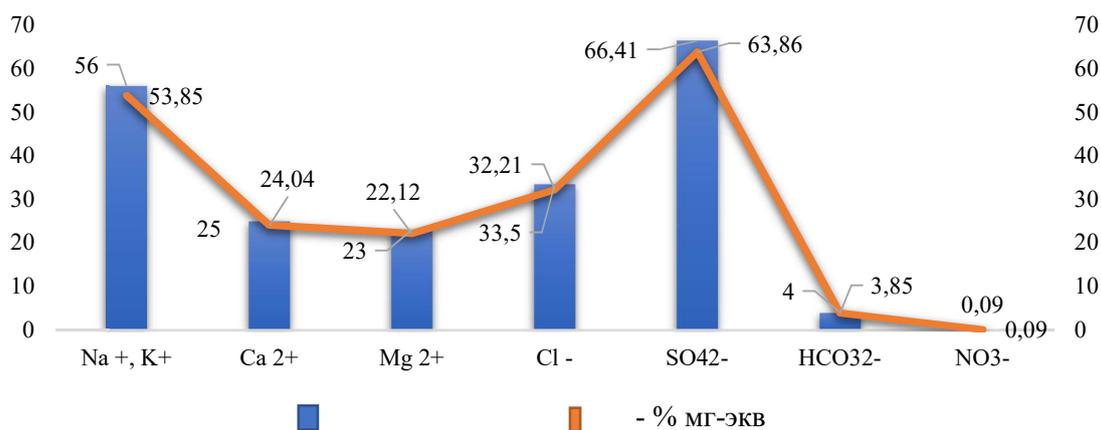


Рисунок 3 – Результаты анализа оборотной воды обогатительной фабрики

Результаты, представленные на рис. 3, показывают, что оборотная вода обогатительной фабрики характеризуется повышенной общей минерализацией – 6695 мг/дм³, содержание сухого остатка составило 657 мг/дм³ и рН = 7,6.

В ходе замкнутого опыта по разработанной технологической схеме и подобранному реагентному режиму получен медный концентрат со следующими характеристиками: выход – 1,49 %; массовая доля: меди – 11,48 %, серебра – 74,26 г/т, золота – 4,02 г/т; извлечение: меди – 61,22 %, серебра – 64,43 %, золота – 60,32 %.

С целью наиболее точного определения распределения ценных компонентов в хвостах флотации принято решение провести классификацию нижних классов крупности -0,071+0 мм на анализаторе гранулометрического состава CYCLOSIZER, который используется для классификации тонких частиц различных материалов, в т. ч. микрошламов с размером частиц менее 71 мкм. Результаты показаны на рис. 5.

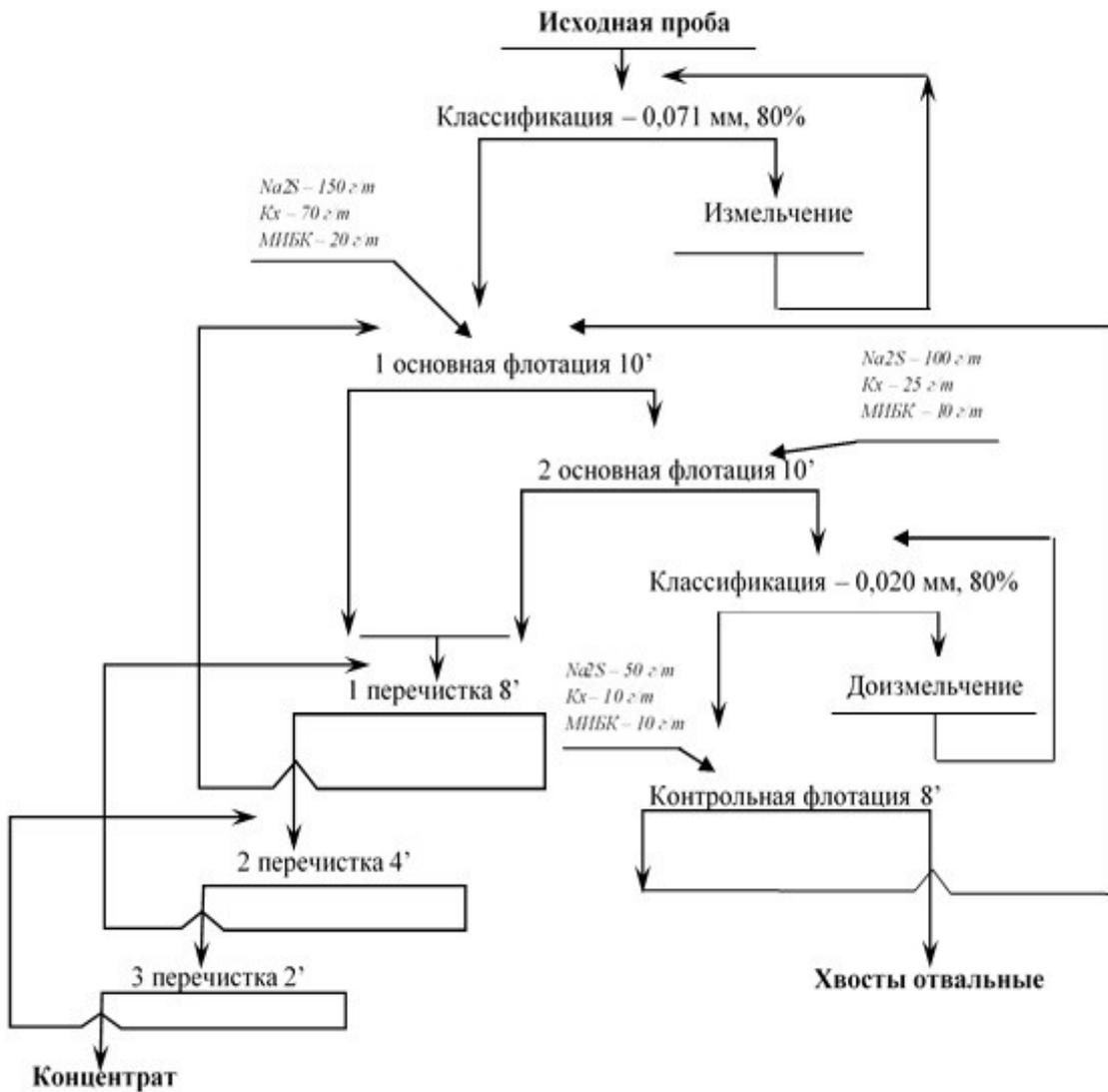


Рисунок 4 – Рекомендованная схема обогащения лежалых хвостов БОФ

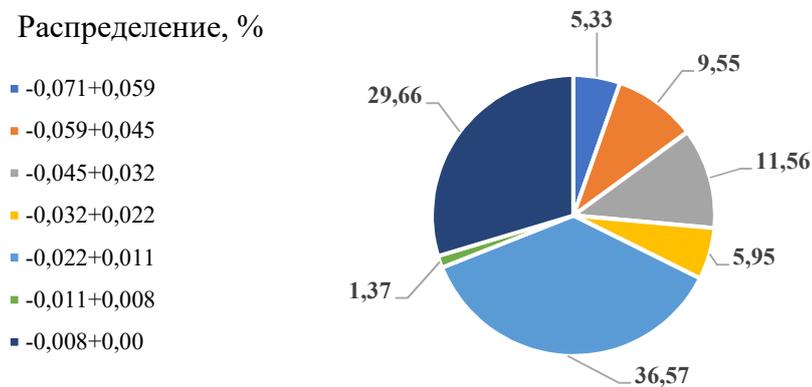


Рисунок 5 – Результаты гранулометрического анализа класса -0,071+0 мм хвостов флотации

Результаты свидетельствуют о том, что с уменьшением крупности частиц массовая доля меди повышается с 0,09 до 0,15 %. Наибольший выход отмечен в тонком шламовом классе $-0,022+0,011$ мм, который составил 38,99 %, при этом распределение в него меди составило 36,57 %, суммарный выход класса $-0,032+0$ мм составил 69,45 %, что подтверждает тонкую вкрапленность медных минералов и отрицательно сказывается на качественно-количественных показателях обогащения.

Выводы

По разработанной технологической схеме и реагентному режиму с использованием оборотной воды из лежалых хвостов получен концентрат с выходом 1,49 %, с массовой долей меди 11,48 % и серебра 74,26 г/т; извлечение составило: по меди – 61,22 % и по серебру – 64,43 %.

Относительно низкие показатели извлечения меди из отвальных хвостов объясняются тем, что медные минералы пробы, преимущественно, находятся в сростках с пустой породой или имеют тонкие и ультратонкие размеры.

Список литературы

1. Petrenko E. S., Vechkinzova E. A., Urazbekov A. K. (2019) Analiz sostoyaniya i perspektiv y razvitiya gorno-metallurgicheskoy otrasli Kazakhstana [Context analysis and prospects of development of the mining and metallurgical industry of Kazakhstan]. Ekonomicheskie otnosheniya. 9. (4). – p. 2661-2676. DOI: 10.18334/eo.9.4.

2. Повторная переработка перспективных объектов техногенных минеральных образований (ТМО) Карагандинской области. Доклад Премьер-министру Республики Казахстан К. К. Масимову в АО «Национальная компания «Социально-предпринимательская компания Сарыарка»». Караганда, 2012. – 14 с.

3. Руднев Б. П. Обоснование и разработка эффективных методов обогащения текущих и лежалых хвостов обогащения руд цветных, благородных и редких металлов: Дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13: М., 2004. – 193 с.

4. Енбаев И. А., Руднев Б. П., Шамин А. А., Качевский А. И. Переработка отвальных хвостов фабрик и нетрадиционного сырья с применением эффективных обогатительных процессов. М., 1998. – 60 с.

5. Mining Journal, 1987, v.308, № 7910, p. 231.

6. South African Mining and Engineering Journal, 1981, v.92, № 7910, p. 50-59.

7. Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана: справочник. – Алматы, 2000. – 122 с.

8. Robert J. Collins, Richard H. Miller. Utilization of mining and mineral processing wastes in the United States // Mineral sand the Environment. – 1979. – Vol.1, Iss. 1. - P. 8-19.

ИЗМЕНЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ШЛАКА ОТ СПОСОБА ЕГО ОХЛАЖДЕНИЯ

Мугинов А. О., Тусупбекова Т. Ш., Макашева Г. К., Сагатбек С., Елеусиз С.
ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Республика Казахстан

Повышение требований к охране окружающей среды подчеркивает важность комплексного использования сырья с применением инновационных технологий, способствующих сохранению ресурсов и снижению негативного воздействия на окружающую среду. Особое внимание следует уделять техногенным отходам производства, например, таким, как отвальные шлаки медного производства. Эффективное использование шлаков может способствовать сокращению экологического следа и улучшению состояния окружающей среды. В связи с этим на Балхашской обогатительной фабрике организована переработка отвальных шлаков (отражательной печи) Балхашского медеплавильного завода флотационным методом.

Известно, что быстроохлажденные шлаки характеризуются тонкой вкрапленностью медных минералов и обладают высокой абразивностью и твердостью, что делает процесс их измельчения чрезмерно энергоемким, а флотацию низкоэффективной. В результате данная технология становится экономически неприемлемой [1, 2]. Для более эффективной флотации шлаков рекомендуется получать хорошо раскристаллизованный шлак с крупными включениями сульфидов, которые легко поддаются измельчению и флотации. Это достигается путем медленного охлаждения шлака.

Авторами работы [3] было установлено, что процесс медленного охлаждения текущего отвального шлака позволяет повысить степень измельчаемости на 25 % и в дальнейшем повысить на 15-22 % извлечение меди при обогащении.

В данной работе представлены сравнительные результаты влияния процесса охлаждения на степень измельчаемости. Для сравнения использованы две пробы шлаков Балхашского медеплавильного завода: быстроохлажденный и медленноохлажденный (табл. 1).

Таблица 1 – Результаты химического анализа исходных проб шлаков

Компонент	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag, г/т	S _{своб.}	SiO ₂	Al ₂ O ₃
Быстроохлажденный	0,85	0,45	2,86	30,29	6,75	1,01	25,37	6,40
Медленноохлажденный	0,91	0,35	2,60	43,40	2,01	1,08	15,19	5,67

*Аи ниже порога обнаружения

Измельчаемость – это характеристика разрушаемости руды в процессах измельчения. Коэффициент относительной измельчаемости $K_{и}$ представляет собой отношение продолжительности измельчения эталонной и испытуемой

руд $t_{исп} / t_{эт}$ [4]. График зависимости содержания класса минус 0,071 мм от продолжительности измельчения приведен на рис. 1.

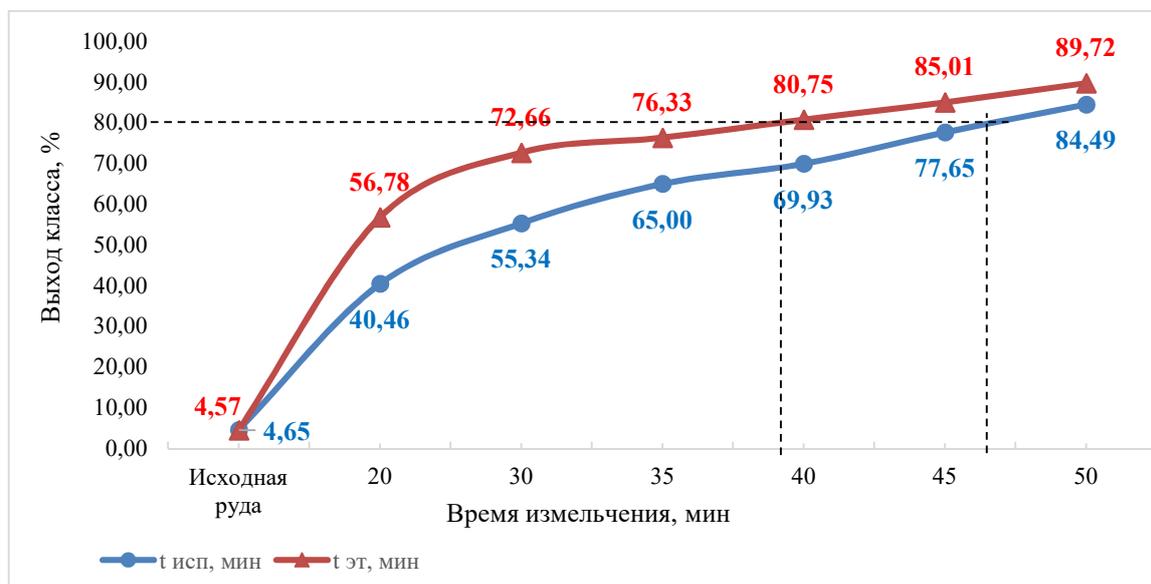


Рисунок 1 – Зависимость содержания класса -0,071 мм от продолжительности измельчения

Оптимальной тониной помола для проведения флотации на отвальных шлаках является 80 % готового класса минус 0,071 мм. Для заданного выхода определяется необходимое время измельчения и далее рассчитывается коэффициент измельчаемости:

$$K_{и} = \frac{t_{исп}}{t_{эт}} = \frac{39}{47} = 0,83.$$

$K_{и} = 0,83$ обозначает, что медленноохлажденный шлак значительно мягче по сравнению с быстроохлажденным шлаком.

Проведены лабораторные тесты по изучению физико-механических свойств обеих проб шлаков: определены индексы абразивности и измельчаемости по методикам Ф. Бонда, коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову. В табл. 2 приведены сравнительные результаты физико-механических свойств отвальных лежалых шлаков быстрого охлаждения и шлаков медленного охлаждения.

Сравнительные результаты показывают, что технология медленного охлаждения шлака оказывает значительное влияние на физико-механические свойства: индексы шарового и стержневого измельчения снижаются на 4,72 кВт·ч/т и 5,70 кВт·ч/т, соответственно; индекс абразивности снижается с 0,44 г до 0,15 г (на 66 %); коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову снижается с 7,92 до 5,44 (на 31 %).

Таблица 2 – Сравнение физико-механические свойства шлаков

Наименование	Результаты	
	Быстро охлажденные шлаки	Медленно охлажденные шлаки
Рабочий индекс стержневого измельчения Бонда, кВт·ч/т	16,80	12,08
Рабочий индекс шарового измельчения Бонда, кВт·ч/т	27,96	22,26
Индекс абразивности A_1 , г	0,44	0,15
Коэффициент крепости по М. М. Протодаконову	7,92	5,44
Удельный вес, г/см ³	3,57	3,84
Насыпная плотность, г/см ³	1,76	2,10
Пористость, %	50,70	45,31

Подобное изменение физико-механических свойств будет благоприятно влиять на процесс измельчения, способствовать лучшему вскрытию рудных минералов и повышению качественно-количественных показателей обогащения.

Список литературы

1. Аскарова Е. М., Самадов А. У. Инновационный подход к подготовке отвальных шлаков медного производства для дальнейшей переработки // *Universum: Технические науки*. 2020. № 11 (80).
2. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Хачатрян Л. С. и др. Технологические режимы обогащения техногенного минерального сырья // *Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал)*. – 2009.
3. Мамонов С. В., Газалеева Г. И., Дресвянкина Т. П., Волкова С. В., Васильев И. Д. Повышение технологических показателей переработки отвальных шлаков медеплавильного производства на основе их медленного охлаждения и ультротонкого измельчения // *Известия вузов. Горный журнал*, 2018. - № 2. - С. 83-90.
4. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость // Екатеринбург: УГГУ, 2020. – 188 С.
5. Сабанова М. Н. Применение селективных собирателей при флотации медных шлаков // М.: Горная книга, 2015. – № 4. – С. 415-419.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ПЕРЕРАБОТКИ РУД С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ

Турдиев Ш. Ш.¹, Хасанов А. С.², Боймуродов Н. А.¹

¹Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Узбекистан

²АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан

Для оценки технологических свойств руды месторождения «Кальмакыр» был выполнен тест по моделированию флотационного обогащения руды в режиме технологической схемы медной обогатительной фабрики № 1 (МОФ-1) АО «Алмалыкский ГМК» в замкнутом режиме. Схема теста представлена на рис. 1, результаты моделирования – в табл. 1.

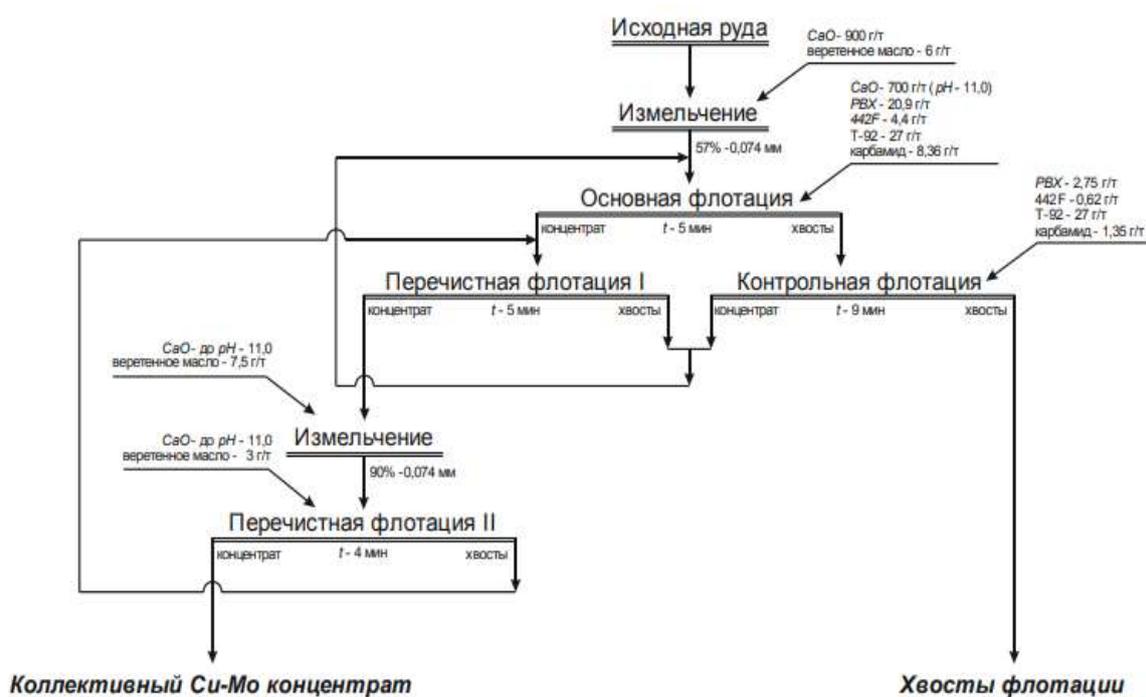


Рисунок 1 – Моделирование флотационного обогащения руды на МОФ-1 в замкнутом режиме

Таблица 1 – Результаты обогащения исходной руды в замкнутом режиме по флотационной схеме, моделирующей технологию МОФ-1

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Ас, г/т	Cu	Mo	Fe	S	Au	Cu	Mo	Fe	S
Коллективный Cu-Mo концентрат	1,69	29,40	20,17	0,179	32,19	39,33	62,19	81,27	68,85	9,10	24,14
Хвосты	98,31	0,31	0,08	0,0014	5,54	2,13	37,81	18,73	31,15	90,90	75,86
Исходная руда	100,0	0,80	0,42	0,0044	5,99	2,76	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

В результате обогащения руды месторождения «Кальмакыр» были получены следующие продукты:

- коллективный Cu-Mo концентрат с содержанием меди 20,17 % при извлечении 81,27 % и выходе 1,69 %, золота – 29,40 г/т при извлечении 62,19 %, молибдена – 0,179 % при извлечении 68,85 %;

- хвосты флотации с содержанием меди 0,08 %, золота – 0,31 г/т, молибдена – 0,0014%.

Для оценки влияния гравитационного обогащения руды месторождения «Кальмакыр» на технологические показатели флотации был выполнен тест по схеме, показанной на рис. 2. Результаты приведены в табл. 2.

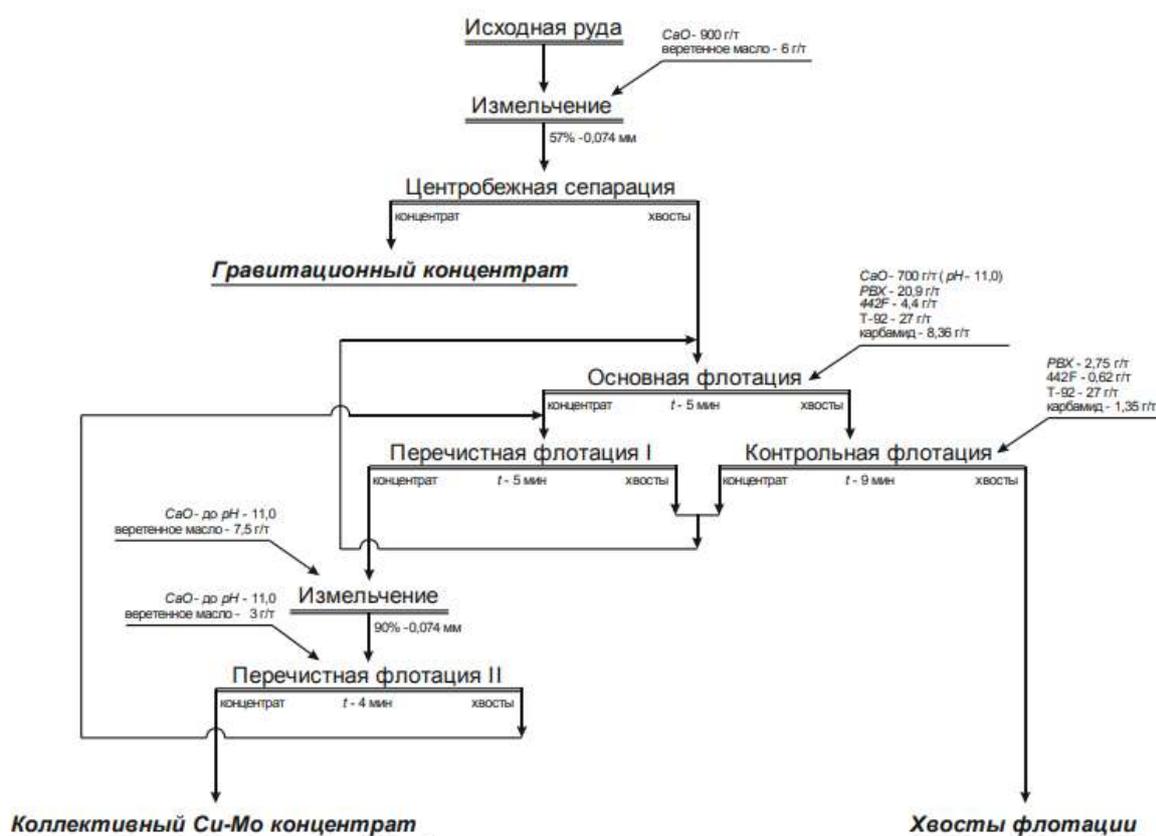


Рисунок 2 – Схема гравитационно-флотационного обогащения руды с выполнением флотации по схеме МОФ-1 в замкнутом цикле

Таблица 2 – Результаты гравитационно-флотационного обогащения руды с выполнением флотации по схеме МОФ-1

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Au, г/т	Cu	Mo	Fe	S	Au	Cu	Mo	Fe	S
Концентрат гравитации	0,07	135,00	3,40	0,0170	35,50	28,60	11,98	0,59	0,27	0,42	0,84
Коллективный Cu-Mo к-та	1,64	26,30	20,30	0,1900	33,80	37,30	53,36	80,62	68,51	9,09	25,03
Суммарный концентрат	1,71	30,86	19,59	0,1827	33,87	36,94	65,34	81,21	68,78	9,51	25,87
Хвосты	98,29	0,28	0,08	0,0014	5,60	1,84	34,66	18,79	31,22	90,49	74,13
Исходная руда	100,0	0,81	0,41	0,0045	6,08	2,44	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

В результате обогащения по гравитационно-флотационной схеме были получены следующие продукты:

- гравитационный концентрат с содержанием золота 135 г/т при извлечении 11,98 % и выходе 0,07 %, меди – 3,40 % при извлечении 0,59 %, молибдена – 0,017 % при извлечении 0,27 %;

- флотационный Cu-Mo концентрат с содержанием меди 20,30 % при извлечении 80,62 % и выходе 1,64 %, золота – 26,30 г/т при извлечении 53,36 %, молибдена – 0,19 % при извлечении 68,51%;

- суммарный концентрат с содержанием меди 19,59 % при извлечении 81,21 % и выходе 1,71 %, золота – 30,86 г/т при извлечении 65,34 %, молибдена – 0,18 % при извлечении 68,78 %;

- хвосты флотации с содержанием меди 0,08 %, золота – 0,28 г/т, молибдена – 0,0014 %.

Сравнительный анализ полученных данных с тестом без предварительного гравитационного обогащения (см. табл. 1) показал, что применение центробежной сепарации в голове процесса позволяет повысить общий уровень извлечения золота в суммарный концентрат на 3,15 % и получить гравитационный концентрат с содержанием золота 135 г/т, тем самым снизив циркуляцию золота по флотационной схеме.

Список литературы

1. Петров Г. В. Химическое обогащение платиносодержащего концентрата / Г. В. Петров, М. С. Мельничук // Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование: Материалы Международной научно-практической конференции. – СПб.: – 2018. – С. 111-113.

2. Хасанов А. С., Вохидов Б. Р., Бабаев М. Ш., Немененок Б. М. Инновационные подходы к техногенным отходам как сырьевой базе горно-металлургической отрасли // X Форум ВУЗОВ Инженерно-технологического профиля союзного Государства, Минск, 6-9 декабря 2021. №10. – С.135-137.

3. Уткин Н. И. Metallургия цветных металлов. М.: Metallургия, 2000, 442 с.

4. Хурсанов А. Х., Хасанов А. С., Вохидов Б. Р. Разработка технологии получения аффинированного палладиевого порошка из отработанных электролитов // Горный вестник Узбекистана. – № 1 (76). – 2019. – С. 58-61.

5. Санакулов К. С. Обоснование и разработка технологии переработки отходов горно-металлургических производств: Автореф. дисс. докт. техн. наук. – Т., 2009.

6. Турдиев Ш., Комилов Б., Раббимов Ж., Азимов А. ҚИЗОТА (ЁШЛИК II) МАЙДОНИНИНГ СТРАТИГРАФИЯСИ // Евразийский журнал академических исследований, 2022. – 2(11). – С. 502-504.

7. Shodiev A., Boymurodov N., Ravshanov A. STUDY OF THE TECHNOLOGY FOR EXTRACTING TUNGSTEN IN THE FORM OF A SEMI-FINISHED PRODUCT AND METALLIC FORM FROM INDUSTRIAL WASTE. Sanoatda raqamli texnologiyalar // Цифровые технологии в промышленности. – 2023. – 1(2). – С. 87-91.

8. Пирматов Э. А., Шодиев А. Н. У., Боймуродов, Н. А. (2023). ИЗУЧЕНИЕ РАСТВОРИМЫХ ФОРМ ВОЛЬФРАМА И УСЛОВИЙ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ ШЕЕЛИТА И ВОЛЬФРАМИТА // Universum: технические науки, (11-2 (116)). – С. 15-19.

УДК 669.01/.09

МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ПЛАТИНОВЫХ МЕТАЛЛОВ УЗБЕКИСТАНА

Турдиев Ш. Ш.¹, Хасанов А. С.², Боймуродов Н. А.¹

¹Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Узбекистан

²АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан

Узбекистан обладает значительными разведанными запасами МПГ – платины, палладия, осмия и других металлов этой группы (рис. 1). Медным рудам сопутствуют более 15 видов цветных металлов, таких как: золото, серебро, платина, палладий, осмий, молибден, кадмий, индий, теллур, селен, рений, кобальт, никель и другие.

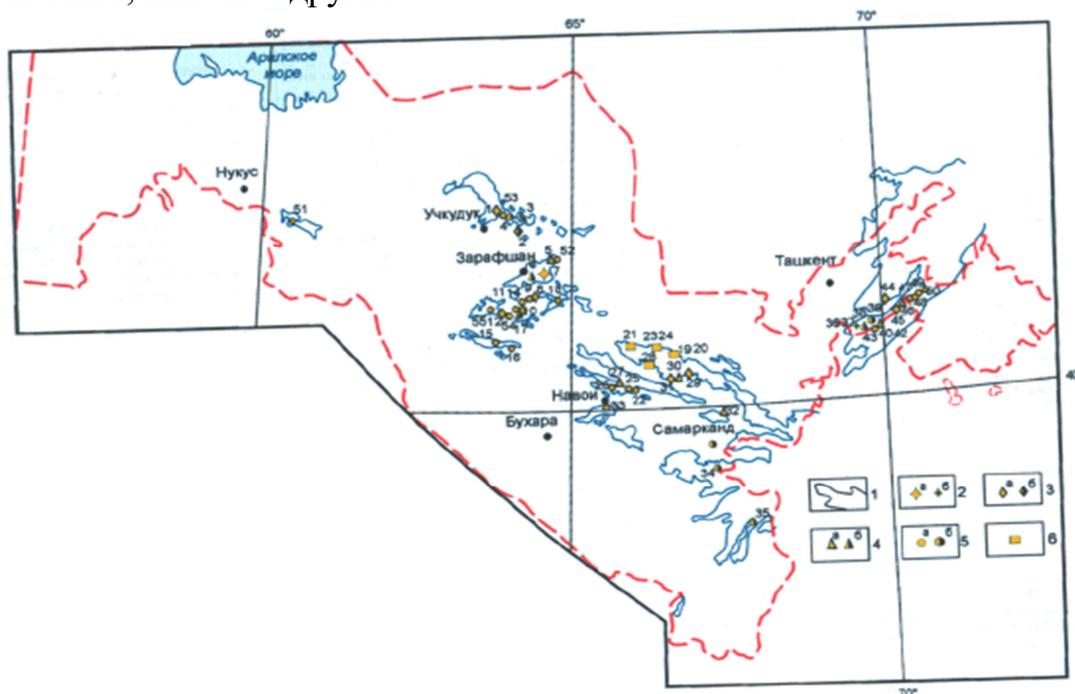


Рисунок 1 – Условная карта расположения платиноидов в минералах на территории Узбекистана

Характерной особенностью является то, что добыча руды осуществляется в основном открытым способом, что обеспечивает рентабельность рудников. Также проявления минерализации МПГ, связанные с основными и ультраосновными магматическими породами, ассоциируют с хромитовым, сульфидно-медно-никелевым, титаномагнетитовым и др. оруденениями традици-

онных типов. Подобные интрузивные массивы известны в Северном Тамдытау (Западно-Тамдытауский и др.), Северном Нурата (Сентябрьские выходы), Кульджуктау (Бельтауский и др.) и Сулганувайсе (Тебинбулак, Центральный мафит-ультрамафитовый пояс) и др.

В Северном Тамдытау мафит-ультрамафитовые породы (Тескудук-Ченгельдинский габбро-пироксенит-серпентинитовый массив, Каратасские, Учкудук-Тюменбайские и Кумкудукские тела метагаббро и серпентинитов, Кынырские – серпентинитов и лиственитов, а также ультрабазитов на участке Сангрунтау и Дарбазатау) трассируют западную часть крупного тектонического шва Южного Тянь-Шаня, протягивающегося из района Тамдытау, через предгорья Северного Нурата в Южную Фергану и Алайский хребет. В Тескудук-Ченгельдинских и Учкудук-Тюменбайских массивах развиты магматические хромитовые (шлиры, вкрапленность), позднемагматические медно-сульфидные и гидротермальные золотосульфидно-лиственитовые с платиноидами минерализации. Платино-хромитовая минерализация локализуется в серпентинитах, сульфидно-медно-никелевая и титаномагнетитовая – в габбро, золото и ртуть – в лиственитах. В хромитовой минерализации установлена самородная палладистая платина, а также определена платиноносность серпентинитов, пироксенитов, габбро и мономинеральных хромшпинелидов (платина – около 2 г/т, палладий – 0,1 и иридий – 0,01). В Тескудук-Ченгельдинском и Учкудук-Тюменбайском массивах установлены выше кларка платина, палладий, родий и иридий. Чаще всего повышенные концентрации образуют платина и палладий. В лаборатории Института ядерной физики Академии наук Республики Узбекистан активационным методом в сульфидных монофракциях (пирротин) Тескудук-Ченгельдинского массива (6 проб) установлено до 2 г/т платины, 1,5 г/т палладия и в значительных количествах рутений (1,25 г/т), осмий (до 1,17 г/т) и иридий. Суммарное среднее содержание платиноидов составляет 4,32 г/т. Однако, в гравиконцентрах сульфидоносных пород того же массива методом нейтронной активации установлено более 1 г/т рутения и 0,5 г/т осмия, а также повышенное содержание золота – 9,30 г/т.

В Северном Нурата выходы мафит-ультрамафитов трассируют зоны глубинного разлома. Среди них Сентябрьский интрузив (серпентиниты, оталькованные породы и др.) представляет повышенный интерес для оруденения МПГ. Здесь выделяются хромитовые шлиры в центральной части массива. В лаборатории Института ядерной физики Академии наук Республики Узбекистан в составе хромита установлено (г/т): 0,28 Pt; 0,65 Pd; 1,87 Ru; 1,36 Os и 0,03 Ir при суммарном содержании 4,19 г/т. Характерные сопутствующие элементы Ni, Cr, Au. В халькопиритах из оталькованных черных сланцев, развивающихся по контакту ультрамафитов, методом нейтронной активации обнаружены (г/т): Pd (2,60), Ru (2,20) и Os (1,89), меньше 1 г/т – Pt, Ir, Au. Месторождение Бельтауское (Тасказган) размещается в пределах одноименного

габброидного интрузивного массива в западной части гор Кульджуктау. Повышенные содержания платиноидов здесь приурочены к скоплениям сульфидов в графитизированном габбро, которое широко распространено в контакте с карбонатными породами. Сумма платиноидов в сульфидных концентратах (пирротин + пентландит + халькопирит + герсдорфит + арсенопирит + пирит + виоларит) достигает 2 г/т, при этом количество платины варьирует от 0,01 до 0,5 г/т, в единичных пробах – до 1-2 г/т, палладия – меньше 0,5 г/т.

В горах Султанувайс выделяют Зенгебобо-Шейхджелинский габбро-диорит-диабазовый, султануиз-дагский габбро-перидогитовый, тебин-булакский перидотит-пироксенит-габбровый и джамансайский габбро-сиенитовый комплексы, специализированные на хром, никель, кобальт, ванадий, золото и МПГ.

Месторождение Тебинбулак является типичным примером магматического типа платиноносного оруденения, локализованного в дифференцированном перидотит-пироксенит-габбровом массиве. В перидотитах, горнблендитах и тебинитах содержание МПГ близко к кларку, а в пироксенитах и габбро – в 1,5 раза выше. При этом коэффициент встречаемости платины 60-90 %, палладия – 54-72 %, родия – всего 5-14 %. Они чаще всего накапливаются в пироксенитах и тебинитах – до 0,06 г/т. Максимальные концентрации платиноидов (приуроченные к сульфидной минерализации) колеблются от 0,15 до 1,45 г/т. Сульфиды концентрируют до 92-99,2 % общего количества платиноидов, находящихся в них в виде микровкрапленности собственно платиновых минералов – поликсена, куперита и сперрилита. Микровключения установлены в пирите и халькопирите, реже – в породообразующих (пироксен, оливин, роговая обманка, титаномагнетит, в сумме до 0,41 г/т) минералах. Содержание платины в сульфидах колеблется в широких пределах от 0,4 до 25 г/т, палладия – от 0,24 до 22 г/т. Отношение Pd:Pt варьирует в пределах 0,2-6,7.

Перспективны на обнаружение концентраций МПГ силлы и седлообразные дайки мальгузарского комплекса, широко развитые в пределах Мальгузарских гор Северного Нурата и Туркестанского хребта. В основных и ультраосновных породах установлены вышекларковые содержания титана, ванадия, серебра, висмута, мышьяка, сурьмы, молибдена, золота и др., а также титаномагнетитовая и платиновая минерализация.

Другим, кроме мафит-ультрамафитового, типом нахождения МПГ являются рудные месторождения урана-ванадия, золота, серебра и меди. К ним относятся уранованадиевый стратиформно-штокверковый тип в черных сланцах (Джантуар, Рудное), золотокварцевый (Мурунтау, Мютенбай, Бесапантау и др.), золотосульфидно-кварцевый (Марджанбулак, Кочбулак и др.), золото-серебряный (Косманачи и др.), медно-порфировый (Кальмакыр, Дальнее). Незначительные количества МПГ также обнаружены в колчеданнополиметаллических (Хандиза, Южный Карасан и др.), серебро-полиметаллических (Лашкерек и др.) и других месторождениях.

Список литературы

1. Петров Г. В. Химическое обогащение платиносодержащего концентрата / Г. В. Петров, М. С. Мельничук // Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование: Материалы Международной научно-практической конференции. – СПб.: – 2018. – С. 111-113.
2. Хасанов А. С., Вохидов Б. Р., Бабаев М. Ш., Немененок Б. М. Инновационные подходы к техногенным отходам как сырьевой базе горно-металлургической отрасли // X Форум ВУЗОВ Инженерно-технологического профиля союзного Государства, Минск, 6-9 декабря 2021. №10. – С.135-137.
3. Уткин Н. И. Metallургия цветных металлов. М.: Metallургия, 2000, 442 с.
4. Хурсанов А. Х., Хасанов А. С., Вохидов Б. Р. Разработка технологии получения аффинированного палладиевого порошка из отработанных электролитов // Горный вестник Узбекистана. – № 1 (76). – 2019. – С. 58-61.
5. Санакулов К. С. Обоснование и разработка технологии переработки отходов горно-металлургических производств: Автореф. дисс. докт. техн. наук. – Т., 2009.
6. Турдиев Ш., Комилов Б., Раббимов Ж., Азимов А. ҚИЗОТА (ЁШЛИК II) МАЙДОНИНИНГ СТРАТИГРАФИЯСИ // Евразийский журнал академических исследований, 2022. – 2(11). – С. 502-504.
7. Shodiev A., Boymurodov N., Ravshanov A. STUDY OF THE TECHNOLOGY FOR EXTRACTING TUNGSTEN IN THE FORM OF A SEMI-FINISHED PRODUCT AND METALLIC FORM FROM INDUSTRIAL WASTE. Sanoatda raqamli texnologiyalar // Цифровые технологии в промышленности. – 2023. – 1(2). – С. 87-91.
8. Пирматов Э. А., Шодиев А. Н. У., Боймуродов, Н. А. (2023). ИЗУЧЕНИЕ РАСТВОРИМЫХ ФОРМ ВОЛЬФРАМА И УСЛОВИЙ КРИСТАЛЛИЗАЦИИ ШЕЕЛИТА И ВОЛЬФРАМИТА // Universum: технические науки, (11-2 (116)). – С. 15-19.
9. Турдиев Ш., Комилов Б., Раббимов Ж., Бўриев С., Азимов А. ҚИЗОТА (ЁШЛИК II) МАЙДОНИНИНГ ГИДРОГЕОЛОГИК ТУЗИЛИШИ // Евразийский журнал академических исследований. – 2022. – 2(11). – С. 242-245.

УДК 622.778

ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ NaCl НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ СЕРЕБРА ПРИ СОЛЕВОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЫЛИ

Хасанов А. С.¹, Саидахмедов А. А.², Мирзанова З. А.¹

¹АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан

²Навоийский государственный горно-технологический университет,
г. Навои, Узбекистан

Для исследований использовали тонкую конвертерную пыль со средним содержанием компонентов, приведенных в табл. 1 и промышленным содержанием благородных металлов, в частности золота и серебра. Основные компоненты пыли – это легко вскрываемые форме, в основном сульфатной и оксидной.

**Таблица 1 – Результаты химического анализа конвертерной пыли
МПЗ АО «АГМК»**

Компонент	Pb	Cu	Zn	Fe	SiO₂	S_{общ}	MgO	CaO	Ag
Содержание, %	46,5	3,2	14,7	0,46	0,65	11,47	0,33	2,84	0,02

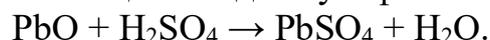
В рамках данного исследования разработана новая технологическая схема для получения из тонкой конвертерной пыли очищенного карбоната свинца, приемлемого для производства металлического свинца без дополнительного рафинирования.

Сущность технологического процесса предоставляет собой кислое выщелачивание с выделением в раствор меди, цинка и железа, двухстадийное солевое выщелачивание с выделением в раствор свинца с последующим карбонизацией из солевого раствора карбоната свинца, при этом, в кеке фильтрации после солевого выщелачивания остаётся нерастворённая часть материала, содержащие благородных металлов.

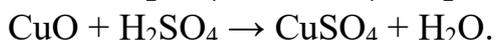
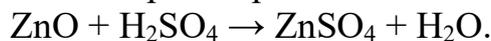
Для выделения меди, цинка и железа в раствор проводили сернокислотное выщелачивание конвертерной пыли, с содержанием серной кислоты 80÷120 г/л в пульпе при температуре 60-90 °С в течение 2 часов, Т:Ж=1:4.

При выщелачивании пыли серной кислотой протекают следующие реакции:

- перевод оксидов свинца в осадок сульфата:



- перевод цинка и меди в раствор:



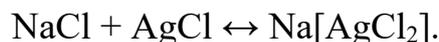
После сернокислотного выщелачивания в раствор извлекается медь, цинк и железа, в кек фильтрации остаётся свинец и благородные металлы.

Для изучения возможности применения растворов хлорида свинца в качестве растворителя сульфата свинца изучена растворимость свинца в системе $\text{PbSO}_4 - \text{NaCl} - \text{H}_2\text{O}$.

Растворение сульфата свинца протекает по реакции:



Помимо свинца в раствор может извлекаться серебро, которое образует хлориды:



Для определения оптимальной концентрации раствора хлорида натрия, необходимого для максимального растворения свинца выщелачивание проводили при различных концентрациях.

В результате технологических и экспериментальных исследований определены оптимальные технологические показатели процесса выщелачивания. Максимальное извлечение свинца в раствор достигается при температуре 90 °С и концентрации раствора хлорида натрия 250 г/дм³.

При проведении химического анализа твёрдых остатков солевого выщелачивания, было установлено, что с повышением температуры и концентрации раствора хлорида натрия, в твёрдых остатках снижается не только содержание свинца, но и содержание серебра, что свидетельствует о протекании побочных реакций.

Результаты исследования показали, что растворимость хлорида серебра с ростом температуры увеличивается линейно. Однако в растворах с концентрацией хлорида натрия 100-160 г/дм³ ее влияние незначительно.

Таким образом, при высоких температурах и концентрациях хлорида натрия в солевом выщелачивании помимо свинца в раствор может извлекаться серебро, которое образует хлориды ZnCl₂, Na[AgCl₂]. Для предотвращения растворения серебра целесообразно проводить солевое выщелачивание при концентрациях раствора хлорида натрия до 160 г/дм³ и температуре, не превышающей 90 °С.

Список литературы

1. Карелов С. В., Мамяченков С. В., Набойченко С. С. и др. Комплексная переработка цинк- и свинецсодержащих пылей предприятий цветной металлургии. – М.: 1996. – 41 с.
2. Saidakhmedov A. A., Khasanov A. S., Shodiev A. N. Study of the Intensification of the Process of Filtration of Leaching Solutions During the Processing of Copper Production Waste / Journal of pharmaceutical negative results. Vol. 13 SPECIAL ISSUE 08 (2022) p. 2415–2421. <https://www.pnrjournal.com/index.php/home/article/view/3818>
3. Аллабергенев Р. Д., Ахмедов Р. К., Ходжаев О. Ф. Комплексная переработка отходов цветной металлургии. –Т: Изд. «Университет», 2013. – 50 с.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ПРОДУКТОВ ПРОИЗВОДСТВА МЕДИ

Хасанов А. С.¹, Саидахмедов А. А.², Мирзанова З. А.¹

¹АО «Алмалыкский ГМК», г. Алмалык, Узбекистан

²Навоийский государственный горно-технологический университет,
г. Навои, Узбекистан

В данной статье приведен анализ известных способов и предложены новые технологические решения по автономной переработке тонкой пыли медеплавильного завода и шлама производстве серной кислоты АО «Алмалыкский ГМК», представляющие собой техногенные месторождения уникального по составу полиметаллического сырья, которое по настоящее время практически не используется. Актуальность проблемы переработки таких отходов в неуклонном росте их объемов и отсутствии эффективной технологии переработки. Предлагаемые авторами решения позво-

ляют из указанного сырья селективно извлекать свинец, медь, цинк, благородных металлов и определяют технологию как природоохранную и диверсификационную.

Научно-технический прогресс в современном мире сопровождается резким увеличением потребления природных ресурсов и одновременным ростом количества производственных отходов, проблема рационального использования которых теснейшим образом связана с эффективностью промышленного производства, защитой окружающей среды и новыми разработками в области утилизации отходов.

На медеплавильных производствах одна из проблем – улавливание, очистка и утилизация пылегазовых выбросов. Пыль, улавливаемая в электрофильтрах, в основном содержит сульфаты металлов, которые нарушают автогенность плавки и способствуют понижению температуры процесса, то есть снимают проблему с избытком тепла в плавильной печи, когда загружается в плавильные печи с исходным продуктом. Поэтому пыль часто используют в обороте, заворачивая их в плавильную печь. Между тем, построены и успешно работают заводы по автономной переработке пыли медеплавильных производств в РФ (Кировоград), США (Вайоминг), Японии, где реализована идея использования лишь части пыли в качестве оборотной.

На медеплавильном заводе АО «Алмалыкский ГМК» образованы склады тонкой конвертерной пыли электрофильтров и шламы производства серной кислоты, которые до сих пор отсутствуют рациональные технологии переработки.

В данной статье показана возможность эффективной автономной комплексной переработки тонкой пыли медеплавильного завода АО «Алмалыкский ГМК», как ресурсосберегающее и природоохранное мероприятие.

Целью исследовательской работы являлось создание принципиально новых, более экономичных технологий переработки пылегазовых продуктов производства меди для комплексного получения цветных и благородных металлов с улучшением технологических режимов производства.

Для исследований использовали тонкую конвертерную пыль и шлама, образующиеся после производства серной кислоты со средним содержанием компонентов, приведенных в табл. 1 и промышленным содержанием благородных металлов, в частности золота и серебра.

Основные компоненты пыли и шлама – это легко вскрываемые формы: CuO (серый тенорит), Cu_2O (красный куприт), CuSO_4 (белый безводный или голубой халькокианит с желтым оттенком) и др. (ZnSO_4 , FeSO_4 , PbSO_4). Минералогический (на оптическом микроскопе МИН-7 в отраженном свете) и рентгенофазовый (на аппарате УРС-50ИМ) анализы показывают особенность пыли, заключающуюся в содержании в них значительных количеств сульфатных форм цветных металлов: в исходной пыли медь на 75 % сульфатная, на 13 % сульфидная (в основном в форме ковеллина) и на 12 % оксидно-силикатная; железо на 70-72 % в виде магнетита и 28-30 % –

сульфата 2-х валентного железа; свинец и цинк на 80 % находятся в сульфатной форме, часть золота сосредоточена с сульфидными минералами, а остальная часть находится в свободном состоянии.

Таблица 1 – Результаты химического анализа конвертерной пыли МПЗ АО «АГМК» и шлама производства серной кислоты

Компонент	Содержание, %									
	Pb	Cu	Zn	Fe	SiO ₂	S _{общ}	S _{SO4}	MgO	CaO	Bi
Пыль	31,56	2,2	14,7	0,46	0,65	11,47	8,52	0,33	2,84	0,19
Шлам	45,0	2,6	0,4	-	-	11	8.1	0,1	1,23	0.4

Как видно из химико-минералогического состава, пыль электрофильтров конвертера и шлама производства серной кислоты является уникальными: она богата ценными компонентами, главным образом свинцом, цинком, медью и благородными металлами. Кроме этого, она водорастворима, т.е. пригодна для автономной гидрометаллургической переработки.

В рамках данного исследования разработана новая технологическая схема для получения из этих материалов очищенного карбоната свинца, приемлемого для производства металлического свинца без дополнительного рафинирования, продуктивный раствор, содержащие меди и цинка и кек, содержащие благородных металлов, которые отправляемые в процесс конвертирование медного штейна.

Сущность технологического процесса предоставляет собой кислое выщелачивание, двухстадийное солевое выщелачивание, карбонизация из солевого раствора карбоната свинца, прокалка и восстановительная плавка карбоната свинца с получением металлического свинца (рис. 1).

Для выделения меди, цинка и железа в раствор проводили сернокислотное выщелачивание с содержанием серной кислоты 80÷120 г/л в пульпе при температуре 60-90 °С в течение 2 часов, Т:Ж=1:5 по разработанной технологической схеме.

Выщелачивание проводили при концентрациях серной кислоты 40, 60, 80, 100, 120 и 140 г/л. По полученным данным, оптимальной является концентрация серной кислоты для полного перехода меди и цинка в раствор 110-125 г/л (рис. 2).

Из полученных данных видно, что при сернокислотном выщелачивании в более разбавленных пульпах повышение температуры положительно влияет на степень растворения меди, цинка в раствор и не способствует растворению свинца.

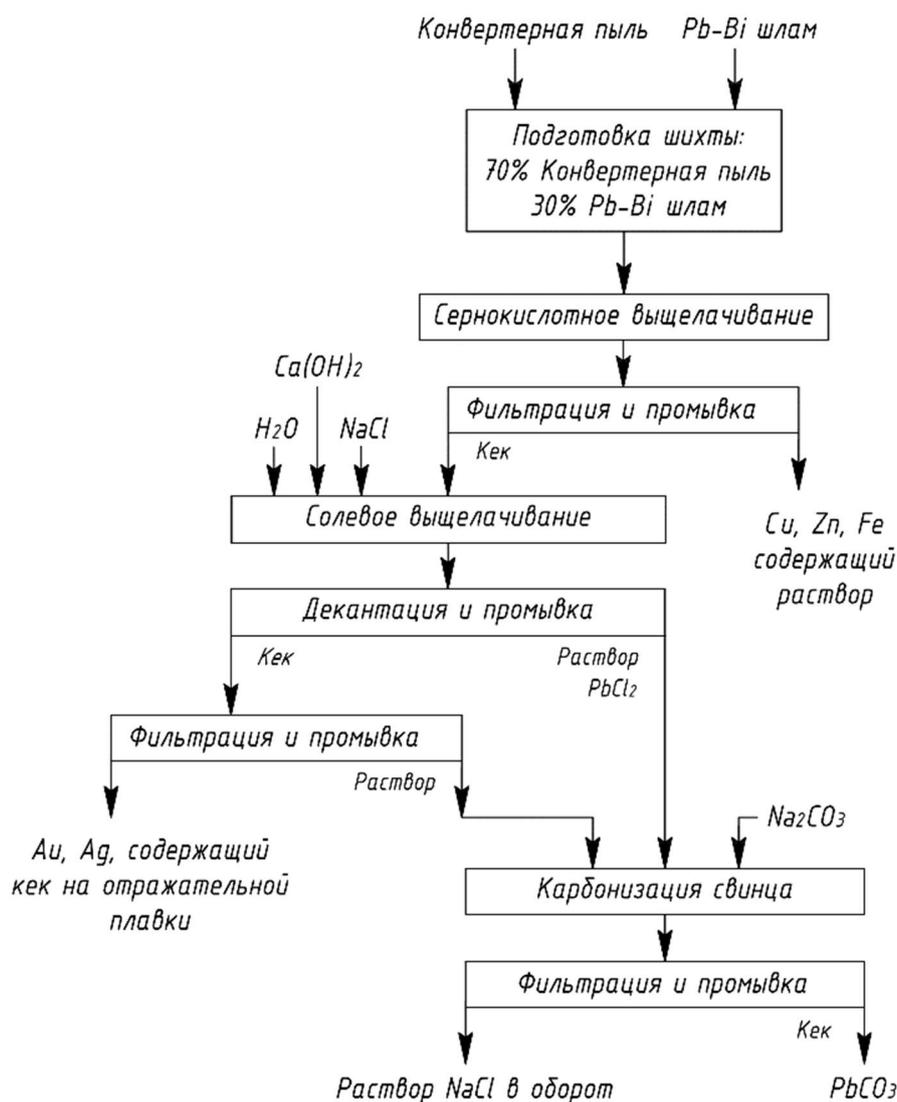


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки продуктов и отходов производства серной кислоты

После фильтрации осадок промывали водой до $pH=5,5\div 6,0$ при температуре воды $80\text{ }^{\circ}\text{C}$. Полученный раствор с содержанием меди 6 г/л и цинка 20 г/л является продуктивным раствором для извлечения цинка и меди.

Для извлечения свинца из кека проводили двухстадийное солевое выщелачивание при концентрации натрия хлористого 250 и 150 г/л соответственно при температуре процесса $80-90\text{ }^{\circ}\text{C}$. Продолжительность выщелачивания 2 часа на каждой стадии при соотношении $T:Ж=1:5$. Для очистки хлорида свинца от нерастворённых компонентов пульпу подвергали фильтрацию. В результате технологических и экспериментальных исследований определены оптимальные технологические показатели процесса солевого выщелачивания.

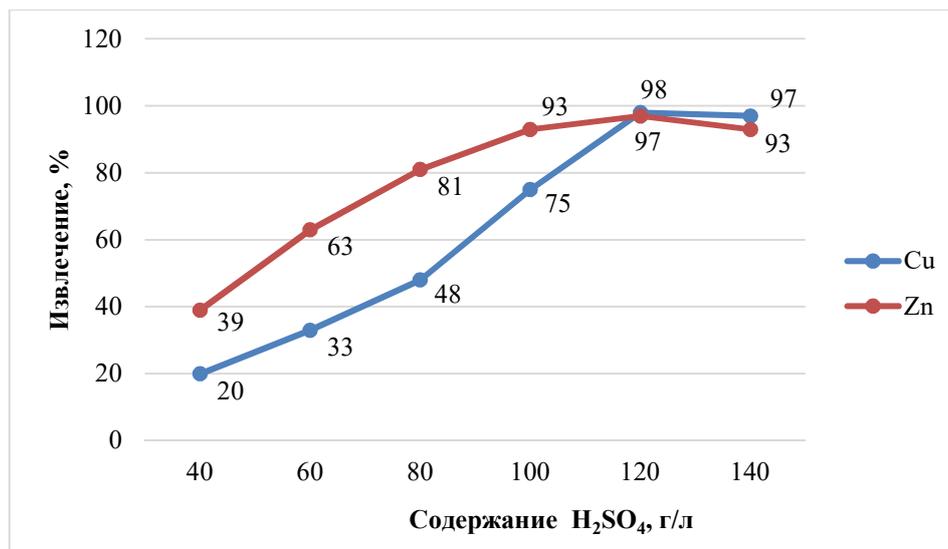
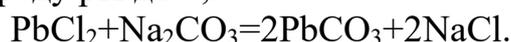


Рисунок 2 – Зависимость извлечения меди и цинка в раствор от концентрации серной кислоты при продолжительности процесса 2 часа

Карбонизацию свинца проводили с добавлением кальцинированной технической соды в среду pH до 8,5-9.



После карбонизации пульпа отфильтровывалась и раствор использовался как оборотный раствор. Полученный кек PbCO₃ прокаливали при температуре 450 °С и получили глёт (PbO). Глёт с добавлением флюса и графита подвергли восстановительной плавке и получили металлический свинец с содержанием свинца 99,06 %. Кек, содержащий благородных металлов, полученные фильтрацией после солевого выщелачивания можно направить в процесс конвертирование медного штейна, или извлечь из него золота и серебра выщелачиванием.

Анализ проведенных экспериментов позволяет сделать следующие выводы:

- при солевом выщелачивании кека в интервале температур от 60 до 80 °С, отношении Т:Ж = 1:5 и продолжительности процесса от 2 до 4 часов кварц и благородные металлы в раствор не извлекаются;
- повышение температуры положительно влияет на степень растворения свинца при солевом выщелачивании;
- на основе научных исследований разработана технология переработки конвертерной пыли и шлама производства серной кислоты, которая позволяет повысить выход цветных и драгоценных металлов с высоким извлечением и наилучшими технико-экономическими и технологическими показателями.

Список литературы

1. Аллабергенов Р. Д., Ахмедов Р. К., Ходжаев О. Ф. Комплексная переработка отходов цветной металлургии. –Т: Изд. «Университет», 2013. – 50 с.
2. Саидахмедов А. А., Хамидов С. Б., Мажидова И. И. Исследование сернокислотного выщелачивания тонкой пыли медеплавильного производства. –

Научно-методический журнал “ACADEMY” №1 (52), 2020. С. 6-8.

3. Saidakhmedov A. A., Buronov A. B. Analysis methods for processing dust of copper smelting factory // International conference on «Integrated innovative development of Zarafshan region: achievements, challenges and prospects» Navoi, Uzb. 2019y. p. 15-19.

УДК 622.765.06

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ НОВЫХ АКТИВАТОРОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ СФАЛЕРИТА*

**Турсыбеков Д. К., Тусупбаев Н. К., Семушкина Л. В., Нарбекова С. М.,
Мусина М. М., Калдыбаева Ж. А., Мухамедилова А. А.**
Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения»,
г. Алматы, Казахстан

**Исследования проведены при финансовой поддержке Комитета науки Министерства образования и науки Республики Казахстан по гранту № 19677003.*

Флотационное обогащение медно-цинковых руд вызывает определенные трудности при получении готовых продуктов высокого качества. Проблема кроется в близости флотационных свойств сульфидов меди, цинка и железа наряду со сложностью их вещественного состава и характером вкрапленности. Одним из решений данной проблемы является применение реагентов направленного действия, что позволит доизвлекать ценные минералы руды, оптимизировать процесс флотации и получить более высокие технологические показатели.

Анализ современного состояния рынка флотационных реагентов, применяемых при обогащении руд, показал, что в укрупненной структуре потребления флотореагентов доминирующее положение занимают модификаторы (депрессоры, регуляторы и активаторы), суммарная доля которых составляет свыше 70 %; примерно 25 % – собиратели, остальное – вспениватели [1].

Для активации флотации сфалерита и ряда других сульфидных минералов обычно используют растворы сульфата меди (II), механизм действия которых до сих пор остается предметом обсуждения [2-3].

Авторами [4-6] отмечается возможность флотации сульфидных минералов с применением солей тяжелых металлов, при этом механизм активации сфалерита сульфатом меди объясняется замещением атома цинка на поверхности сфалерита атомом меди. Образовавшееся соединение ксантогената меди имеет более низкое произведение растворимости в сравнении с ксантогенатом цинка, за счет чего более прочно закрепляется на минеральной поверхности.

В исследованиях [7-8] была выдвинута гипотеза о том, что активаторы ведут себя как поверхностные легирующие примеси. Включение активаторов в решетку сфалерита создает акцептороподобные поверхностные состояния, приводящие к уменьшению отношения электрон/дырка на поверхности.

Целью данной работы является исследование влияния новых активаторов на флотлируемость сфалерита. В работе рассматриваются условия получения и применения новых активаторов сфалерита на основе медного минерала и медного концентрата (оптимальные время и крупность частиц при диспергации, расход активаторов и рН среды при флотации).

Подобраны условия измельчения и степень диспергирования новых активаторов из медного минерала – борнита (Cu_5FeS_4). Результаты гистограмм распределения частиц измельченного борнита показали, что при измельчении в течение 1 ч количество частиц минералов крупностью 40-300 нм составляет 49,4 %, после 2 ч измельчения – 54,2 %, после 3 ч – 56,6 %.

В качестве природного активатора цинка использован также богатый медный концентрат, в котором содержание меди составляет 38-40 %, железа – 9,0-9,5 %. В состав медного концентрата по результатам рентгенофазового анализа кроме халькопирита входят вторичные минералы меди – борнит, халькозин, ковеллин (табл. 1).

Таблица 1 – Рентгенофазовый анализ медного концентрата

Минералы	Содержание, %	Распределение, %
Сульфатная форма	0,1	0,298
Окисленная форма	0,65	1,937
Халькозин, ковеллин, борнит	13,8	41,133
Халькопирит	19	56,632
Всего меди:	33,5	100,0

Медный концентрат перед флотацией в качестве активатора цинка измельчался на вибрационной микро-мельнице «Pulverisette O», затем подвергался обработке ультразвуком на ультразвуковом диспергаторе УЗДН-М 1200Т.

Флотационное действие новых активаторов сфалерита на основе медного минерала и медного концентрата проверялось на полиметаллической руде одного из месторождений Казахстана, содержащей 0,3 % меди, 0,42 % свинца и 3,5 % цинка. После измельчения извлекали коллективный медно-свинцовый концентрат. Затем на камерном продукте коллективной медно-свинцовой флотации проводили отработку технологических параметров флотации с получением цинкового концентрата при использовании измельченных до субмикронного состояния активаторов, полученных на основе борнита и медного концентрата. Схема флотации камерного продукта медно-свинцовой флотации приведена на рис. 1. Исследования проводили в сравнении с традиционным активатором – медным купоросом. Результаты флотации в открытом цикле приведены в табл. 2.

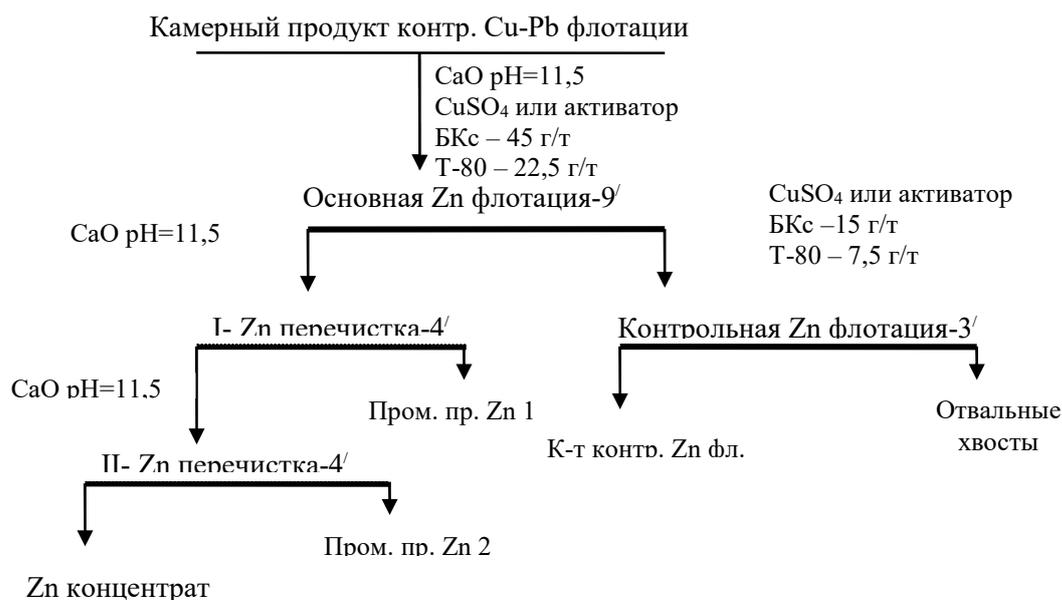


Рисунок 1 – Схема и реагентный режим цинковой флотации полиметаллической руды

Таблица 2 – Результаты цинкового цикла флотации полиметаллической руды с применением различных активаторов сфалерита

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Zn	Fe	Zn	Fe	
Zn концентрат	4,9	56,0	1,44	94,2	2,1	Базовая технология с медным купоросом, 1000 г/т
Пром. продукт Zn 1	8,21	0,036	6,9	0,1	16,7	
Пром. продукт Zn 2	2,03	3,1	6,55	2,2	3,9	
Конц-т контр. Zn флот.	2,2	0,54	26,7	0,4	17,4	
Отвальные хвосты	82,66	0,11	2,45	3,1	59,9	
Камер. прод. Cu-Pb	100	2,913	3,38	100	100	Активатор – борнит, 100 г/т, 93,8 % частиц 113,6-115,4 нм
Zn концентрат	5,2	56,9	2,7	95,55	3,35	
Пром. продукт Zn 1	4,1	0,4	7,3	0,53	7,15	
Пром. продукт Zn 2	2	1,5	5,1	0,97	2,44	
Конц-т контр. Zn флот.	1,8	0,25	4,5	0,15	1,94	
Отвальные хвосты	86,9	0,1	4,1	2,81	85,12	Активатор – медный концентрат, 500 г/т, 50-55 % частиц – 250 нм
Камер. прод. Cu-Pb	100	3,10	4,19	100	100	
Zn концентрат	6,5	56,5	2,3	94,8	3,3	
Пром. продукт Zn 1	0,6	10,4	4,2	1,6	0,6	
Пром. продукт Zn 2	1,5	3,6	5,9	1,4	1,9	
Конц-т контр. Zn флот.	0,9	1,9	6,8	0,4	1,3	Активатор – медный концентрат, 500 г/т, 50-55 % частиц – 250 нм
Отвальные хвосты	90,5	0,07	4,7	1,6	92,8	
Камер. прод. Cu-Pb	100	3,87	4,58	100	100	

В результате исследований показано, что в открытом цикле с применением традиционного активатора сфалерита – медного купороса – получен

цинковый концентрат, содержащий 56 % цинка при извлечении 94,2 %. Расход медного купороса составлял 1000 г/т. При использовании в качестве активатора сфалерита медного минерала борнита с содержанием частиц крупностью 113,6-115,4 нм 93,8 % получен цинковый концентрат, содержащий 56,9 % цинка при извлечении 95,55 %. При этом расход борнита в 10 раз меньше, чем медного купороса. Но в производственных условиях получение активатора на основе чистого минерала невозможно.

При использовании в цинковой флотации субмикронного активатора сфалерита, полученного на основе медного концентрата (при расходе в два раза меньше, чем медного купороса), получен цинковый концентрат, содержащий 56,5 % цинка при извлечении 94,8 %. Гистограмма распределения частиц, сделанная на анализаторе размеров частиц Photocor Compact, показала, что наименьший размер частиц в активаторе на основе медного концентрата составил 250 нм при процентном содержании их 50-55 %.

Таким образом, установлено, что активаторы на основе борнита (расход в 10 раз меньше, чем медного купороса) и медного концентрата (расход в 2 раза меньше) позволяют заменить традиционный медный купорос, не ухудшая технологические показатели получения цинкового концентрата (массовую долю и извлечение цинка в концентрат).

Список литературы

1. Матвеева Т. Н. Современное состояние и перспективы расширения ассортимента флотационных реагентов для извлечения благородных металлов из упорного минерального сырья // Плаксинские чтения, 2020. – С. 14-16.
2. Матвеева Т. Н., Иванова Т. А. Исследование, разработка и апробация новых классов флотационных реагентов для извлечения цветных и благородных металлов из труднообогатимых руд // Плаксинские чтения, 2017. – С. 21-24.
3. Vorob'ev A., Burdakova E. A., Sarycheva A. A., Volochaev M. N., Karacharov A. A., Likhatskii M. N., Mikhlin Yu. L. Analysis of function of copper sulfide nanoparticles as sphalerite flotation activator // Journal of mining science. 2021, 57, 1, p. 144-153. DOI: 10.1134/S1062739121010154.
4. Мамонов С. В., Стихина М. И., Дресвянкина Т. П., Поротникова Е. В., Тюленев А. Ю., Кузнецов В. А. Развитие практики применения селективных реагентов-модификаторов в технологиях обогащения полиметаллических руд // Плаксинские чтения, 2017. – С.158-161.
5. Gavrilova T. G., Kondrat'ev S. A. Effect of Physisorption of Collector on Activation of Flotation of Sphalerite // Journal of Mining Science. 2020, 56, p. 445-456. DOI.10.1134/S1062739120036738.
6. Кондратьев С. А., Гаврилова Т. Г. Механизм работы физической формы сорбции на примере активации сульфидных минералов ионами тяжелых металлов / Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018, 3, p. 121-135. DOI: 10.15372/FTPRPI20180312.
7. Maust E. E. Electrophysical Considerations of the Activation of Sphalerite for Flotation // Bureau of Mines Report of Investigations. 1976, p. 1-22.
8. Fuerstenau M. C. The role of zinc - xanthate precipitation in sphalerite flotation / Int. J. of Mineral Processing. 1974, 1, p. 307-318.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ КИСЛЫХ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ

Медяник Н. Л., Смирнова А. В.

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

Существует три основных способа извлечения ванадия из природного и техногенного сырья: пирометаллургический, гидрометаллургический и гидрохимический. При пирометаллургическом методе осуществляется выплавка ванадиевого чугуна и получение из него деванадацией ванадийсодержащего шлака в качестве попутного продукта. Гидрохимический способ предусматривает химическое извлечение ванадия выщелачиванием из обожженных с необходимыми добавками шлаков или титаносодержащих концентратов. С помощью гидрохимических технологий ванадий извлекают из техногенного сырья посредством таких методов, как экстракция, адсорбция, гидролитическое осаждение и флотация [1, 2].

Перечисленные гидрохимические методы предполагают извлечение ванадия в основном из кислых продуктивных растворов, образующихся при переработке минерального сырья. Вопрос извлечения ванадия из растворов достаточно сложен и, несмотря на наличие различных подходов к нему, плохо изучен. Это связано с тем, что ванадий может находиться в растворах в разнообразных ионных формах, иметь несколько степеней окисления в зависимости от pH и концентрации [3].

В кислой среде ванадий имеет степень окисления +5, в растворе преобладают ионы ванадина VO_2^+ . Однако ионы VO_2^+ не являются устойчивыми, и в сильноокислой среде может происходить восстановление соединения ванадия (V) до ванадия (IV) – ионов ванадила VO^{2+} – наиболее устойчивой формы нахождения его в растворе [3].

Стоит учитывать и тот факт, что промышленные продуктивные растворы являются поликомпонентными системами, содержащими в себе ионы других металлов с аналогичными химическими свойствам, что и ванадила. Исходя из этого, извлечение ванадия гидрохимическими методами зачастую осуществлять нецелесообразно ввиду сложности процесса и наличия мешающих компонентов, особенно при условии малого содержания ванадия в растворе по сравнению с другими количественно представленными соединениями, например, железа.

Выделение и разделение малых количеств ионов ванадия в виде их малорастворимых соединений возможно с помощью метода ионной флотации, достоинством которого является управляемая эффективность флотационного процесса посредством направленного подбора реагентов-собирателей [4].

Наиболее перспективными для ионной флотации являются хелатообразующие реагенты, способные к образованию прочных сублатов «металл-реагент». Также важным условием процесса является количественное извлечение ценных компонентов нетоксичными реагентами. К решению этой задачи нужно подходить комплексно на основе изучения физико-химических и квантово-химических дескрипторов флотационных систем «реагент - металл» с использованием компьютерного моделирования.

В настоящей работе для извлечения ванадия из продуктивного раствора разработан новый реагент-собирающий – фульвовая (7,8-дигидрокси-3-метил-10-оксо-1Н,10Н-пирано (4,3-б) хромен-9-карбоновой) кислота (сокращенно *FulvAc*) класса гуматы. Реагент *FulvAc* является экологически безопасным органическим полимером природного происхождения (4 класса опасности) с большим количеством функциональных групп, желто-оранжевой окраски. Фульвовые кислоты хорошо растворяются в воде, кислотах и щелочах [5].

Изучение механизма действия реагента *FulvAc* по отношению к ванадию и моделирование системы «субстрат-реагент», в которой ценный компонент (субстрат) – ванадил-ион, а извлекающий агент – фульвовая кислота (*FulvAc*), проводили с применением системы программного обеспечения The Cambridge Crystallographic Data Centre (CCDC).

Авторы работ [5, 6] утверждают, что фульвовые кислоты за счет фенольных гидроксильных, карбонильных и карбоксильных групп способны образовывать хелатные комплексы с ионами различных металлов.

Для предварительной оценки эффективности фульвовой кислоты как реагента-собирающего для извлечения оксокатионов ванадия (IV) необходимо основываться на результатах квантово-химических расчетов параметров реакционной способности (ПРС), к важнейшим из которых относятся энергии верхней занятой (E_{HOMO}) и нижней свободной (E_{LUMO}) молекулярных орбиталей извлекающих агентов (реагентов-собирающих), значения абсолютной жесткости η и мягкости S , химического потенциала χ , глобальной (общей) и локальной электрофильности и нуклеофильности реагентов I_E и I_N , а также степени переноса заряда ΔN , энергии комплексообразования $\Delta E_{комп}$ и числа водородных связей в образующихся в процессе ионной флотации молекулярных систем «субстрат-реагент» [4].

С целью обоснования выбора фульвовой кислоты (*FulvAc*) с образованием устойчивых комплексов были проведены квантово-химические расчеты и определены значения ПРС, представленные в табл. 1.

Таблица 1 – Квантово-химические параметры

Соединения	E_{HOMO} , эВ	E_{LUMO} , эВ	η , эВ	χ , эВ	I_E , эВ	I_N , ЭВ
<i>FulvAc</i>	-5,77	-2,63	3,14	4,20	2,81	0,36
VO^{2+}	-4,53	-4,12	0,41	4,33	22,86	0,04
$[VO(H_2O)_4]^{2+}$	-6,04	-3,78	2,23	4,91	5,41	0,18
$[VO(H_2O)_5]^{2+}$	-4,13	-2,46	1,67	3,30	3,26	0,31

Как видно из табл. 1, существенное различие между величинами $E_{НОМО}$ реагента и E_{LUMO} субстрата указывает на осуществление «жестко-жесткого» взаимодействия между субстратом и реагентом преимущественно по зарядо-контролируемому механизму.

Также были найдены и получены значения степени переноса заряда и энергии комплексообразования образующихся систем «субстрат-реагент», характеризующие их прочность (табл. 2).

Таблица 2 – Рассчитанные ПРС систем «субстрат-реагент»

Система «субстрат-реагент»	ΔN	$E_{комп}$, ккал/моль
$(VO)^{2+} - (FulvAc)$	0,048	-205,6
$[VO(H_2O)_4]^{2+} - (FulvAc)$	0,780	-233,8
$[VO(H_2O)_5]^{2+} - (FulvAc)$	0,612	-218,5

Определено, что наиболее энергетически выгодной и устойчивой системой «субстрат-реагент» является система $[VO(H_2O)_4]^{2+} - (FulvAc)$.

Фрагмент пространственной структуры наиболее энергетически выгодной и устойчивой конформации комплекса $[VO(H_2O)_4]^{2+} - (FulvAc)$ представлен на рис. 1.

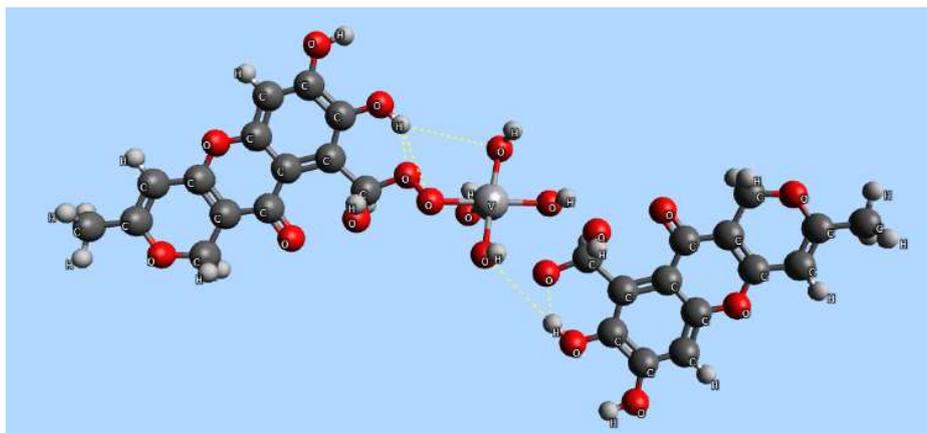


Рисунок 1 – Пространственная структура комплекса $[VO(H_2O)_4] - (FulvAc)$

Для установления рациональных параметров флотационного процесса были проведены экспериментальные исследования по изучению влияния расхода реагента – фульвовой кислоты и времени флотации на извлечение. В работе использовались модельные растворы, содержащие ионы VO^{2+} с концентрацией $5 \cdot 10^{-3}$ г/л. Время флотации варьировалось от 2 до 10 минут, расход реагента от 0,1 до 1,0 г/м³. Полученные результаты эксперимента представлены на рис. 2 и 3.

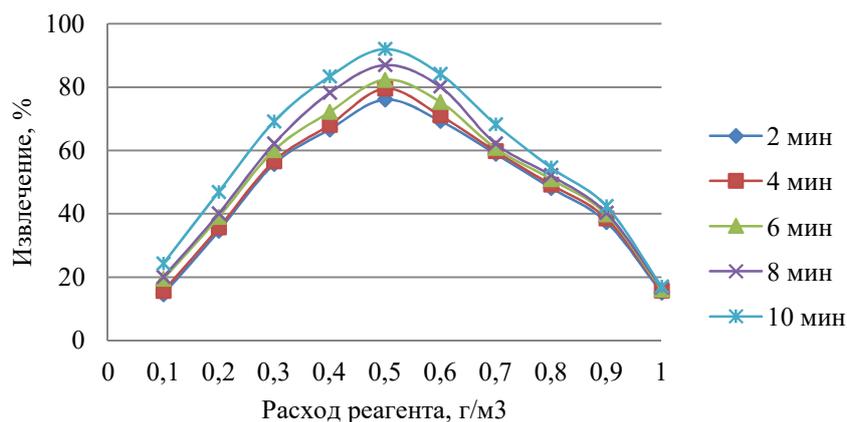


Рисунок 2 – Влияние расхода реагента на извлечение ванадия

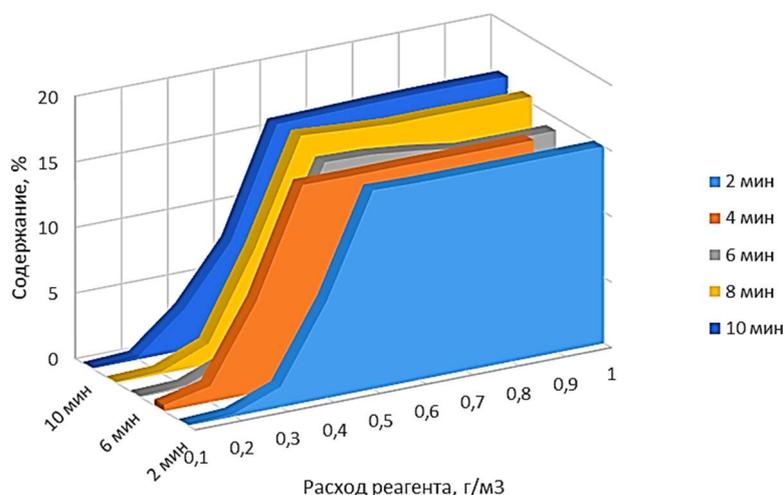


Рисунок 3 – Влияние расхода реагента на содержание ванадия

Согласно зависимостям, отображенным на рис. 2, максимальные показатели извлечения наблюдаются при расходе реагента $0,5 \text{ г/м}^3$. Также на извлечении положительно сказывается увеличение времени флотации – при 10 минутах извлечение ванадия составило 92,05 %.

Анализ влияния расхода реагента на содержание ванадия в извлекаемом продукте (рис. 3) показал, что содержание ванадия резко увеличивается в диапазоне расхода реагента от 0,3 до 0,5 г/м^3 , затем повышение расхода реагента практически не влияет на содержание.

Таким образом, в ванадийсодержащий продукт извлекается до 92,05 % ванадия с содержанием 15,86 %. Полученный металлокомплекс предлагается применять в качестве минеральнокомплексной добавки для нужд агропромышленного комплекса.

Список литературы

1. Монахов, И. Н. Элементопоток ванадия в техногенной среде [Текст] / И. Н. Монахов, С. В. Храмов, П. И. Черносов, Ю. С. Юсфин // *Металлург.* – 2004. – № 8. – С. 35-37.

2. Чурилов, А. Е. Ванадийсодержащие ресурсы и химические способы их переработки [Текст] / А. Е. Чурилов, Е. Г. Мукаев, А. В. Горбунова // Теория и технология металлургического производства. – 2017. – №3 (22). С. 30-33.

3. Rehder, Dieter Bioionorganic Vanadium Chemistry [Text] // Chichester, England; Hoboken, NJ: John Wiley & Sons. – 2008.

4. Медяник, Н. Л. Теоретическое обоснование и разработка ресурсовоспроизводящих технологий комплексной переработки техногенных вод медно-цинковых горных предприятий [Текст]: дисс...док. техн. наук: 25.00.13 / Медяник Надежда Леонидовна. М., 2012. – 450 с. – Библиогр.: с. 434-464.

5. Бендерский, Н. С. Фульвовая кислота – биологически активная добавка или лекарство? [Текст] / Н. С. Бендерский, О. М. Куделина, Е. В. Ганцгорн, А. В. Сафроненко // Кубанский научный медицинский вестник. – 2020. – Т. 27, № 3. – С. 78-91.

6. Пуртова, Л. Н. Энергозапасы и термодинамические показатели гуминовых кислот почв равнин юга Дальнего Востока России [Текст] / Л. Н. Пуртова, Н. М. Костенков // Вестник Красноярского государственного аграрного университета. – 2008. – № 5. – С. 66-72.

УДК 622.778

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ L-МИКРО И НПО УНИТЕХ В ЛАБОРАТОРНОМ ПРАКТИКУМЕ ПО ФИЗИЧЕСКОЙ ХИМИИ

Курмачева В. С.¹, Малышев А. Н.¹, Федоров С. А.^{1,2}, Меньшиков С. Ю.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

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

**Исследование проведено в рамках реализации федеральной программы стратегического академического лидерства «Приоритет 2030» (ФГБОУ ВО «УГГУ»).*

В рамках программы Приоритет 2030 на кафедру химии УГГУ было поставлено компьютеризированное лабораторное оборудование, на котором студентами УГГУ были выполнены некоторые лабораторные работы. В частности, удобной модельной гомогенной реакцией для изучения каталитических свойств ионов переходных металлов являлось окисление KI персульфатом калия [1]. Однако полученное оборудование L-микро также было использовано в реакции окисления фенола [2]. При этом кинетику накопления йода в первой реакции изучали спектрофотометрически в течении 3 минут, а кинетику расходования фенола в течении 2 часов анализировали газохроматографически. Для определения концентрации I₂ ранее применялся датчик оптической плотности, соединенный с системным блоком через комовский порт, а новое оборудование L-микро позволяет соединить такой датчик через usb-порт. При этом программное обеспечение L-микро на старом оборудовании позволяет сохранять полученные результаты в виде файлов с расширением .txt, в то время как на новом оборудовании результаты сохраняются в формате Excel. В то же время

программное обеспечение на новом оборудовании дает зависимость оптической плотности от времени с ценой деления 0,001 с (рис. 1), а на старом оборудовании цена деления времени была 1 с.

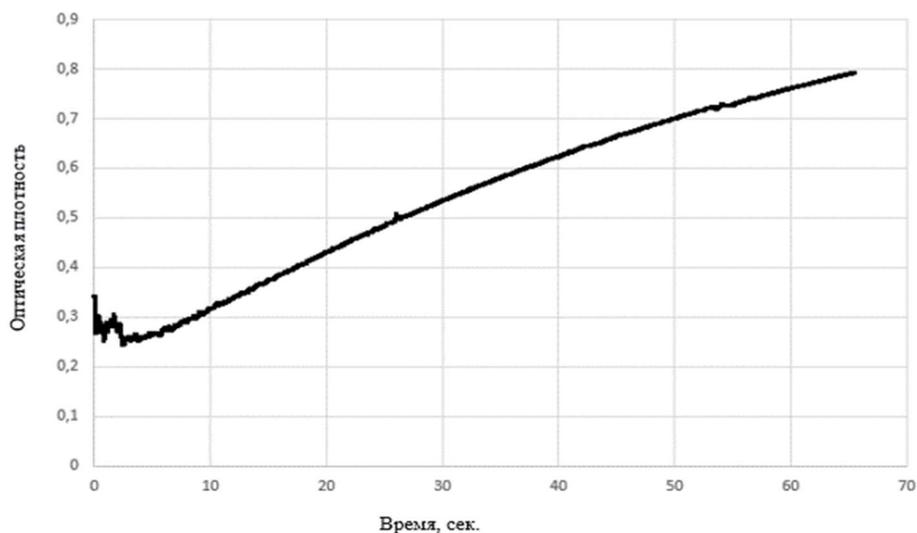


Рисунок 1 – Зависимость накопления концентрации йода (моль/л) от времени (цена деления 0.001 сек) при 20 градусах в реакции окисления 1М раствора KI (100 мл) под действием насыщенного раствора персульфата калия (0,5 мл)

Причем пересчитать зависимость накопления концентрации йода от времени с ценой деления 1 сек, полученную датчиком через usb-порт можно используя программу Excel (рис. 2).

Результаты газохроматографического анализа на ПИДе позволяли по конверсии фенола сравнивать активность как гомогенных, так и гетерогенных катализаторов при мольном соотношении фенол / окислитель / катализатор / этанол / изобутанол = 1 / 856 / 0.129 / 17533 / 160200 аналогичном которое приведено в работе [3]. Интересным результатом реакции окисления фенола в присутствии $Fe_2(MoO_4)_3$ – гетерогенного катализатора парофазного промышленного окисления метанола в формальдегид [4] является то обстоятельство, что в условиях жидкофазной реакции молибдат железа оказался гомогенным катализатором, а конверсия фенола в этом случае достигла почти 60 % (рис. 3).

Качественный состав продуктов окисления определяли после двух часов окисления фенола путем этерификации оксидата изобутанолом в присутствии сульфокатионита КУ-2 на масс-спектрометрическом детекторе (табл. 1).

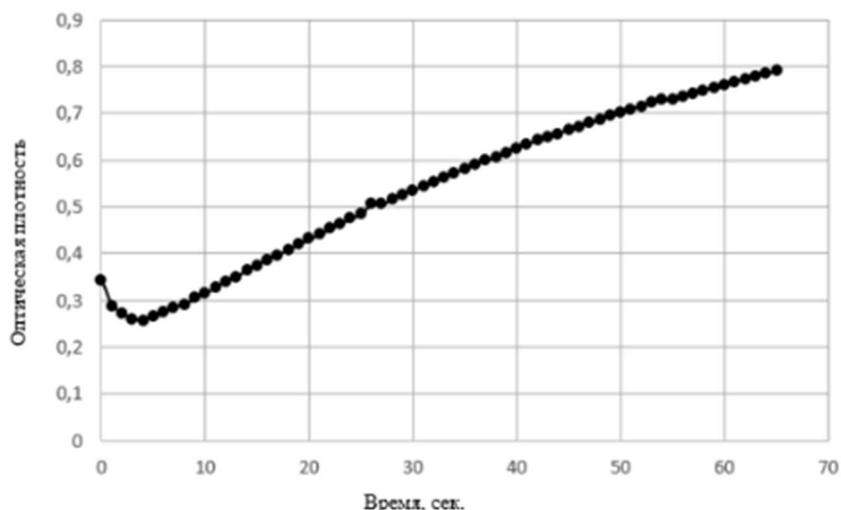


Рисунок 2 – Зависимость накопления концентрации йода (моль/л) от времени (цена деления 1.0 сек) при 20 градусах в реакции окисления 1М раствора KI мл под действием насыщенного раствора персульфата калия (0,5 мл)

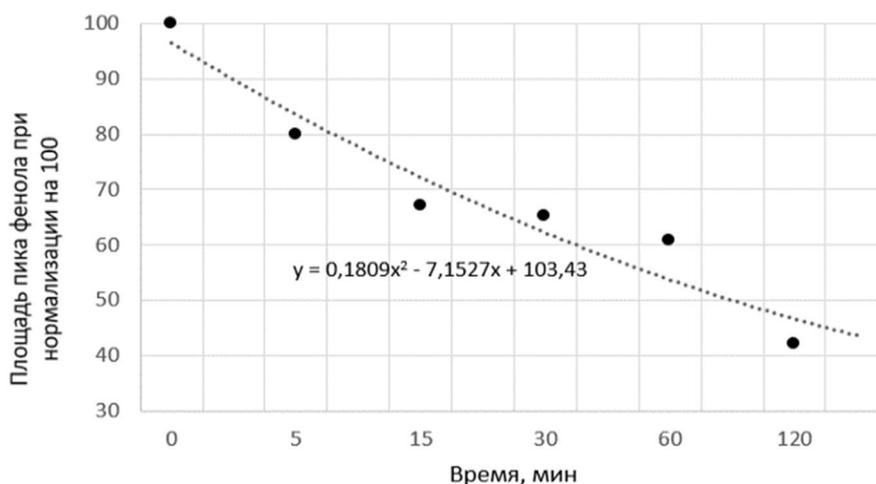
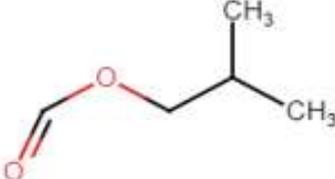
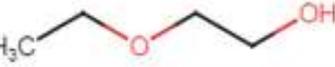
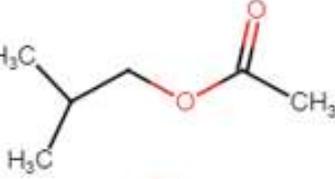
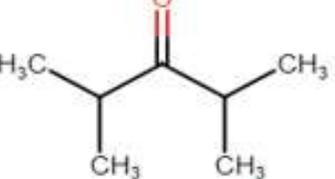
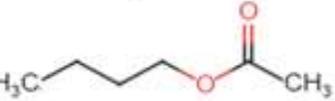
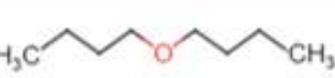
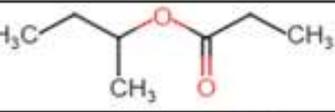
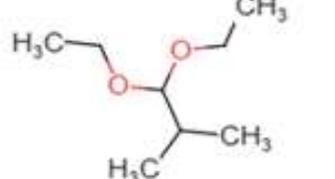
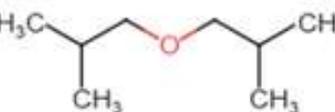
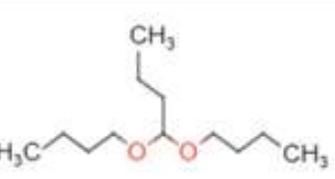


Рисунок 3 – Зависимость площади пика фенола от времени (мин) в присутствии молибдата железа

Обращает на себя внимание тот факт, что мало соединений кислотного характера, которые могли быть получены в результате окислительной деструкции фенола, в частности отсутствуют производные щавелевой кислоты, которые могли присутствовать в оксидате судя по литературным данным [5]. Это можно объяснить достаточно низким содержанием фенола в исходной спиртовой смеси, а также тем, что деструкция фенола протекает более вероятно через стадию образования *p*-бензохинона, чем стадию образования *o*-бензохинона. Об этом свидетельствует образование при этерификации продуктов деструкции фенола эфиров пропионовой кислоты. Хотя образование щавелевой кислоты возможно, на что указывает наличие в реакционной смеси также моноэтилового эфира этиленгликоля.

Таблица 1 – Органические соединения, идентифицированные с помощью масс-спектров

№	Время удерживания	Площадь пика, у.е.	Площадь пика, %	Соединение	Структура
1	3,05	769429	0,64	Изобутилформиат	
2	3,57	5354015	4,42	Моноэтиловый эфир этиленгликоля	
3	5,06	3020559	2,49	Изобутилацетат	
4	5,63	2385570	1,97	Диизопропилкетон	
5	6,32	64869384	53,57	Бутилацетат	
6	6,97	1987730	1,64	Дибутиловый эфир	
7	8,25	14586080	12,05	Втор-бутиловый эфир пропионовой кислоты	
8	10,97	3285551	4,13	Изобутиральдегид диэтилацеталь	
9	13,42	11071087	9,14	диизобутиловый эфир	
10	14,15	475331	1,33	Бутиральдегид дибутилацеталь	

С использованием программного оборудования НПО УНИТЕХ на модуле «электрохимия» методом кондуктометрического титрования была определена константа диссоциации уксусной кислоты по значениям электропроводности растворов различной концентрации, а также определена концентрация раствора NaOH раствором 0,01 М HCl (рис. 4).

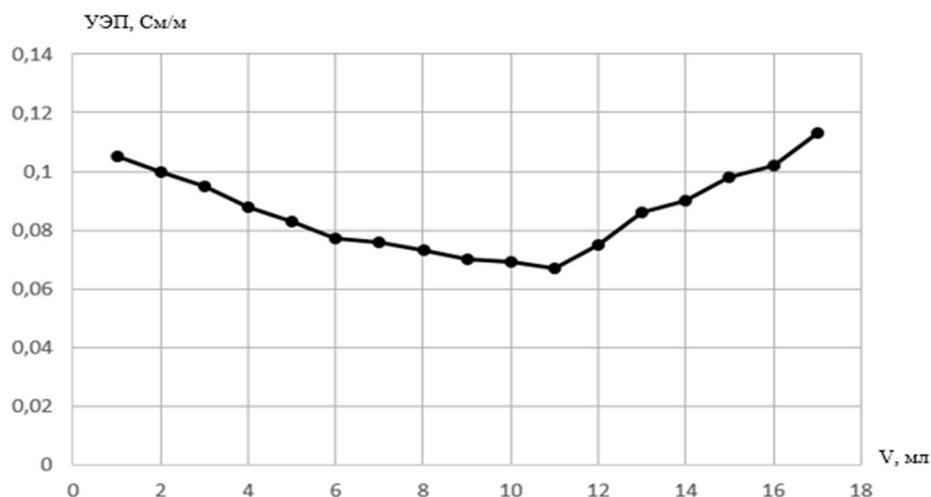


Рисунок 4 – Кривая кондуктометрического титрования

Модуль «фазовое равновесия» позволяет строить экспериментальные диаграммы состояния бинарных систем по данным термических анализов. Точки кристаллизации расплавленных смесей устанавливают через кривые охлаждения. На данном модуле была построена диаграмма состояния бинарной системы нафталин – дифениламин (рис. 5).

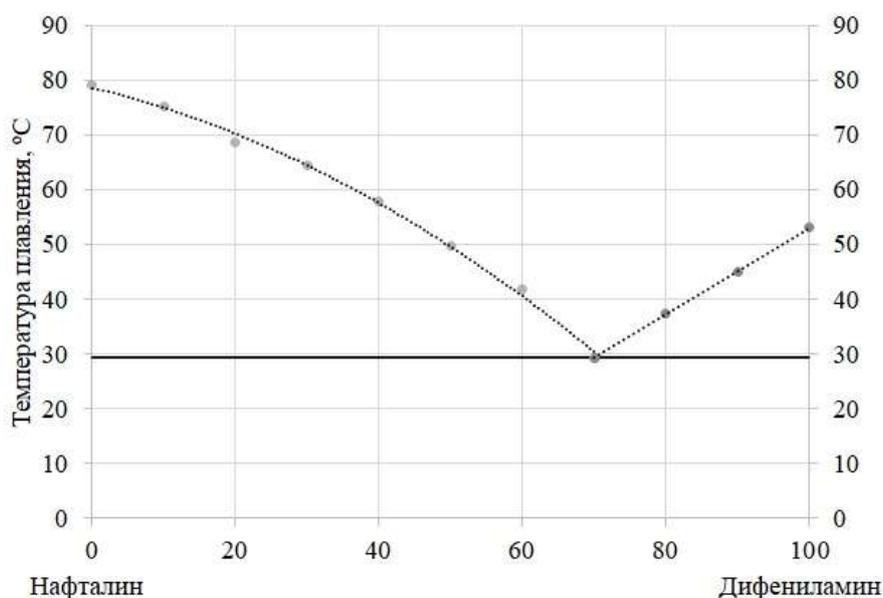


Рисунок 5 – Экспериментальная диаграмма состояния бинарной системы нафталин-дифениламин, полученная на модуле «фазовое равновесие»

Программное обеспечение НПО УНИТЕХ через внутренний Wi-Fi

модулей позволяет сохранять полученные результаты на ноутбуке и на смартфоне в формате Excel. Таким образом использование новых комплектов лабораторного оборудования L-микро и НПО УНИТЕХ позволяет повысить студентам УГГУ навыки работы с компьютерной техникой.

Список литературы

1. Меньшиков С. Ю., Ситников Л. В. Кинетика гомогенных химических реакций. Часть 2: учебно-методическое пособие для студентов направления 21.05.04 – «Горное дело» очного и заочного обучения. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2017. – 25 с.
2. Малышев А. Н., Меньшиков С. Ю. Жидкофазное окисление KI и фенола персульфатом в присутствии FeSO₄. Сборник статей XXVIII Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», проводимой в рамках XXI Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2023. – С. 207-209.
3. Меньшиков С. Ю., Малышев А. Н., Курмачева В. С., Тонкушина М. О., Остроушко А. А. Воздействие FeSO₄ и нанокластерных полиоксометаллатов на окисление персульфатом фенола в спиртовой среде // Физико-химические аспекты кластеров, наноструктур и наноматериалов. – 2023. – Вып. 15. – С. 992-999.
4. Jin G., Weng W., Lin Z., Dummer N. F., Taylor S. H., Kiely C. J., Bartly J. K., Hutchings G. J. Fe₂(MoO₄)₃/MoO₃ nano-structured catalysts for the oxidation of methanol to formaldehyde // Journal of Catalysis. – 2012. – Vol. 296. – pp. 55-64.
5. Rey A., Faraldos M., Casas J. A., Zazo J. A., Bahamonde A., Rodríguez J. J. Catalytic wet peroxide oxidation of phenol over Fe/AC catalysts: Influence of iron precursor and activated carbon surface // Appl. Catal. B Environ. – 2009. – Vol. 86. – I. 1-2. – pp. 69-77.

УДК 622.73

ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ПУЛЬПЫ В СХЕМЕ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМОГО СЫРЬЯ

Киенко Л. А., Воронова О. В.

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр
Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Россия

Одной из основных проблем действующих горнорудных предприятий в настоящее время является истощение сырьевых ресурсов. В связи с этим разработка эффективных технологий, обеспечивающих извлечение ценных минералов из бедных труднообогатимых руд и вторичного сырья, относится к важнейшим направлениям восполнения источников получения необходимых для промышленности компонентов [1].

Накопившиеся при эксплуатации карьеров Вознесенского рудного района (Приморский край) проблемы привели к остановке работы Ярославской

горнорудной компании, базирующейся на переработке флюоритовых руд месторождений района. В доступных для добычи рудах, в период работы предприятия с 2009 по 2013 год, содержалось 26-29 % CaF_2 [2], что существенно ниже, чем в предыдущие 40 лет эксплуатации месторождений. В настоящее время объёмы даже такого низкогокачественного сырья, доступные для использования на предприятии, практически не обеспечат работу обогатительной фабрики с имеющимися мощностями по переработке более чем на один год. Доступ к качественным рудам, залегающим на более низких горизонтах, возможен после проведения большого объёма дорогостоящих горно-подготовительных работ.

Все руды месторождений Вознесенского рудного района относятся к разряду тонковкрапленных. По установленному в период работы обогатительной фабрики технологическому регламенту предприятия руды измельчались до содержания 85-95 % класса размером менее 0,044 мм. Кроме того, в составе руд имеется два кальцийсодержащих компонента (флюорит и кальцит), существенно осложняющих селективность флотации [3]. При переработке столь сложного сырья не достигалось высокого извлечения флюорита, часть его сбрасывалась с хвостами. Одним из наиболее перспективных путей решения проблемы сырьевых источников на предприятии представляется использование новых высокотехнологичных методов подготовки и обогащения сырья, которые могут обеспечить возможность вторичного обогащения лежащих хвостов предприятия. По результатам проведенных опробований массива хвостохранилища содержание флюорита в отходах колеблется в пределах 11-23 %, кальцита 12-14 %. Запасы их по имеющимся данным составляют не менее 30 млн т [4]. Для объективной оценки состава и обогатимости сырья из массива хвостохранилища предприятия нами было отобрано и исследовано семь проб, представляющих различные участки месторождения. В табл. 1 представлены данные химических анализов проб на основные компоненты. По данным гранулометрического анализа состава проб с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITZSCH, содержание частиц размером менее 45 мкм в пробах составляет 75-82 %.

Таблица 1 – Результаты анализов исходных проб техногенных хвостов

Шифр проб	Содержание, %			
	CaF_2	CaCO_3	SiO_2	Zn
ХВФ 1	15,2	13,35	32,2	0,49
ХВФ 2	20,7	10,2	30,85	0,38
ХВФ 3	18,19	11,39	33,65	0,45
ХВФ 4	19,0	12,9	33,98	0,42
ХВФ 5	18,35	11,67	32,77	0,33
ХВФ 6	17,25	13,6	33,88	0,50
ХВФ 7	17,35	10,96	33,20	0,48

На первом этапе исследований были определены основные параметры подготовки материала, позволяющие обновить поверхность минеральных частиц, покрытую плёнками, образовавшимися от взаимодействия с реагентами на стадии первичной переработки и от длительного контакта с водно-воздушной средой в условиях хвостохранилища. Необходимыми операциями при этом являлись:

- контакт с мелющей средой с целью частичной обдирки поверхностных образований и раскрытия минеральных сростков;
- подбор степени разбавления пульпы, обеспечивающей минимальную сегрегацию частиц и доступность их к селективным контактам с реагентами;
- выбор рационального реагентного режима, обеспечивающего селективную адсорбцию применяемых собирателей на минералах и насыщение пульпы необходимым количеством дисперсной воздушной фазы.

В результате проведенных исследований нами были найдены технологические решения [5, 6], обеспечившие селективную флотацию флюорита. В выделенные концентраты с содержанием свыше 93 % CaF_2 извлекалось, в зависимости от состава исходной пробы, 52,5-67,4 % флюорита.

Инструментом для повышения эффективности флотации наиболее тонкой части минералов может служить дополнительное газонасыщение пульпы. Электрохимическая обработка жидкой фазы позволяет продуцировать воздушные пузырьки размером от 2-5 до 50 мкм [7, 8]. Изучение влияния на флотацию электрохимических воздействий проводилось в различных вариантах, в частности проводилась электрообработка минеральных суспензий. Эксперименты, поставленные по двум вариантам, показали, что точка введения в схему операции электрообработки существенно влияет на результаты флотации. При обработке измельчённого материала до контактирования его с реагентами наблюдалось заметное повышение активности процесса, но качество концентрата при этом снижалось.

В схеме с предварительным контактированием минеральной массы с реагентами и последующей электрохимической обработкой непосредственно перед флотацией достигается заметный рост селективности процесса. На рис. 1 графически представлены результаты флотации материала, прошедшего контактирование с полным набором используемых реагентов, с последующим переменным временем его электрообработки.

Полученные данные показывают, что при обработке питания флотации уже в течение 5-10 минут существенно возрастает качество концентратов. Так, в концентрате шестой перечистки, полученном после электрообработки пульпы в течение пяти минут, содержание CaF_2 выше на 0,46 %, чем в концентрате восьмой перечистки, выделенном по традиционной технологии. Извлечение флюорита при этом возросло с 59,91 до 61,86 %. Максимальное извлечение флюорита в концентраты достаточно высокого качества наблюдается после обработки пульпы в течение 15-20 минут.

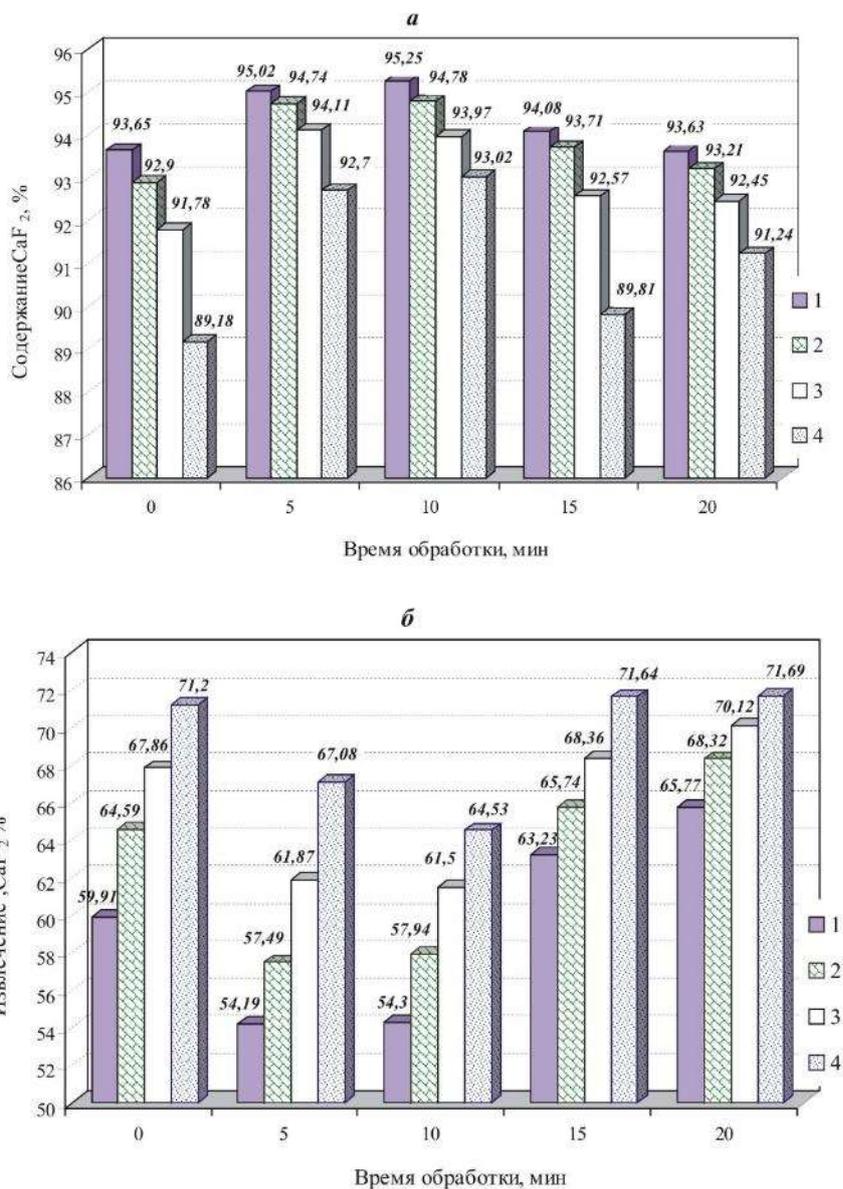


Рисунок 1 – Влияние времени электрообработки питания флотации на показатели обогащения:

- 1 – концентрат восьмой перечистки; 2 – концентрат седьмой перечистки;
3 – концентрат шестой перечистки; 4 – концентрат пятой перечистки

При оценке качества флюоритовых концентратов потребителями за основу принимается как содержание флюорита, так и массовая доля вредных примесей, основной из которых является двуокись кремния. Выделенные из техногенного сырья по обычной технологии концентраты содержали 1,6-2,2 % SiO_2 , что несколько превышает требования потребителей (не более 1,5 %). Снижение флотируемости минералов, несущих двуокись кремния, является одной из сложнейших проблем, т. к. тонкое взаимное прораствание минералов, большой объём шламов в составе материала, слюдисто-пластинчатые формы силикатсодержащих компонентов определяют высокую флотационную активность частиц.

По данным наших предыдущих исследований [9, 10] разбавление продуктов флотации водой, подготовленной в электролизёре, способствует понижению степени смачиваемости силикатных минералов, снижению содержания двуокси кремния в конечных концентратах на 0,2-0,5 %.

Массовая доля SiO_2 в концентратах, полученных по схеме с электрохимической обработкой пульпы перед основной флотацией, содержащих 93,6-94,08 % CaF_2 , составила, соответственно, 1,33-1,31 %.

Таким образом, в результате проведенных исследований установлено, что включение в схему обогащения техногенных флюоритсодержащих хвостов электрохимической обработки пульпы сопровождается повышением эффективности обогащения. Значительный рост концентрации газовой фазы существенно преобразует процесс флотации тонкодисперсных частиц, способствует росту активности и селективности процесса. При оптимальном времени электролизной обработки пульпы (15-20 минут) достигается получение качественных флюоритовых концентратов, содержащих свыше 93 % CaF_2 , 1,31-1,33 % SiO_2 с извлечением флюорита до 68,3 %.

Список литературы

1. Чантурия В. А. Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения // Горный журнал. – 2015. – № 7. – С. 29-37.
2. Киенко Л. А., Саматова Л. А., Зуев Г. Ю., Шестовец В. З., Плюснина Л. Н. Флотация флюорита из высококарбонатных руд месторождений Приморского края в условиях низкотемпературного режима // Научно-технический журнал «Обогащение руд» – 2007. – № 4. – С. 11-14.
3. Саматова Л. А., Киенко Л. А., Воронова О. В., Плюснина Л. Н. Разработка теоретических основ селективной флотации кальцийсодержащих минералов, входящих в состав руд Приморских месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № S3. – С. 273-286.
4. Киенко Л. А., Воронова О. В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 78-83.
5. Пат. 2646268 Российская Федерация, МПК В03D 2203/04 Способ обогащения карбонатно-флюоритовых руд / Киенко Л. А., Воронова О. В., заявитель и патентообладатель ФГБУН ИГД ДВО РАН – № 2017112659, заявл. 12.04.2017, опубл. 02.03.2018, Бюл. № 7.
6. Киенко Л. А., Воронова О. В. Оценка эффективности комплексной переработки цинк-флюоритового сырья Вознесенского рудного района // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 5. – С. 173-180.
7. Пат. 2744685 Российская Федерация, МПК В03D 1/02 В03В 7/00. Способ флотационного обогащения склонных к шламообразованию руд / Прохоров К. В., Секисов А. Г.; заявитель и патентообладатель ФГБУН ХФИЦ ДВО РАН – № 2020128840; заявл. 31.08.2020; опубл. 15.03.2021, Бюл. № 8.
8. Чантурия В. А., Медяник Н. Л., Шадрюнова И. В., Мишурина О. А., Муллина Э. Р. Исследование условий формирования пузырьков газа в процессе электролитической флотации // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2019. – № 3. – С. 80-86.

9. Киенко Л. А., Воронова О. В., Кондратьев С. А. Пути повышения качественного состава флюоритовых концентратов при вторичном обогащении техногенного сырья // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2022. – № 6. – С. 150-160.

10. Киенко Л. А., Воронова О. В., Васянович Ю. А. Проблемы снижения содержания двуокси кремния во флюоритовых концентратах при обогащении техногенного сырья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № СВ 30. – С. 50-58.

УДК 622.73

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ДИСПЕРГИРУЮЩИХ ДОБАВОК

Воронова О. В., Киенко Л. А.

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр
Дальневосточного отделения РАН (ХФИЦ ДВО РАН), г. Хабаровск, Россия

В условиях существенного истощения балансовых запасов большинства крупных горнорудных предприятий все более актуальной технологической и эколого-экономической задачей является вовлечение в переработку техногенных отходов производства.

Одним из наиболее перспективных путей решения проблемы дефицита сырья Ярославской горнорудной компании (ЯГРК), приостановившей свою работу в 2013 году, в настоящее время рассматривается вовлечение в переработку достаточно богатых по содержанию флюорита отходов обогащения руд.

При флотационном обогащении материала, отличающегося тонким взаимным проращением компонентов и подвергающегося, в связи с этим тонкому измельчению высокая эффективность разделения минералов может быть достигнута только в случае максимально возможного сокращения размеров и числа коллоидных структур и различного рода ассоциатов, обрывающихся от внесения жирных кислот во флотационную пульпу.

В разряд соединений, обладающих диспергирующими свойствами по отношению к жирнокислотным собирателям, относится неолол, представляющий собой техническую смесь изомеров оксиэтилированных алкилфенолов.

Применение неолола в качестве добавок при флотации позволяет, как известно, воздействовать на мицеллярные структуры жирнокислотных реагентов, снизить их размеры и, соответственно сократить массу неселективного механического захвата тонких частиц минералов. При этом повышается направленность воздействия собирателей, особенно в условиях пони-

женных температур пульпы. В процессе флотации техногенного сырья подобные свойства приобретают особое значение, т.к. в пульпе помимо тонких минеральных шламов присутствуют разного рода вторичные образования, десорбированные с поверхности частиц в ходе измельчения материала. Из предлагаемого производителями большого числа разновидностей неолов нами был выбран для исследований неолол АФ 8-9.

Исследования влияния дозировок неолола АФ 8-9 на флотацию флюорита проводились на материале пробы ХВФ-5, отобранной из массива хвостохранилища ЯГРК с содержанием CaF_2 – 18,35 %, CaCO_3 – 11,67 %. Результаты экспериментов представлены на рис. 1.

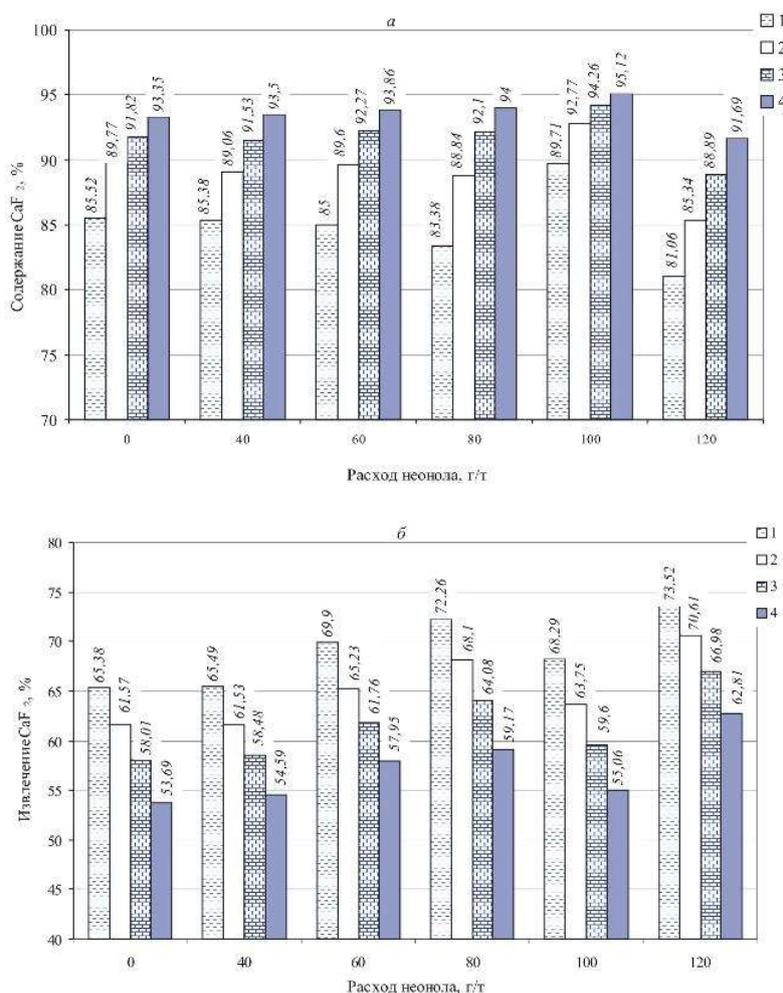


Рисунок 1 – Зависимость показателей обогащения техногенных хвостов от расхода неолола при переменном количестве перечистных операций:

- 1 – концентрат пятой перечистки; 2 – концентрат шестой перечистки;
- 3 – концентрат седьмой перечистки; 4 – концентрат восьмой перечистки

Максимальное извлечение флюорита в концентрат достаточно высокого качества (94 % CaF_2) получено при расходе неолола 80 г/т. Увеличение расхода диспергатора до 100 г/т позволяет получить концентрат с массовой

долей в нём CaF_2 – 95,12 %. Однако извлечение флюорита существенно снижается. При этом уже после семи перечисток пенного продукта в таком режиме полученный концентрат содержал 94,26 % CaF_2 , при практически равном извлечении флюорита. Дальнейшее увеличение расхода неонола отрицательно влияет на качество концентрата.

Одним из направлений по совершенствованию технологии флотации флюорита из сырья с высоким содержанием близкого к нему по флотационным свойствам карбоната кальция [1] является снижение температуры флотации. Жирные кислоты и их мыла, при внесении во флотационную пульпу образуют, как уже отмечалось, различного рода ассоциаты. Степень образования гидратированных коллоидных мицелл существенно возрастает при снижении температуры. Использование диспергирующих добавок [2], в том числе неонола АФ 8-9, препятствует коллоидообразованию, что может нормализовать селективность действия собирателей в условиях низких температур. В исследованиях на рудном сырье, проведенных нами в 2009-2012 гг. [3, 4] было показано, что применение неонола позволяет успешно вести флотацию флюорита из труднообогатимых руд при температуре пульпы в основной флотации 15 °С и ниже.

Действовавшая до остановки предприятия технология предусматривала поддержание температуры основной флотации на уровне 25-28 °С. Для оценки влияния температуры основной флотации на показатели обогащения техногенных хвостов в качестве собирателя использовались ЖКТМ (жирные кислоты таллового масла) в сочетании с неонолом АФ 8-9. В табл. 1 приведены результаты экспериментов по флотации флюорита при переменных значениях температур.

Полученные данные подтверждают эффективность применения собирателя в сочетании с неонолом: все выделенные по схеме с восьмью перечистками концентраты содержали свыше 95 % CaF_2 при умеренных содержаниях в них двуокиси кремния, являющейся вредной примесью и строго лимитируемой. О достаточно высокой селективности процесса свидетельствует также тот факт, что при температуре основной флотации 15-12 °С и сокращении числа перечисток пенного продукта до шести выделены концентраты довольно высокого качества 94,1-94,13 %. Заметное снижение извлечения флюорита отмечается лишь при температуре флотации 12 °С.

Таблица 1 – Результаты флотации флюорита при переменных значениях температур в головной операции

Опыт	Наименование продукта	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Температура флотации; Содержание SiO ₂ , %
			CaF ₂	CaCO ₃	CaF ₂	CaCO ₃	
1	Концентрат 8 переч.	10,97	95,02	0,49	56,78	0,47	28 °С
	Концентрат 7 переч.	11,91	93,90	1,13	60,88	1,16	
	Концентрат 6 переч.	12,84	92,26	2,26	64,50	2,51	1,4
	Питание	-	18,37	11,56	-	-	
2	Концентрат 8 переч.	10,81	95,02	0,39	56,15	0,36	23 °С
	Концентрат 7 переч.	11,56	94,44	0,72	59,68	0,72	
	Концентрат 6 переч.	12,34	93,33	1,48	62,94	1,58	1,42
	Питание	-	18,30	11,59	-	-	
3	Концентрат 8 переч.	10,73	95,4	0,59	55,91	0,54	18 °С
	Концентрат 7 переч.	11,60	94,61	1,00	59,98	1,00	
	Концентрат 6 переч.	12,30	93,52	1,76	62,86	1,86	1,37
	Питание	-	18,30	11,64	-	-	
4	Концентрат 8 переч.	10,72	95,4	0,39	55,83	0,36	15 °С
	Концентрат 7 переч.	11,38	94,91	0,54	58,93	0,53	
	Концентрат 6 переч.	12,01	94,10	0,93	61,66	0,97	1,33
	Питание	-	18,32	11,51	-	-	
5	Концентрат 8 переч.	9,05	95,8	0,29	47,37	0,23	12 °С
	Концентрат 7 переч.	9,87	95,22	0,59	51,38	0,50	
	Концентрат 6 переч.	10,72	94,13	1,29	55,16	1,19	1,36
	Питание	-	18,29	11,64	-	-	

Примечание – Содержание SiO₂ анализировалось в концентратах восьмой перечистки

Таким образом, использование неонала в качестве диспергирующей добавки к собирателям из класса жирных кислот при обогащении техногенных хвостов Ярославской горнорудной компании может обеспечить возможность понижения температуры на стадии основной флотации флюорита без снижения технологических показателей процесса.

Список литературы

1. Саматова Л. А., Киенко Л. А., Воронова О. В., Плюснина Л. Н. Разработка теоретических основ селективной флотации кальцийсодержащих минералов, входящих в состав руд Приморских месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. – № S3. – С. 273-286.
2. Киенко Л. А., Саматова Л. А., Воронова О. В. К проблеме повышения селективности флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморского края // Горный журнал. 2013. – № 12. – С. 63-67.
3. Киенко Л. А., Воронова О. В. Оценка эффективности комплексной переработки цинк-флюоритового сырья Вознесенского рудного района // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 5. – С. 173-180.
4. Киенко Л. А., Саматова Л. А., Воронова О. В., Кондратьев С. А. К проблеме снижения температуры флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд // ФТПРПИ. – 2010. – № 3. – С. 97-104.

О НАХОДКАХ АЛМАЗОВ В НЕКОТОРЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ХАБАРОВСКОГО КРАЯ

Лаврик Н. А., Литвинова Н. М., Степанова В. Ф., Банщикова Т. С.
Институт горного дела ДВО РАН, обособленное подразделение Хабаровского
Федерального исследовательского центра ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Разрозненные сведения о прямых находках алмазов в пределах Российского Дальнего Востока известны давно, начиная с исторических данных о примитивной добыче алмазов китайцами в XVII-XVIII веках в отрогах Восточного Хингана. В связи с чем в 90-х и 2000-х годах были разработаны и частично осуществлены Программы исследований на поиски алмазов в Хабаровском и Приморском краях, в Амурской области [1-3]. Значимых результатов эти работы по разным причинам не дали. Появилось и негативное мнение, что это всё технические алмазы, выкрошившиеся из алмазных коронок [4]. Возможно. Однако, некоторые позиции подобного заключения не могут трактоваться однозначно.

В ИГД ДВО РАН при изучении руд золото-меднопорфирового месторождения Малмыж минералогическим анализом были выявлены зёрна платины и алмазов; при исследовании пород Покровско-Троицкой площади на золото также выделены кристаллики и обломки алмазов. Цель публикации – предоставить специалистам дополнительную информацию к собственным исследованиям.

Золото-меднопорфировое месторождение Малмыж

Первые алмазы были обнаружены в 2018 г. [5] при исследовании на золото керновых проб окисленной руды из скважины АММ-052 участка Свобода Малмыжского золото-меднопорфирового месторождения в Хабаровском крае.

Проба (ТП-05С-0), в которой минералогическим анализом были найдены алмазы, составлена из $\frac{1}{4}$ части керна, отобранного в интервале 30-42 м. Пробоподготовка осуществлялась с использованием современного оборудования Fritsch. КERN дробился до 1 мм, выделялись навески для аналитических исследований и далее проба, без применения магнитной сепарации, подвергалась промывке на ручном лотке с последующим изучением шлиха. Для проведения данных исследований были отобраны две навески 0,998 и 1,011 кг; получены шлихи соответственно 12,23 г и 13,93 г. Визуальное определение состава шлиха выполнялось с использованием стандартного бинокля. Электронно-микроскопическое исследование отдельных зёрен ценных компонентов проводилось на растровом электронном микроскопе «JEOL» (Япония), оснащённом энергодисперсионным анализатором «JSM-6000 PLUS».

В результате исследований шлиховой фракции было выявлено 10 кристаллов алмазов зеленовато-жёлтого цвета размером 0,2-0,4 мм (рис. 1 а, г). Кристаллы прозрачные, без видимых включений, с алмазным блеском: 6 кубооктаэдрических кристалликов, 2 удлинённых оббитых кристалла и 2 осколка. Общий вес кристаллов 0,67 мг. Поверхность кристаллов алмазов может быть ровная и гладкая или неровная, содержащая углубления от вростков других минералов. Грани кристаллов чёткие и сбитые. Сколы раковистые. Один кристалл алмаза был покрыт сложной минеральной корочкой. Зерно алмаза величиной 25 мкм, близкое к октаэдрической форме, было обнаружено в агрегате сульфидов при электронно-микроскопических исследованиях.

В минеральной ассоциации с алмазами – дигенит Cu_9S_5 , пирротин, борнит, ковеллин, пирит, молибденит и самородный молибден, зёрна золота с примесью серебра, зёрна платины и интерметаллида Pt-Zr состава. Ассоциация достаточно специфичная.

В северо-западной части участка Свобода Малмыжского золото-медно-порфинового месторождения открыта трубка взрыва [6] диаметром около 800 м, которая совпадает с круговой магнитной аномалией, выделенной по результатам последних магнитных исследований Земли. Трубка сложена преимущественно магматогенно-гидротермальными брекчиями и прослеживается на глубину 650-850 м.

Покровско-Троицкий золотоносный узел

В 2022 г. в ИГД при изучении 17 контрольных бороздовых проб на золото, отобранных из канавы № КТ-2 на Покровско-Троицкой площади, были найдены алмазы. Предварительно пробы дробились до 1 мм, из каждой отбиралась навеска весом 1 кг для качественного минералогического анализа. В 10 бороздовых пробах из песчаников, прожилкового кварца и кварцевых брекчий минералогическим анализом выявлено 22 зерна алмаза величиной от 0,1 до 0,5 мм в виде многогранных и сколотых кристаллов, а также обломков (рис. 1 б, д, е). Цвет алмазов желтоватый и зеленоватый разной интенсивности, встречаются бесцветные. Отдельные кристаллики и обломки алмазов исследовались на растровом электронном микроскопе «JEOL».

В минеральной ассоциации с алмазами наряду с зёрнами золота отмечался пористый лимонит, пирит, халькопирит, арсенопирит, магнетит, гематит, ильменит, кальцит, циркон бесцветный, гранат розовый, пироксены, биотит, а также отдельные зёрна интерметаллида Cr-Fe состава, самородной меди и цинкистой меди, киновари.

Покровско-Троицкое золоторудное месторождение расположено в Ульчском районе Хабаровского края, входит в состав Покровско-Троицкого золотоносного узла Пильда-Лимурийского района [7, 8].

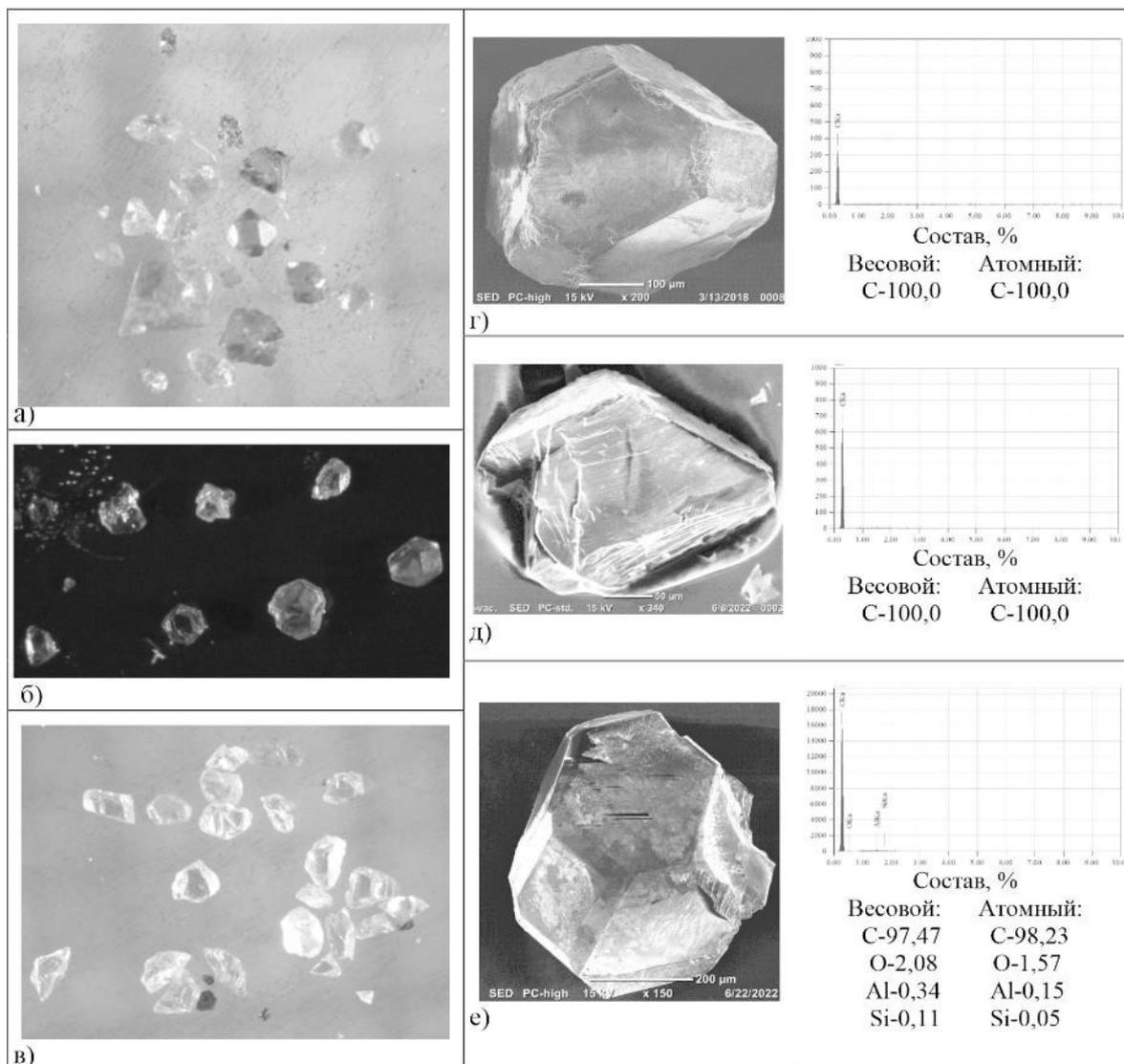


Рисунок 1 – Алмазы из рудных месторождений Хабаровского края и синтетические технические алмазы:

а) из пород зоны окисления Au-Cu-порфирового месторождения Малмыж; б) из пород золоторудной Покровско-Троицкой площади; в) технические алмазы из коллекции Т. С. Банщиковой; г) кристалл алмаза из пород месторождения Малмыж (фото с электронного микроскопа); д) кристалл алмаза из песчаников и е) из кварцевой брекчии Покровско-Троицкой площади (фото с электронного микроскопа)

Золотоносный узел приурочен к зонам разломов северо-восточного простирания, вытянут на 30 км при ширине 12 км (блок интенсивной трещиноватости и брекчирования, окварцевания, серицитизации, сульфидизации). Площадь узла представлена раннемеловыми терригенными осадочными образованиями: песчаниковой – мощностью до 1500 м и флишоидами – около 500 м. Характерны выходы позднемеловых интрузивных пород: тоналитов, диоритов, гранодиоритов, развиты позднемеловые и палеоценовые дайки кислого и среднего состава, аплитов, пегматитов. Вмещающие осадочные породы вблизи интрузивных тел ороговикованы, окварцованы, каолинизируются.

ваны и лимонитизированы. Золотое оруденение связано с кварцево-прожилково-жильной минерализацией с содержанием сульфидов в рудах до 2-3 %.

Таким образом, в двух указанных выше месторождениях геологическая ситуация не противоречит находкам алмазов: на Au-Cu-порфировом месторождении Малмыж присутствие трубки взрыва, на площади Покровско-Троицкого золотоносного узла – зона разломов, интенсивной трещиноватости и брекчирования.

Список литературы

1. Программа геолого-поисковых и научно-исследовательских работ по оценке перспектив алмазоносности территории Хабаровского края, Приморского края и Амурской области на 1988-1992 гг. – Программа «Восток». ЦНИГРИ. Москва. 1988.
2. Гагаев В. Н. Перспективы поисков алмазов на территории Хабаровского края (материалы к программе). – ФГУ ТФИ по ДФО. Хабаровск. 2003. 25 с.
3. Гагаев В. Н., Маркович Е. С., Фомина Е. В., Степанова Н. В. Перспективы поисков алмазов на территории Хабаровского края (аналитический обзор состояния на 1.01.2006 г.). – ФГУ ТФИ по ДФО. Хабаровск. 2006. 70 с.
4. Пахомова В. А., Федосеев Д. Г., Тишкина В. Б., Буравлева С. Ю. Новый «генетический тип» алмазных месторождений Приморья: техногенные алмазы из шлама буровых скважин // Мат-лы VII научной конференции «Геммология». Томск. 2015. С. 113-122.
5. Крюков В. Г., Лаврик Н. А., Литвинова Н. М., Степанова В. Ф. Типоморфные минералы зоны окисления золото-медно-порфировых руд Малмыжского месторождения (участок Свобода) // Георесурсы/Georesources. – 2019. – Т. 21. – № 3. – С. 91-98.
6. Электронный ресурс: www.emxroyalty.com. News Release. 2017.
7. Бакулин Ю. И. Систематизация оловоносных и золотоносных рудных систем для целей прогнозирования. – М.: Недра. 1991. 192 с.
8. Юшманов Ю. П. Структурно-тектонические закономерности размещения золота в Пильда-Лемурийском районе Нижнего Приамурья // Тихоокеанская геология. 2014. Т. 33, часть 4. С. 99-109.

УДК 622.765

БЛАГОРОДНЫЕ МЕТАЛЛЫ В ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ МАЛМЫЖСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (УЧ. СВОБОДА)

Гурман М. А.

Институт горного дела ДВО РАН, обособленное подразделение Хабаровского
Федерального исследовательского центра ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

Медно-порфировые руды являются важным источником благородных металлов. В разрабатываемых рудах золото-медно-порфирового типа содержание меди составляет 0,4-1,5 %, золота – 0,2-1,5 г/т, серебра – 1-10 г/т; концентрации Pt + Pd составляют 0,0001-0,09 г/т. Низкие содержания металлов в рудах обуславливают создание мощных горно-обогатительных предприя-

тий. Огромные масштабы переработки руды (измеряемые десятками миллионов тонн в год), при наличии соответствующих технологических схем, позволяют попутно извлекать и золото, серебро, МПГ. Выбор технологических схем зависит от вещественного состава и определяется структурно-текстурными особенностями руды и формами проявления ценных компонентов.

Исследованные нами пробы первичной золото-медно-порфировой руды Малмыжского месторождения характеризуется низким содержанием меди и ее попутных компонентов золота и серебра. Массовая доля меди составляет 0,4-0,5 %, золота – 0,39-0,5 г/т и серебра – 1-1,2 г/т [1, 2]. Основной минерал меди халькопирит образует рассеянную, поровую и агрегатную вкрапленность (2 – 100 мкм) в кварцевых метасоматитах и сложные сростания с пиритом. Пробы отличаются содержанием пирита, количественное преобладание пирита над халькопиритом составляет $P_y/Cp_y \sim 1,4-1,6$ до 2-2,2.

Присутствие пирита, золота, серебра усложняют режим процесса и схемы флотации золото-медно-порфировой руды. Флотируемость золота зависит от его крупности, состояния поверхности зерен или кристаллов, характера ассоциации золота с рудными минералами [3]. Чрезвычайно низкое содержание золота и серебра в руде, неравномерность распределения, усложняют их изучение, для диагностирования золота, серебра, платины требуется применение методов сканирующей электронной микроскопии (SEM) после предварительной концентрации тонкоизмельченной руды.

По схеме коллективно-селективной флотации в замкнутом цикле, в условиях, предусматривающих депрессию пирита [4], получены медные концентраты с содержанием меди 20-27 %, золота – 16-30 г/т и серебра – 36-50 г/т. Методами SEM (аналитики Н. С. Коновалова, В. О. Крутикова, Н. А. Лаврик) золото выявлено во флотационных концентратах в свободном виде (2-40 мкм), в сростаниях и включениях в халькопирите (1-20 мкм), в интерстициях зерен халькопирита и пирита (2,5-5 мкм) (рис. 1). В золоте как постоянная примесь присутствует серебро (до 35 масс. %). В составе золота выявлены примеси Pt, Cu, Hg, Nb, Pb.

Свободное золото представлено: пластинчатыми частицами, по форме приближенными к кубу, октаэдру, ромбоэдру; редко кубическими микрокристаллами, образующими сростки; зернами неправильной комковатой формы. Выявлены частицы золота с неровной поверхностью, тонким налетом ошлакованных сульфидов и алюмосиликатных шламов. Сростания и включения золота в халькопирите также представлены микрокристаллами.

Серебро в составе концентратов выявлено в виде примеси в клаустилите (1,5-16 масс. %), котунните (3-4 масс. %), включенных халькопирите; в галените (1,5-2,5 масс. %) [5]. Определены зерна аргентита (1,5-3 мкм), включенные в пирите. Идентифицированы включения гессита с примесью селена и науманита с примесью теллура в халькопирите (рис. 2).

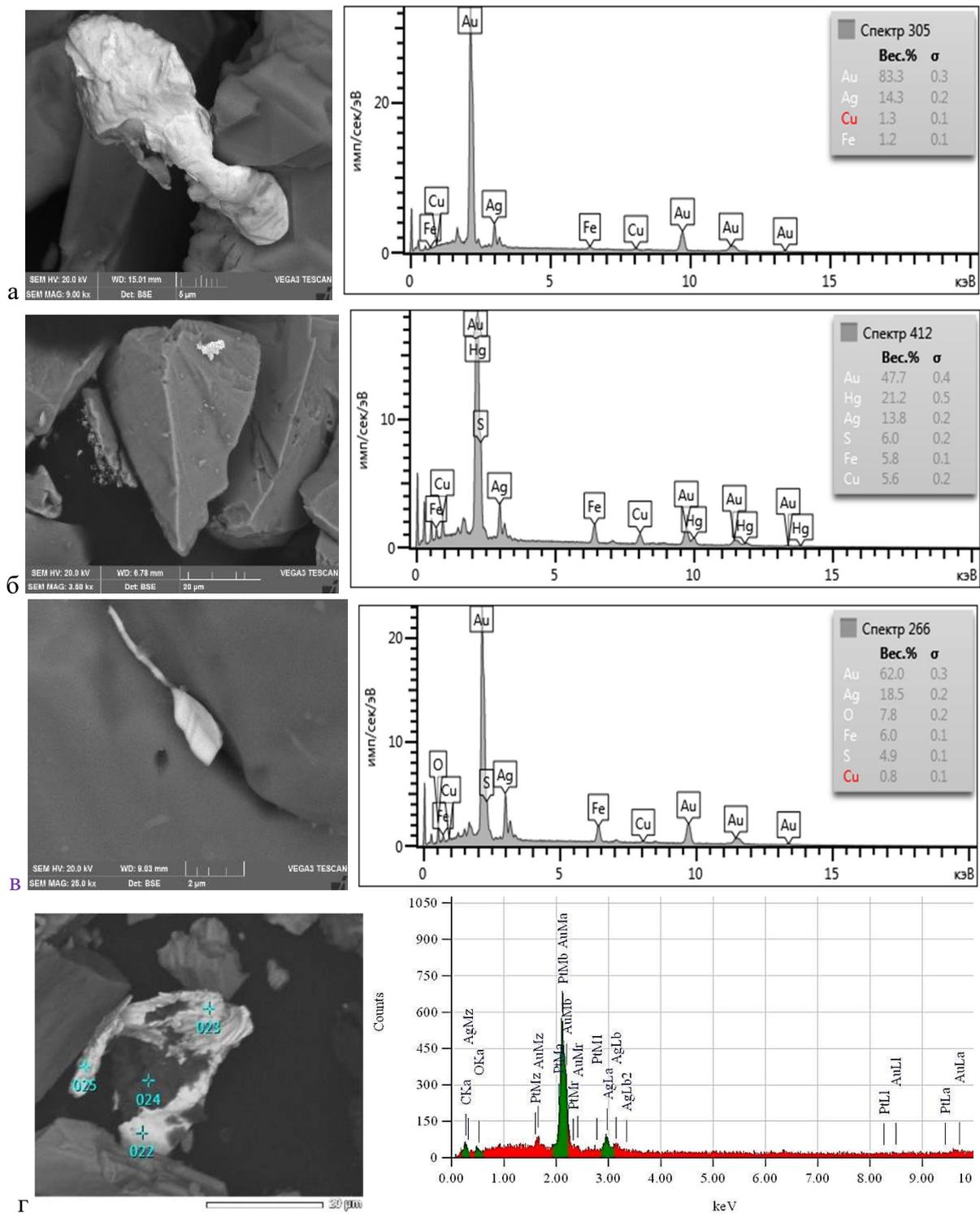


Рисунок 1 – Золото из медных концентратов замкнутого цикла флотации:

а – в свободном виде;

б – золото с примесью платины, спектры 22, 23, 25 (масс. %):

Au 60,6-64,7, Pt 18,3-19,9, Ag 6,4-7,7, Cu 1,4, Fe 0,9, C 6,1-11,2, O 0,4-4,5;

в – в виде включения в халькопирите;

г – в интерстициях зерен халькопирита и пирита

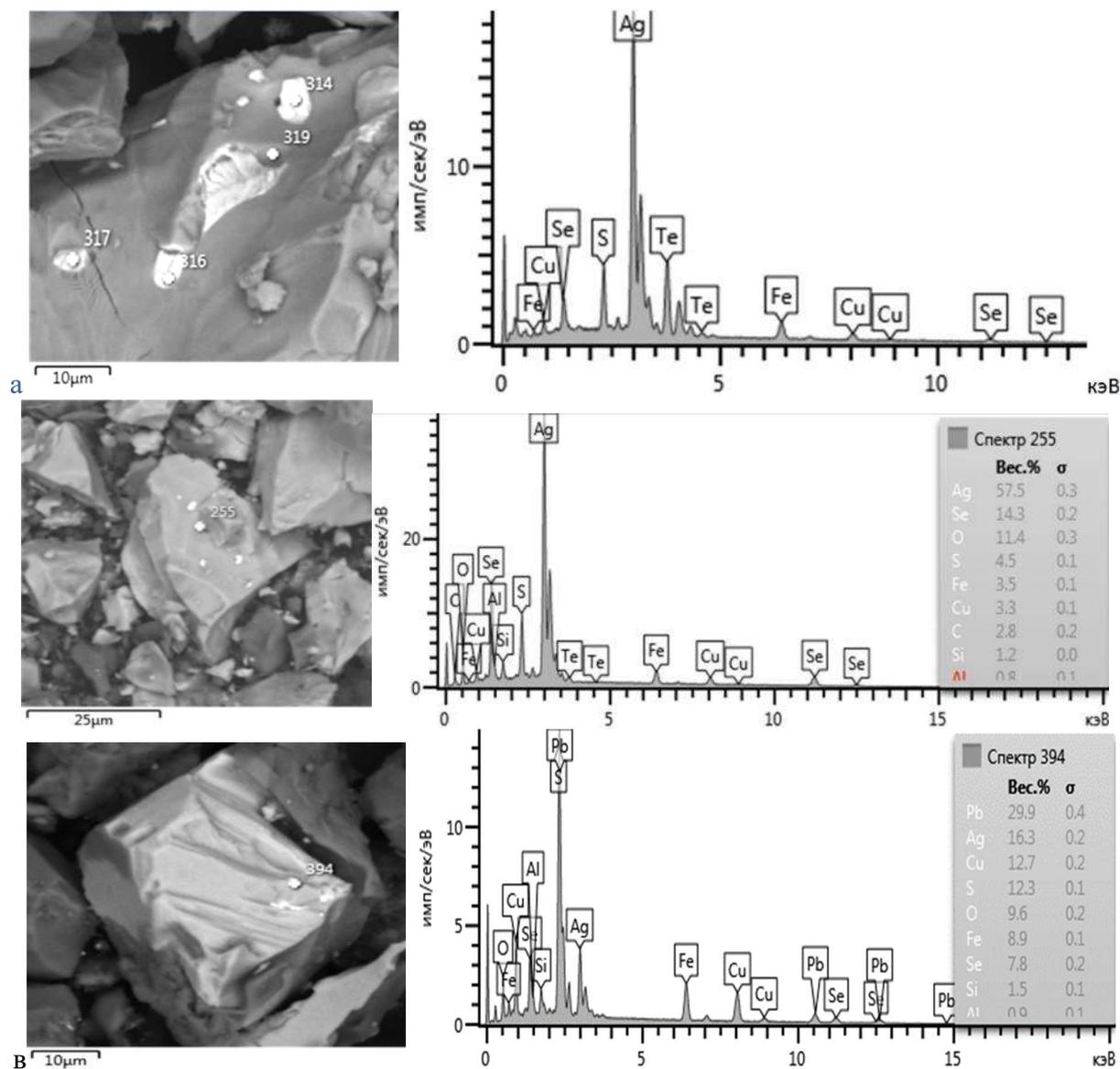


Рисунок 2 – Минералы и примеси серебра и осмия в составе флотоконцентратов:

а – включение гессита с примесью селена в халькопирите (спектр, масс. %) 314: Ag 60,6, Te 24, Se 4,4, Cu 3, Fe 3,9, S 4,1; сп 316: Ag 56,3, Te 27,8, Se 1,1, Cu 3,3, Fe 4,9, S 5,1, Al 0,5, Si 0,7; сп 317: Ag 61,1, Te 22,8, Se 6,3, Cu 2, Fe 3,7, S 3,5, Si 0,7; примесь осмия в халькопирите – сп 319: Ag 0,7, Os 3,9, Cu 35, Fe 44,8, S 13,6, Al 0,5, Si 0,7, O;
 б – включение науманита с примесью теллура в халькопирите;
 в – включение клаусталита с примесью серебра в халькопирите

Во флотационных концентратах диагностированы Pd (рис. 3а) и Os (рис. 2а (спектр 319) и 3б).

Поскольку идентифицированное золото представлено свободными зернами и в виде включений в халькопирите, извлечение Au в концентрат определяется извлечением золотосодержащего халькопирита и свободного золота, вскрытого измельчением. Полученные медные концентраты обогащены Au и Ag, в виде включений и примесей в халькопирите выявлены Pd, Os, Te, Se, Bi.

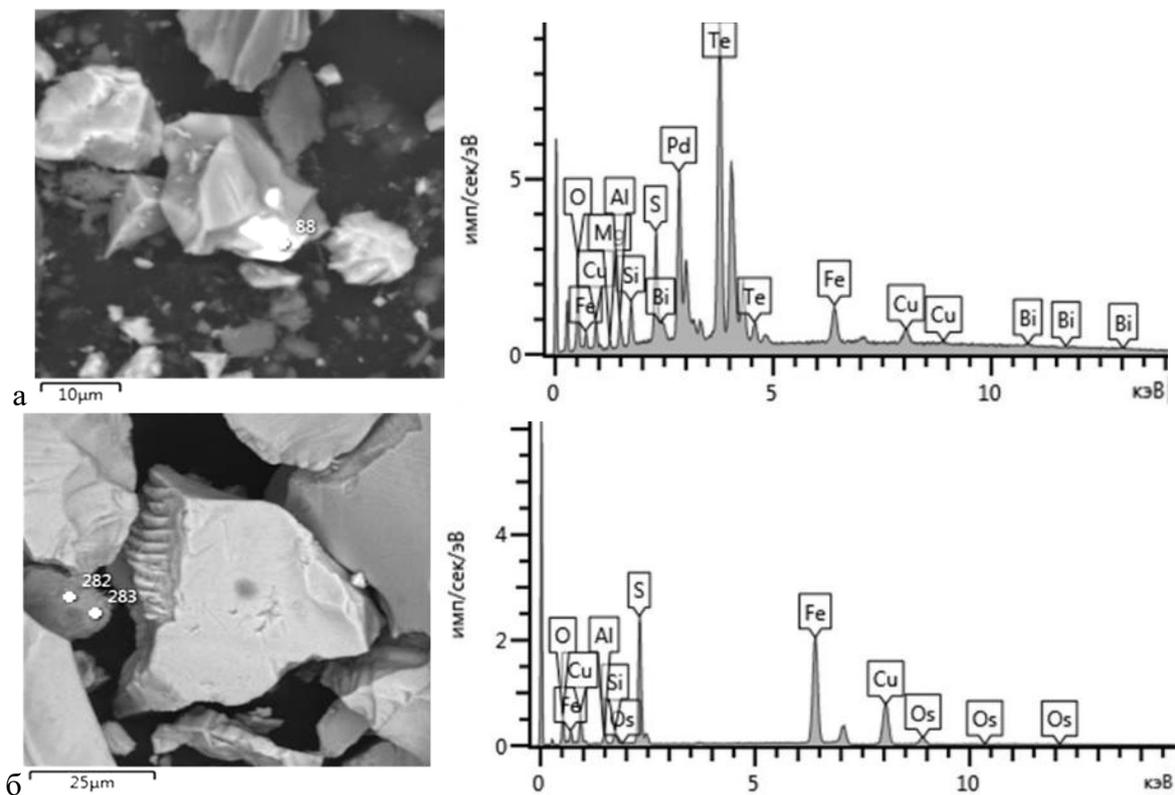


Рисунок 3 – Палладий и осмий в халькопирите в составе концентратов:

а – включение котульскита сп 88 (масс. %):

Pd 17,9, Te 55,9, Bi 1,5, Cu 3,7, Fe 5,4, S 4,1, Al 1,3, Mg 0,4, Si 1,8, O 7,9;

б – включения осмия сп 282 (масс. %): Os 3,6, Cu 31,9, Fe 40,8, S 14,4, Al 1,3, Si 1,6,

O 6,6 и сп 283 (масс. %): Os 2,8, Cu 33, Fe 36,6, S 21,8, Al 0,5, Si 0,7, O 4,6;

Список литературы

1. Гурман М. А., Шепета Е. Д., Полтарецкая А. Е., Васянович Ю. А. Результаты флотации золотосодержащей медно-порфировой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2019. – № 8 (30). – С. 42-49.
2. Гурман М. А., Полтарецкая А. Е. Технологические исследования первичных медно-порфировых руд Малмыжского месторождения // Проблемы недропользования. – 2019. – № 2 (21). – С. 94-100.
3. Пат. 2452584 Российской Федерации, МПК В03D 1/02 (2006.01) Способ флотационного извлечения тонкодисперсного золота. Александрова Т. Н., Гурман М. А., Литвинова Н. М., Богомяков Р. В.; заявитель и патентообладатель Институт горного дела ДВО РАН – № 2010128014/03; заявл. 06.07.10; опубл. 10.06.12, Бюл. № 16
4. Gurman M. A., Shcherbak L. I. Process Mineralogy of the Malmyzh Deposit // Journal of Mining Science, 2023, 59(1), pp. 148-156.
5. Rasskazov I. Yu., Gurman M. A., Shcherbak L. I. The Genetic Features and Flotation Properties of Porphyry–Copper–Gold Ore (Malmyzh Deposit, Khabarovsk Krai, Russia). Doklady Earth Sciences, 2023.

ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЗАМКНУТОГО ВОДООБОРОТА

Уразова Ю. В.¹, Тиунов М. Ю.¹, Федотов Е. Н.¹, Чикин А. Ю.²

¹Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия

²Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Россия

Технологические процессы обогащения, которые используются для получения готовой продукции из руды, требуют значительного количества воды.

Вода играет важную роль в обогащении: ее качество напрямую влияет на эффективность извлечения полезного компонента и характеристики получаемых продуктов, которые снижаются при наличии определенных примесей и загрязнителей. Поэтому важно проводить регулярный мониторинг и контроль качества воды, а также использовать соответствующие методы ее очистки и фильтрации.

При этом одной из главных проблем, с которой сталкивается отрасль, является сохранение водных ресурсов и сокращение загрязнения окружающей среды. Для ее решения необходимо уменьшить потребление чистой воды в технологических процессах и повысить степень водооборота на промышленных предприятиях. Этого можно достичь различными методами и технологиями, направленными на повторное использование и очистку воды.

Использование оборотного водоснабжения без предварительного кондиционирования вод зачастую приводит к снижению показателей обогащения и/или к полной остановке процесса. Это связано с тем, что ионный состав шахтных вод может оказывать отрицательное влияние на процесс. Особенно остро стоит данный вопрос при флотации вольфрамовых кальцийсодержащих минералов.

По данной теме в АО «Иргиредмет» проведен ряд экспериментальных исследований по извлечению шеелитового концентрата флотационным обогащением как в открытом, так и в замкнутом циклах, из кальцийсодержащей вольфрамовой руды.

Для переработки исследуемой руды применялась селективная схема флотации с извлечением сульфидных минералов на первой стадии и шеелитового продукта на второй стадии, включающая основные операции, пропарку черновых концентратов и доводку пропаренных продуктов до кондиционных [1].

Схема проведения флотации бедной вольфрамовой руды в замкнутом цикле приведена на рис. 1.

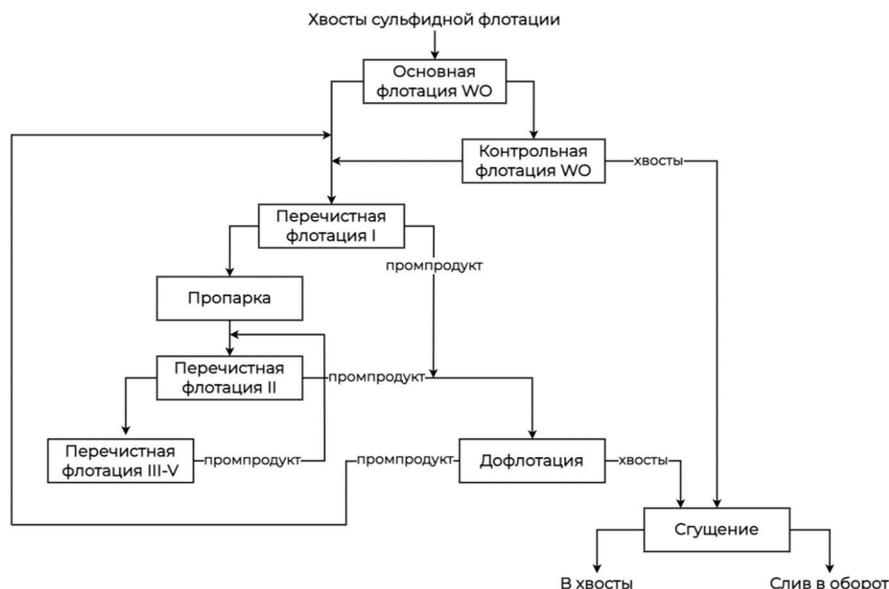


Рисунок 1 – Технологическая схема флотационного обогащения бедной вольфрамовой руды в замкнутом цикле

На исследуемой вольфрамовой руде были проведены флотационные опыты в условиях замкнутого водооборота. Эксперименты проводились согласно действующим методикам, применяемым в лабораторных исследованиях по флотационному обогащению.

Степень использования оборотных вод принята в соответствии с ранее разработанным технологическим регламентом и составляет 70 %.

Флотация в замкнутом цикле показала отрицательный результат применения рекомендованного режима сгущения с известью и нейтрализацией серной кислотой. Наблюдалось визуальное изменение вида и текстуры пены, извлечение основного компонента вольфрама снизилось с 82 до 40 %.

Отсутствие возможности использования замкнутого водного цикла обусловлено присутствием и последующим накоплением основных препятствующих примесей – карбонатов и силикатов – в рециркулирующей воде.

Для решения этой проблемы был проведен трехэтапный эксперимент, в рамках которого на первом и втором этапах был использован метод математического планирования для поиска оптимальной области концентраций [2, 3]. В качестве основного инструмента для построения эмпирического уравнения отклика применялся ортогональный центрально-композитный план второго порядка. Третий этап эксперимента включал определение предельных концентраций примесей.

Проведенные исследования позволили локализовать область концентраций примесей и определить предельные концентрации компонентов, при которой их влияние на извлечение находится в пределах допустимого (табл. 1).

Таблица 1 – Предельные концентрации силикатов при достижении целевого извлечения WO_3

Показатель	Диапазон предельных концентраций	
Гидрокарбонат натрия, г/л	0,54	0,25
Жидкое стекло, г/л	0,28	0,23
Кремний, мг/л	94,88	76,93

Анализ полученных данных позволил установить зависимость предельной концентрации кремния в оборотной воде от требуемого извлечения целевых элементов из растворов с определенным содержанием соды.

На основе предельно допустимых концентраций был проведен ряд экспериментальных исследований по водоподготовке с целью достижения приемлемых показателей обогащения.

По результатам исследований на модельных водах разработано два процесса кондиционирования. Первый, химический метод включает кальций-хлоридную обработку оборотных вод с отделением осадка и щелочно-содовую обработку на финальной стадии. Второй, физико-химический метод включает насыщение оборотной воды углекислым газом, кальций-хлоридную обработку и электрокоагуляцию полученной воды с последующим отделением осадка.

Схема подготовки вод для проведения флотации химическим и физико-химическим методами представлена на рис. 2.

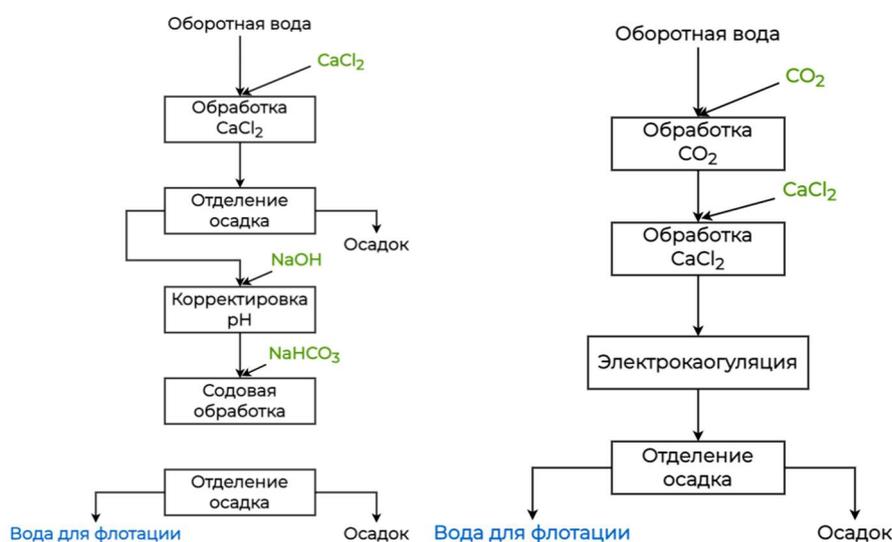


Рисунок 2 – Схема подготовки воды а) химическим методом; б) физико-химическим методом для проведения флотации

Результаты флотации на подготовленных водах представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Результаты флотации на кондиционной воде

Наименование	Выход, %	Содержание WO ₃ , %	Извлечение WO ₃ , %
Подготовка воды 1 методом			
Общий концентрат	0,61	35,6	85,4
Общие хвосты	99,39	0,037	14,6
Итого	100	0,254	100
Подготовка воды 2 методом			
Общий концентрат	0,58	36,1	86,1
Общие хвосты	99,42	0,034	13,9
Итого	100	0,243	100

Результаты флотационного обогащения вольфрамовой руды в замкнутом цикле показаны на рис. 3.

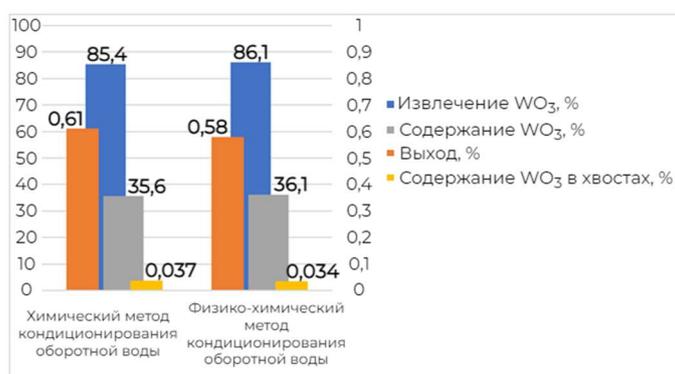


Рисунок 3 – Основные параметры флотационного обогащения вольфрамовой руды в условиях 70 % оборота воды

Результаты флотации вольфрамовых руд на водах, моделирующих степень водооборота 70 %, позволили получить извлечение ценного компонента 85,4 и 86,1 % при использовании первого и второго методов кондиционирования соответственно. Выбор метода кондиционирования оборотных вод должен производиться по результатам технико-экономического расчета.

По результатам лабораторных испытаний можно сделать вывод, что при обогащении вольфрамовых руд в условиях замкнутого водооборота без предварительной подготовки оборотной воды происходит заметное снижение основных показателей флотации.

Выполненные исследования по предварительному кондиционированию оборотной воды позволили определить два процесса подготовки, обеспечивающие степень водооборота 70 % и необходимые показатели при флотационном обогащении.

Список литературы

1. Уразова Ю. В., Тиунов М. Ю., Чикин А. Ю Совершенствование флотационного обогащения вольфрамовых руд // Современные проблемы комплексной и глубокой пе-

переработки минерального сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022): материалы международной конференции, Владивосток, – 2022. С. 289-290.

2. Медяник Н. Л., Шевелин И. Ю., Какушкин С. Н., Вафин В. Р. Моделирование процесса очистки сточных вод горных предприятий // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья Материалы XXIII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XVI Уральской горнопромышленной декады. – 2018. С. 22-25.

3. Юдин Ю. В., Майсурадзе М. В., Водолазский Ф. В. Организация и математическое планирование эксперимента: учебное пособие – Екатеринбург: Изд-во Урал. ун-та, 2018 – 124 с.

УДК 622.765

ИССЛЕДОВАНИЕ И ПОДБОР РЕАГЕНТА ДЕПРЕССОРА ДЛЯ ФЛОТАЦИИ БЕДНЫХ СПОДУМЕНОВЫХ РУД

Федотов Е. Н.¹, Уразова Ю. В.¹, Тиунов М. Ю.¹, Бурдонов А. Е.²

¹Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»), г. Иркутск, Россия

²Иркутский государственный университет, г. Иркутск, Россия

Литий: краеугольный камень экологичных технологий и растущая востребованность. Он стал незаменимым элементом в разработке современных экологичных технологий, включая электромобили, системы хранения энергии и возобновляемые источники энергии. Его высокая удельная емкость, низкий вес и способность к быстрой зарядке сделали литий незаменимым для этих областей применения. В результате литий включен в список критически важных полезных ископаемых во многих странах, а спрос на него постоянно растет по всему миру.

Рост спроса на литий привел к необходимости освоения низкокачественных рудных ресурсов. Традиционные методы добычи лития, такие как добыча подземных рассолов и переработка твердых пород, эффективны для руд с высоким содержанием лития. Однако они не показывают удовлетворительных результатов при использовании сырья с низким содержанием лития.

Для удовлетворения растущего спроса на литий и обеспечения устойчивой поставки этого металла необходимо исследовать альтернативные источники и разрабатывать новые технологии извлечения лития из низкокачественного сырья. Один из многообещающих подходов заключается в изучении новых флотационных реагентов, которые могут эффективно депрессировать пустую породу, отделяя ее от литийсодержащих минералов, повышая тем самым кондицию получаемых концентратов.

По данной теме проведен ряд экспериментальных исследований, направленный на определение оптимального реагента депрессора пустой

породы, на литийсодержащей руде с исходным содержанием по Li_2O 0,3 %. Основной минерал лития – пироксен сподумен – $\text{LiAl}[\text{Si}_2\text{O}_6]$.

При проведении лабораторных исследований был разработан режим флотации, опираясь на ранее проводимые исследования с используемой рудой [1, 2]. Опыты проводились согласно действующим методикам, применяемым при проведении лабораторных исследований по флотации. Для исследований применялись флотомашины механического типа с объемом камер 1,0; 2,0; 3,0 л. Исследования проводили на навесках массой 1 кг, при содержании твердого 25 %.

Исследуемая руда подвергалась измельчению в щелочной среде, обесшламливалась от тонкого продукта и далее поступала на флотационное обогащение, включающее в себя основные операции и доводку черновых концентратов. Схема проведения опытов приведена на рис 1. Результаты флотации приведены на рис. 2 и в табл. 1.

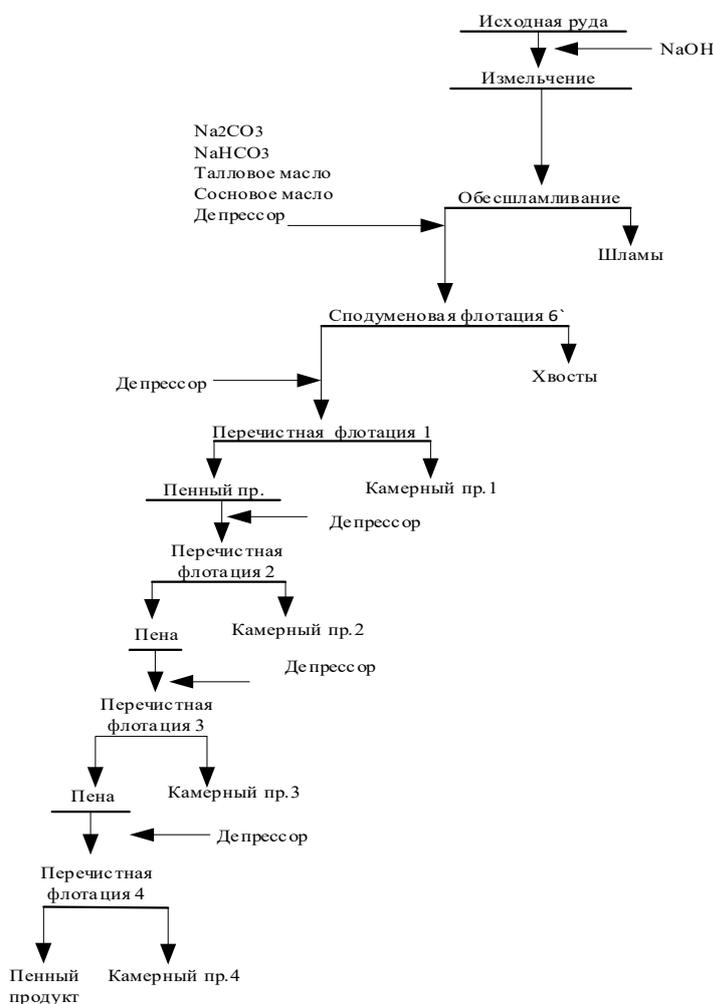


Рисунок 1 – Схема проведения опытов по подбору реагента депрессора

Таблица 1 – Результаты флотационных опытов по подбору реагента депрессора

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Li ₂ O, %	Извлечение Li ₂ O, %
<i>Без применения депрессора</i>			
Шламы	22,7	0,23	16,36
Хвосты	37,61	0,15	17,68
Камерный продукт 1	14,18	0,1	4,44
Камерный продукт 2	7,46	0,11	2,57
Камерный продукт 3	5,3	0,18	2,99
Камерный продукт 4	2,6	0,16	1,30
Сподуменовый концентрат	9,8	1,78	54,66
Итого:	100	0,32	100
<i>Жидкое стекло</i>			
Шламы	22,01	0,19	14,38
Хвосты	38,48	0,17	22,35
Камерный продукт 1	15,13	0,11	5,49
Камерный продукт 2	7,15	0,11	2,60
Камерный продукт 3	5,19	0,15	2,64
Камерный продукт 4	3,25	0,19	2,12
Сподуменовый концентрат	8,79	1,70	50,42
Итого:	100	0,30	100
<i>Аммиак (NH₄OH)</i>			
Шламы	21,54	0,22	16,24
Хвосты	39,06	0,13	17,67
Камерный продукт 1	11,97	0,11	4,51
Камерный продукт 2	7,89	0,13	3,57
Камерный продукт 3	5,86	0,17	3,54
Камерный продукт 4	2,74	0,17	1,65
Сподуменовый концентрат	10,95	1,38	52,82
Итого:	100	0,29	100
<i>Известь (CaO)</i>			
Шламы	22,98	0,22	15,60
Хвосты	37,97	0,22	25,78
Камерный продукт 1	13,82	0,13	5,63
Камерный продукт 2	7,12	0,17	3,86
Камерный продукт 3	5,41	0,19	3,30
Камерный продукт 4	4,57	0,19	2,79
Сподуменовый концентрат	8,13	1,68	43,03
Итого:	100	0,32	100
<i>Крахмал кукурузный</i>			
Шламы	38,2	0,23	26,01
Хвосты	37,1	0,11	12,28
Камерный продукт 1	9,2	0,11	2,99
Камерный продукт 2	2,29	0,08	0,51
Камерный продукт 3	0,94	0,13	0,35
Камерный продукт 4	0,92	0,16	0,43
Сподуменовый концентрат	11,35	1,74	57,43
Итого:	100	0,34	100

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Li ₂ O, %	Извлечение Li ₂ O, %
<i>Крахмал картофельный</i>			
Шламы	38,2	0,23	24,77
Хвосты	37,1	0,11	11,70
Камерный продукт 1	9,2	0,11	2,85
Камерный продукт 2	2,29	0,08	0,49
Камерный продукт 3	0,94	0,13	0,34
Камерный продукт 4	1,32	0,16	0,58
Сподуменовый концентрат	10,95	1,96	59,28
Итого:	100	0,36	100

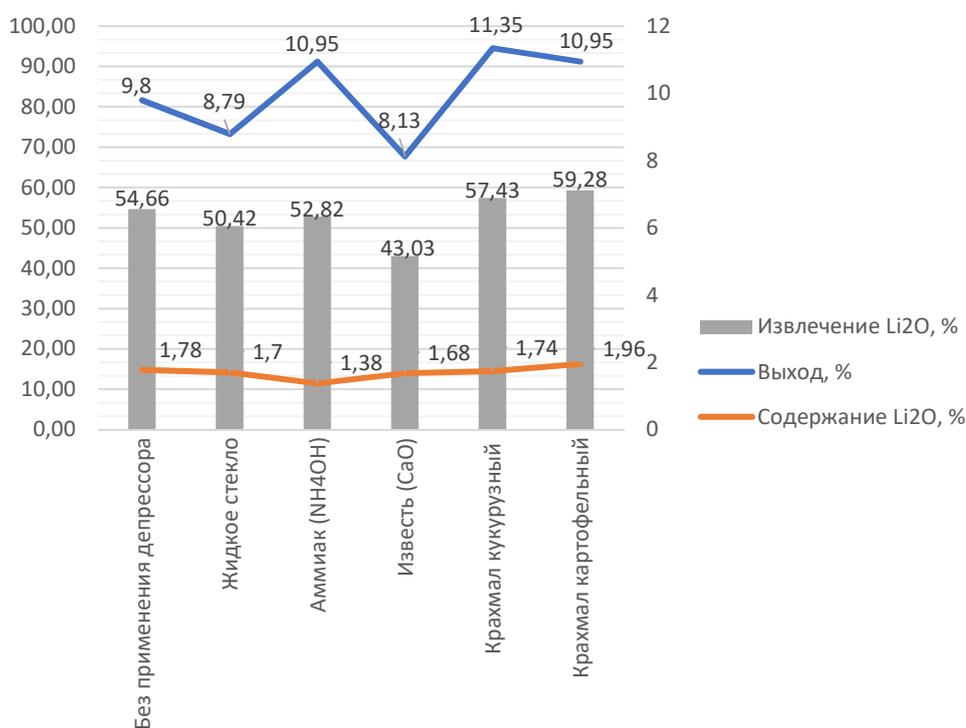


Рисунок 2 – Результаты опытов по подбору реагента депрессора

Из приведенных данных следует, что крахмал картофельный показывает лучшие результаты и обеспечивает требуемый уровень качества 1,96 % Li₂O и извлечения 59,28 Li₂O. Определение расхода картофельного крахмала в основную сподуменую флотацию представлено в табл. 2, расход реагента депрессора в перечистные флотации представлен в табл. 3.

По результатам, полученным в табл. 2, 3 можно сделать вывод, что необходимый расход реагента депрессора в основную сподуменую флотацию составит 4 кг/т и на каждую стадию перечистки по 2,5 кг/т.

Таблица 2 – Определение расхода картофельного крахмала в основную сподуменую флотацию

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Li ₂ O, %	Извлечение Li ₂ O, %
<i>Расход 2 кг/т</i>			
Шламы	22,71	0,22	15,78
Хвосты	38,77	0,17	21,55
Камерный продукт 1	13,23	0,11	4,60
Камерный продукт 2	8,02	0,15	3,90
Камерный продукт 3	5,91	0,17	3,28
Камерный продукт 4	3,12	0,17	1,74
Сподуменый концентрат	8,23	1,85	49,15
Итого:	100	0,31	100
<i>Расход 3 кг/т</i>			
Шламы	22,69	0,22	15,64
Хвосты	36,55	0,15	17,64
Камерный продукт 1	14,57	0,11	5,02
Камерный продукт 2	8,32	0,13	3,44
Камерный продукт 3	5,23	0,17	2,88
Камерный продукт 4	4,02	0,19	2,49
Сподуменый концентрат	8,62	1,91	52,88
Итого:	100	0,31	100
<i>Расход 4 кг/т</i>			
Шламы	22,73	0,22	14,76
Хвосты	37,70	0,13	14,69
Камерный продукт 1	14,26	0,11	4,63
Камерный продукт 2	7,49	0,13	2,92
Камерный продукт 3	5,23	0,17	2,72
Камерный продукт 4	2,74	0,17	1,42
Сподуменый концентрат	9,85	1,98	58,86
Итого:	100	0,33	100

В ходе лабораторных исследований установлено, что картофельный крахмал является эффективным депрессором для литийсодержащей руды. Использование картофельного крахмала в качестве депрессора повышает параметры извлечения лития до 58,21 % при содержании оксида лития 2,00 %. Эффективность картофельного крахмала обусловлена его уникальной способностью образовывать прочные поверхностные комплексы с частицами пустой породы. Эти комплексы предотвращают адсорбцию ценных минералов лития на поверхность пустой породы, уменьшая их флотируемость и улучшая селективность процесса. Кроме того, картофельный крахмал является недорогим и возобновляемым ресурсом, что делает его экономичной и экологически ответственной альтернативой синтетическим депрессорам.

**Таблица 3 – Определение расхода картофельного крахмала
в перечистную флотацию**

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание Li ₂ O, %	Извлечение Li ₂ O, %
<i>0,5 кг/т</i>			
Шламы	23,09	0,22	15,55
Хвосты	38,32	0,17	20,64
Камерный продукт 1	13,24	0,13	5,35
Камерный продукт 2	7,11	0,13	2,87
Камерный продукт 3	5,02	0,17	2,70
Камерный продукт 4	2,09	0,17	1,12
Сподуменовый концентрат	11,15	1,48	51,77
Итого:	100	0,32	100
<i>1,5 кг/т</i>			
Шламы	22,16	0,22	14,77
Хвосты	37,55	0,15	17,52
Камерный продукт 1	13,82	0,11	4,61
Камерный продукт 2	6,93	0,11	2,31
Камерный продукт 3	5,58	0,15	2,60
Камерный продукт 4	3,92	0,17	2,09
Сподуменовый концентрат	10,02	1,81	56,10
Итого:	100	0,32	100
<i>2,5 кг/т</i>			
Шламы	22,72	0,22	14,92
Хвосты	37,68	0,13	14,85
Камерный продукт 1	14,25	0,11	4,68
Камерный продукт 2	7,49	0,13	2,95
Камерный продукт 3	5,23	0,17	2,75
Камерный продукт 4	3,11	0,17	1,64
Сподуменовый концентрат	9,53	2,00	58,21
Итого:	100	0,33	100

Список литературы

1. Самойлик В. Г. Исследования полезных ископаемых на обогатимость: учебное пособие – Донецк: ДонНТУ, 2018 – 190 с.
2. Федотов, Е. Н. Извлечение литийсодержащих минералов из бедных руд комбинированным методом / Е. Н. Федотов, М. Ю. Тиунов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции / Уральский государственный горный университет; Горно-металлургическая секция РАЕН; ООО «Таилс КО». – Екатеринбург: ООО «Типография Форт-Диалог», 2023. – С. 247-251.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ УРАНА И ЗОЛОТА ИЗ ИОНИТОВ, НАСЫЩЕННЫХ В СЕРНОКИСЛЫХ ТИОЦИАНАТНЫХ РАСТВОРАХ

Собенников Р. М., Епифоров А. В., Шипнигов А. А.

Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»),
г. Иркутск, Россия

Традиционная схема переработки золотоурановых руд заключается в последовательном извлечении золота и урана в наиболее удобной последовательности [1]. Причем для извлечения урана, как правило, используют растворы серной кислоты, а для извлечения золота – щелочные цианидные растворы. Данный метод имеет ряд недостатков, связанных с использованием цианида и серной кислоты, которые технологически несовместимы. Ввиду вышесказанного возникает естественный интерес в поиске более оптимальных и безопасных методов комплексной переработки золотоурановых руд.

Одним из актуальных направлений в решении данной задачи является совместное выщелачивание золота и урана в сернокислых средах с использованием нецианистых растворителей золота – тиоцианатов [2-4]. При этом в раствор одновременно извлекаются комплексы золота: $[\text{Au}(\text{SCN})_2]^-$, $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$, и урана: UO_2SO_4 , $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_2]^{2-}$, $[\text{UO}_2(\text{SO}_4)_3]^{4-}$.

Ранее было показано, что для извлечения золота и урана из растворов совместного сернокислотно-тиоцианатного выщелачивания можно использовать раздельную (двухступенчатую) сорбцию золота на активированные угли и урана на сильноосновные аниониты [5, 6]. Данный способ [7] основан на инертности комплексов урана к активированным углям. Далее золото в насыщенных углях переводится в цианидный комплекс и десорбируется щелочным элюентом [8, 9]. Для десорбции урана из анионитов, насыщенных в сернокислых продуктивных растворах, могут быть использованы растворы серной кислоты, подкисленные растворы нитратов или хлоридов натрия (аммония) и др. [10].

При совместной (одноступенчатой) сорбции золота и урана из сернокислых тиоцианатных растворов на высокоосновные анионообменные смолы оба металла будут переходить в ионит более чем на 90 % [7]. При этом для дальнейшего разделения золота и урана из насыщенной смолы необходима разработка специальных методов. При этом десорбцию урана можно проводить стандартными элюентами [10].

В различных работах десорбцию золота из смол, насыщенных в тиоцианатных растворах, проводили щелочными тиоцианатными [11, 12] и тиоцианат-цианидными [2] растворами, а также сернокислым раствором тиомочевина (Thio) [13].

Целью настоящей работы являлось определение принципиальной возможности селективной десорбции золота и урана из насыщенных в сернокислых тиоцианатных растворах сильноосновных анионообменных смол.

Методы исследований

Для исследований использовали сильноосновной макропористый анионит марки «D 201» (КНР). Насыщение свежего ионита (навеска 10 мл) проводили в течение суток в сорбционной колонке в динамическом режиме раствором, содержащим 4,8 мг/дм³ Au, 95,9 мг/дм³ U, 3,5 г/дм³ Fe, 4,5 г/дм³ SCN⁻, 7,9 г/дм³ H₂SO₄.

Испытано две схемы селективной десорбции Au и U из насыщенного ионита. Каждая схема состояла из двух стадий. На первой стадии (общая по обеим схемам) проводили десорбцию Fe и U раствором H₂SO₄ (200 г/дм³) в течение 48 ч при температуре 55 °С. Количество пропускаемых объемов раствора-элюента на один объем смолы (V_p/V_c) составляло 10. Отбор проб элюата проводили через 1 V_p/V_c . Полученные порции элюата анализировали на U и Fe. Ионит после десорбции U делили на две равные части и проводили десорбцию Au (вторую стадию) двумя вариантами.

Первый вариант – десорбция Au щелочным раствором тиоцианата калия (100 г/дм³ NaOH, 300 г/дм³ KSCN, $V_p/V_c = 25$, УН = 4,4-4,5 ч⁻¹, t = 45 °С, продолжительность 4 ч).

Второй вариант – десорбция Au кислым раствором тиомочевины (30 г/дм³ H₂SO₄, 100 г/дм³ Thio, $V_p/V_c = 33$, УН = 4,4-4,5 ч⁻¹, t = 55 °С, продолжительность 4,5 ч).

Ионит после каждой стадии десорбции анализировали на Au, U и Fe.

Десорбцию U и Au проводили в динамическом режиме. В качестве сорбционной колонки использовали стеклянную делительную воронку объемом 25 мл. Колонку с ионитом помещали в термостойкий стакан, наполненный раствором элюента, и устанавливали на термостатированную плитку для поддержания температуры процесса десорбции на заданном уровне при помощи погруженной в раствор термопары, интегрированной с системой нагрева. Прокачку элюента с заданной скоростью осуществляли перистальтическим насосом через силиконовый шланг, соединенный с верхом сорбционной колонки. Нагретый элюент поступал в колонку через нижнюю трубку за счет разряжения, создаваемого перистальтическим насосом.

Результаты

По данным химического анализа содержание Au, U и Fe в насыщенном ионите составило 2,4, 8,0 и 17,5 кг/т соответственно. Так же в процессе насыщения в ионит сорбировалось значительное количество тиоцианата, по-видимому, в форме железистого комплекса, о чем свидетельствовало изменение цвета ионита с белого до темно-бордового.

В процессе десорбции урана сернокислым раствором происходило обратное изменение цвета ионита с темно-бордового до светло-желтого, что указывало на удаление из ионита тиоцианатных комплексов железа (рис. 1). Кривые элюирования U и Fe представлены на рис. 2.

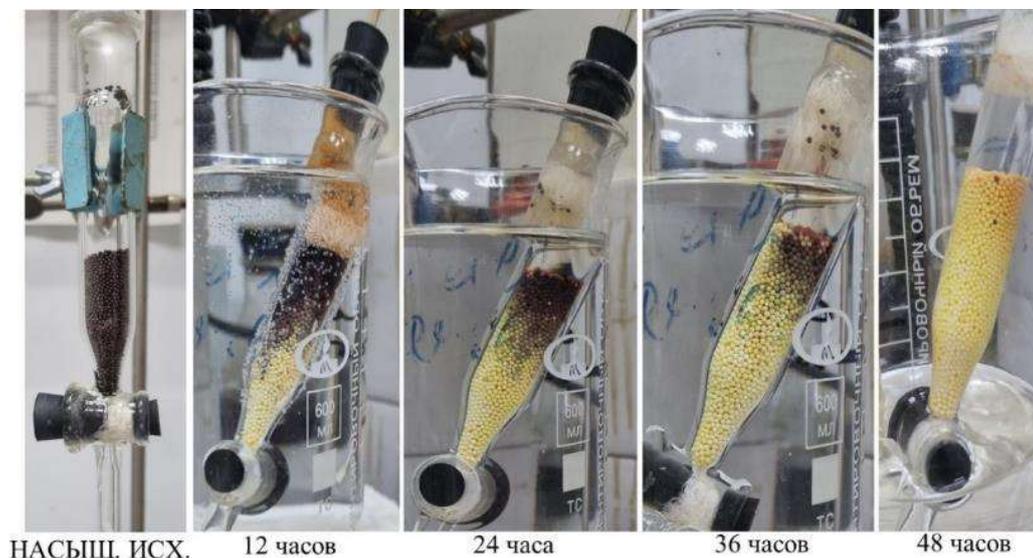
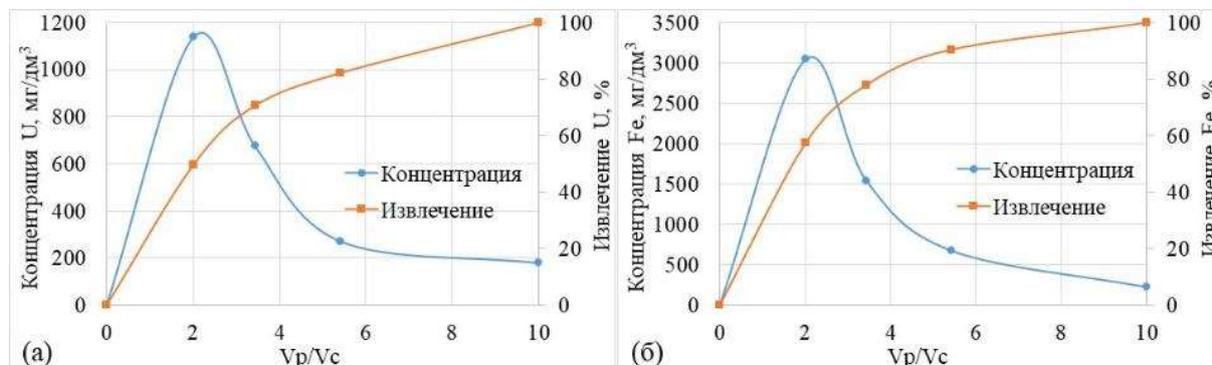


Рисунок 1 – Динамика изменения внешнего вида ионита в процессе десорбции урана



**Рисунок 2 – Кривые элюирования из ионита:
а – урана, б – железа**

По данным химического анализа содержание Au, U и Fe в смоле после сернокислой десорбции составило 2,6, <0,25 и 0,05 кг/т соответственно. Извлечение U и Fe в раствор составило более 99 %.

Кривые элюирования золота на второй стадии десорбции щелочным раствором тиоцианата и кислым раствором тиомочевины представлены на рис. 3.

Показано, что при десорбции золота щелочным раствором тиоцианата извлечение в элюат не превышает 1,7 % при пиковой концентрации 1,7 мг/дм³. Следовательно данный способ не подходит для десорбции золота

из сильноосновных анионитов, насыщенных в серноокисло-тиоцианатных растворах. Остаточное содержание Au в ионите по данным химического анализа составило 2,8 кг/т. Концентрации U и Fe в элюатах были ниже порога обнаружения.

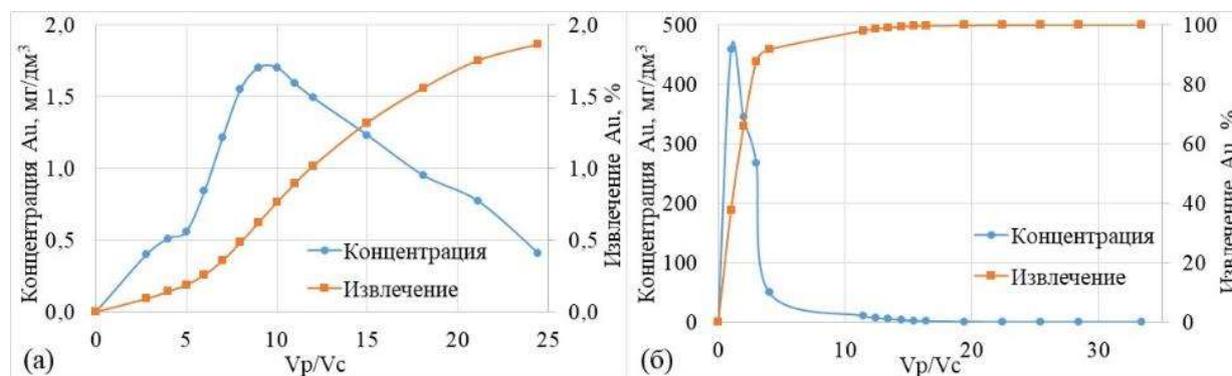


Рисунок 3 – Кривые элюирования золота из ионита:

а – щелочным раствором тиоцианата калия, б – кислым раствором тиомочевины

При десорбции золота с использованием серноокислого раствора тиомочевины получены хорошие результаты. Извлечение Au составило более 99 %. При этом для достижения извлечения более 90 % было необходимо лишь 4 объема элюента на 1 объем смолы. Пиковая концентрация Au в элюате составила 458 мг/дм³, остаточное содержание в ионите – менее 0,05 мг/г (ниже порога обнаружения). Концентрация U в элюатах также была ниже порога обнаружения, максимальная концентрация Fe не превышала 1,1 мг/дм³.

Выводы. Показано, что селективная десорбция Au и U из сильноосновных анионитов, насыщенных в серноокислых тиоцианатных растворах, возможна с использованием крепких растворов H₂SO₄ для десорбции U и Fe на первой стадии и с использованием кислых растворов тиомочевины для десорбции Au на второй стадии. Данный метод позволяет разделить Au и U с высокой степенью селективности (выше 99 %).

Список литературы

1. Кучное выщелачивание золота и урана из окисленной золотоурановой руды / А. А. Шипнигов, Р. М. Собенников, А. В. Елифоров, Е. Д. Мусин, С. Г. Григорьев // Рациональное освоение недр. – 2022. – № 2. – С. 66-71. DOI: 10.26121/RON.2022.73.14.009.
2. Fleming, C. A. A process for the simultaneous recovery of gold and uranium from south African ores., Gold100, proceedings of the International Conferences on Gold, Vol. 2: Extractive Metallurgy of Gold, South African Institute of Mining and Metallurgy, Johannesburg, 1986, P. 301-319.
3. Shipnigov A. A. Combined recovery of gold and uranium from gold-uranium ores / A. A. Shipnigov, A. V. Epiforov, R. M. Sobennikov // Proc. World Gold 2023 – Shenyang, 4-7 Sept. 2023, P. 783–791.
4. Шипнигов А. А., Елифоров А. В., Собенников Р. М., Мусин Е. Д., Баликов С. В. Кучное серноокислотно-тиоцианатное выщелачивание золота и урана // iPolytech Journal. 2023. Т. 27. № 4. С. 821–828. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2023-4-821-828>. EDN: DVAMS

5. Собенников Р. М., Епифоров А. В., Шипнигов А. А. Исследования по сорбции золота и урана из серноокислых растворов, содержащих тиоцианат-ион // Современные технологии производства цветных металлов: материалы Международная. научная. конференция., посвященная. 80-летию С. С. Набойченко, Екатеринбург, УрФУ, 2022. С. 98-104.

6. Собенников Р.М., Епифоров А.В., Шипнигов А.А. Селективное извлечение золота и урана из комплексных серноокислых растворов // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки сырья природного и техногенного происхождения (Плаксинские чтения – 2022): Материалы международной конференции, Владивосток, 4-7 октября 2022 г. 440 с. (С. 332-335); DOI <https://doi.org/10.24866/7444-5340-4>.

7. Способ извлечения золота и урана из серноокислых растворов. Шипнигов А. А., Мусин Е. Д. Епифоров А. В. Пат. 2791113 RU. АО «Иргиредмет». МПК С22В 11/00, С22В 60/02, С22В 3/24, С22В 15/04 - Заявл. 28.06.2021; Оpubл. 02.03.2023. Бюл. №7.

8. Епифоров А. В., Козлов А. А., Набиулин Р. Н., Немчинова Н. В. Извлечение золота из упорных сульфидных концентратов с использованием автоклавного окисления и тиоцианатного выщелачивания // Цветные металлы № 11(947), 2021. С 9-16. <https://doi.org/10.17580/tsm.2021.11.01>.

9. Kozlov A. A., Epiforov A. V., Nemchinova N. V. The carbon adsorption technology of gold-thiocyanate complexes from sulfuric acid solutions containing copper and iron. Proceedings of XXX International Mineral Processing Congress. (Cape Town, South Africa 18-20 October 2020). 2021, Cape Town. P. 2180-2191.

10. Нестеров Ю. В. Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. – М.: ОАО «Атомредмет-золото» 2007. – 480 с.

11. Кононова О. Н., Холмогоров А. Г., Кононов Ю. С. Сорбционное извлечение золота из растворов и пульп. Химизм процесса, селективность, технология. – Красноярск: Сиб. Федер. Ун-т. 2011. – 200 с.

12. Криницын Д. О. Равновесие и кинетика сорбции тиоцианатных комплексов золота (I) некоторыми анионитами: дис. ... канд. хим. наук: 02.00.04 / Красноярск, Сиб. Федер. Ун-т, 2009. —151 л.

13. Даниленко Н. В. Сорбционное концентрирование золота (I, III) и серебра (I) из тиоцианатных растворов, их разделение и последующее определение золота: дис. ... канд. хим. наук: 02.00.02 / Красноярск, Сиб. Федер. Ун-т, 2007. —149 л.

УДК 550.42 + 622.337.2 + 543.522

ОЦЕНКА ЧЕРНОСЛАНЦЕВЫХ ПОРОД В КАЧЕСТВЕ ИСТОЧНИКА МИКРОЭЛЕМЕНТОВ МЕТОДОМ ИНАА*

Иванников С. И., Маркин Н. С., Земскова Л. А.

ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения РАН, г. Владивосток, Россия

**Работа выполнена в рамках государственного задания ФГБУН Института химии ДВО РАН, тема № 0205-2023-0002.*

По мере выработки богатых месторождений в переработку вовлекаются все более бедные руды, техногенные отходы и отходы от добычи полезных ископаемых. Поскольку содержание металлов в добываемых рудах посте-

ленно снижается, в ближайшем будущем может стать экономически выгодным вовлечение в переработку нетрадиционных источников – металлосодержащих углей, черных сланцев и продуктов их переработки [1-3].

В литературе существует множество определений терминов «сланец», «горючий» и «черный сланец», «металлоносный черный сланец» [2, 3]. В целом сланцы (в более общем плане аргиллиты) – это осадочная порода, часто слоистая, состоит из мелкозернистых частиц (<0,1 мкм), в состав которой входят глинистые минералы с меньшим количеством кварца, карбонатов, фосфатов, а в некоторых случаях пирита и органического углерода [1].

Содержание органического вещества может достигать от 15 до 50 % (горючие сланцы). В горючих сланцах многих месторождений обнаружено присутствие различных микроэлементов (МЭ), но значительная часть из них не образует промышленных концентраций, так как содержание МЭ обычно не превышает 0,1 % (1000 г/т). Такими элементами являются Sr, Ga, Y, Zr и др. В то же время такие микроэлементы, как U, Mo, Ni, V, Re, в ряде случаев имеют повышенные концентрации и могут представлять промышленный интерес, как сопоставимые с концентрациями в рудах [1, 2, 4].

По составу МЭ металлосодержащие сланцы являются многокомпонентными полиметаллическими объектами. Для оценки перспективности извлечения ценных микроэлементов из руд и концентратов применяют различные методы определения их содержания, в том числе в черносланцевых породах, в которых определение МЭ проводилось полуколичественными методами спектрального анализа. Оценки средних содержаний МЭ в месторождениях горючих сланцев стран ближнего и дальнего зарубежья весьма приближены и некоторых из них значительно отличаются друг от друга [5].

Методы определения МЭ в ископаемых можно разделить на две группы: не требующие перевода элементов в раствор и с предварительной химической подготовкой, позволяющей перевести комплекс элементов в раствор. К первому типу относится один наиболее эффективных методов определения малых концентраций микроэлементов – инструментальный нейтронно-активационный анализ (ИНАА). Данный метод используют для анализа горных пород и минерального сырья, характеристики распределения редкоземельных элементов при геохимических и геологических исследованиях, определения следовых содержаний ряда элементов в углях, оценки металлоносности графитсодержащих горных пород [6-7].

Цель работы: исследование возможности определения ценных микроэлементов и изучение их распределения в образцах черносланцевых пород методом ИНАА с использованием в качестве источника нейтронов радионуклида ^{252}Cf .

Как правило, ИНАА проводят с использованием ядерного реактора в качестве источника нейтронов. Для Дальнего Востока России, при отсутствии в регионе исследовательских ядерных реакторов, интерес представляет ис-

пользование в качестве источника нейтронов для метода ИНАА радионуклидных излучателей, например, ^{252}Cf . Важно установить, позволяет ли данная реализация метода надёжно и точно определять ценные МЭ на фоне больших концентраций матричных элементов в составе черносланцевых пород. Для этого необходимо определить пределы обнаружения МЭ и оценить достоверность получаемых результатов с использованием статистического критерия En-score.

В данной работе объектами исследования были образцы черносланцевых пород и образцы графитсодержащих сланцев с разным содержанием чешуйчатого графита (1,0-1,5 %). Были исследованы следующие образцы: слабо окварцованный кварц-серицит-графитовый сланец (образец БМ-23) – Бурейский кристаллический массив, Хабаровский край; графитистый кристаллосланец (образец АР-24), биотит-графитовый гнейс (образец АР-22/3) и графитизированный кальцифир (образец АР-22/4) – Ханкайский кристаллический массив, Лесозаводский графитоносный рудный район, Приморский край.

Многоэлементный ИНАА проводили на изготовленной в Институте химии ДВО РАН установке оригинальной конструкции на базе радионуклидного источника нейтронов ^{252}Cf (тип НК252М11; АО «ГНЦ НИИАР», Россия). Измерение наведённой активности образцов осуществляли на гамма-спектрометрическом комплексе на основе коаксиального HPGe детектора, разрешением 2,0 кэВ и относительной эффективностью регистрации 20 % по гамма-линии 1332 кэВ радионуклида ^{60}Co .

Градуировку метода проводили с помощью сертифицированных стандартных образцов углеродсодержащих пород: черные сланцы (СЧС-1 и СЛГ-1); зола бурого угля КАТЭКа (ЗУК-1); зола угля уноса (ЗУК-2); зола бурого угля Азея (ЗУА-1) (предоставлены Институтом геохимии им. А.П. Виноградова ИГХ СО РАН).

Проведённые измерения показали, что отклонение результатов ИНАА от паспортных значений для сертифицированных стандартных образцов не превышает ошибки измерения. В соответствии с уравнением (1) был рассчитан статистический критерий En-score:

$$E_n = \frac{C_i - C_{cert}}{\sqrt{U(C_i)^2 + U_{cert}^2}}, \quad (1)$$

где: C_i – содержание аналита, по данным ИНАА, г/т;

C_{cert} – сертифицированное содержание аналита в стандартном образце, г/т;

$U(C_i)$ – расширенная неопределенность результата определения аналита, г/т;

U_{cert} – расширенная неопределенность сертифицированного значения аналита в стандартном образце, г/т.

Работа лаборатории оценивается как удовлетворительная, если En-score $\leq \pm 2$. Данному критерию не удовлетворяет только значение Sm, полученное методом ИНАА, для образца ЗУК-2 (табл. 1).

Таблица 1 – Значения статистического критерия Eп-score для сертифицированных стандартных образцов Института геохимии им. А. П. Виноградова СО РАН, полученные на установке ИНАА ИХ ДВО РАН

Стандартный образец	Sc	La	Sm	Eu	Dy	Au
Азея (ЗУА-1)	0,618	0,001	0,396	-1,109	-	-
КАТЕКа (ЗУК-1)	0,222	0,682	-0,186	0,001	-0,055	-
КАТЕКа (ЗУК-2)	0,595	0,557	-2,121	-0,894	-1,414	-
Черные сланцы (СЛг-1)	-0,078	-0,101	-0,848	0,000	-	-0,179
Черные сланцы (СЧС-1А)	-0,873	-0,090	-0,812	0,000	-	0,371

Предел обнаружения метода ИНАА рассчитывали для следующих условий измерения: объем образца – 50 см³; время облучения – 7 суток; время выдержки – 0,5 ч; время измерения наведённой активности – 2 ч. Для расчёта предела обнаружения (C_{min}) использовали формулу:

$$C_{min} = \frac{3\sqrt{I_{фон}}}{I_0} C_0, \quad (2)$$

где $I_{фон}$ – площадь фонового (комптоновского) сигнала под пиком полного поглощения, имп·с⁻¹;

I_0 – значение аналитического сигнала в имп·с⁻¹ от стандартного образца с концентрацией C_0 в г/т.

Результаты рассчитанных значений пределов обнаружения по ряду элементов приведены в табл. 2.

Результаты определения концентраций ценных микроэлементов, входящих в состав исследуемых черносланцевых пород, приведены в табл. 3.

Таблица 2 – Пределы обнаружения ряда элементов методом ИНАА на установке с источником нейтронов ²⁵²Cf

Элемент	C_{min} , г/т	Кларк для чёрных сланцев, г/т [8]	Кларк для континентальной коры, г/т [9]
Sc	3,1 ± 0,5	11,0 ± 0,5	14,0
La	1,0 ± 0,3	28 ± 2	31,0
Ce	53 ± 16	58 ± 6	63,0
Sm	0,12 ± 0,03	4,6 ± 0,3	4,7
Eu	0,07 ± 0,02	1,0 ± 0,4	1,0
Dy	1,6 ± 0,4	2,7 ± 0,2	3,9
Au	0,05 ± 0,01	0,0076 ± 0,0039	1,5

Таблица 3 – Результаты определения металлов методом ИНАА в графитоносных метаморфических породах юга Дальнего Востока, г/т

№ п/п	Образец	Sc	La	Sm	Eu	Dy	Au
1	БМ-23	20,9 ± 0,6	22,7 ± 1,4	3,08 ± 0,14	1,30 ± 0,03	6,45 ± 0,52	< 0,05
2	АР-22/3	16,2 ± 1,0	23,3 ± 1,5	4,92 ± 0,32	1,26 ± 0,17	3,11 ± 0,10	< 0,05
3	АР-22/4	14,0 ± 1,5	33,5 ± 1,2	5,20 ± 0,07	1,39 ± 0,15	3,22 ± 0,30	0,06 ± 0,02
4	АР-24	15,6 ± 1,3	28,8 ± 1,0	4,90 ± 0,57	1,56 ± 0,11	3,11 ± 0,12	< 0,05

Метод ИНАА с радионуклидным источником ^{252}Cf позволяет достоверно определять низкие содержания стратегически важных редкоземельных элементов (Sc, La, Sm, Eu, Dy) в исследованных образцах черносланцевых пород на уровне, сопоставимом с кларком. Ключевым преимуществом ИНАА при анализе трудно растворимых углеродсодержащих материалов является неразрушаемость метода. Предлагаемый методический подход позволяет обойтись без сложной процедуры разложения образца, отделения анализа и связанных с этим проблем. Возможность облучать образцы объемом 50-100 см³ обеспечивает высокую представительность метода.

Список литературы

1. Rigali, M. J. Metals in Oil and Gas-Bearing Shales: Are They Potential (Future) Ore Deposits? / M.J. Rigali, J.L. Krumhansl // Shale: Subsurface Science and Engineering. – 2019. – P. 59-67. DOI: 10.1002/9781119066699.ch4
2. Лapidус, А. Л. Твердые горючие ископаемые как источник микроэлементов / А. Л. Лapidус, Д. С. Худяков, Н. Ю. Бейлина, М. А. Трухина, А. М. Козлов, Ф. Г. Жагфаров // Химия твердого топлива. – 2022. – № 1. – С. 3-18. DOI: 10.31857/S0023117722010030
3. Лapidус, А. Л. Горючие сланцы – перспективное сырье для переработки твердых горючих ископаемых / А. Л. Лapidус, М. Я. Шпирт, Ю. А. Малиновская, Э. М. Мовсумзаде, Д. С. Худяков // Химия твердого топлива. – 2017. – № 6. – С. 15-21. DOI: 10.7868/S0023117717060020
4. Laznicka, P. Giant Metallic Deposits: Future Sources of Industrial Metals – New York: Springer, 2010. – 949 p. DOI 10.1007/978-3-642-12405-1
5. Шпирт, М. Я., Рашевский, В. В. Микроэлементы горючих ископаемых. Серия «Библиотека горного инженера». Т. 5. Кн. 4. – М.: Кучково поле, 2010. – 384 с.
6. Fungaro, D. A. Trace elements in coal, coal combustion products and soil from coal-fired power plant area evaluated by neutron activation analysis / D. A. Fungaro, P. S. C. Silva, J. C. Izidoro, J. C. Hower // Journal of Physics and Chemistry Research. – 2021. – Vol. 3, No 1. – P. 1-7. DOI: 10.36266/JPCR/130
7. Attallah, M. F. Microanalysis and signature of rare earth elements in geochemical samples using neutron activation analysis / M. F. Attallah, F. S. Abdou, H. F. Aly // Radiochimica Acta. – 2021. – Vol. 109, No. 3. – P. 225-232. DOI: 10.1515/ract-2020-0101
8. Ketris, M. P. Estimations of Clarkes for Carbonaceous biolithes: World averages for trace element contents in black shales and coals / M. P. Ketris, Y. E. Yudovich // Int. J. Coal Geol. – 2009. – Vol. 78, No. 2. – P. 135-148. DOI: [10.1016/j.coal.2009.01.002](https://doi.org/10.1016/j.coal.2009.01.002)
9. Rudnick, R. L. Composition of the continental crust / R. L. Rudnick, S. Gao // Treatise Geochem. 2d edition. – 2005. – Vol. 4. – P. 1-51. – DOI: 10.1016/B978-0-08-095975-7.00301-6.

ОЦЕНКА ГРАВИТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕТОДОМ GRG-ТЕСТА *

Лебедев И. Ф., Винокуров В. Р., Львов Е. С.

ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»,
ИГДС СО РАН, г. Якутск, Россия

**Работа выполнена в рамках государственного задания Министерства науки и высшего образования Российской Федерации (тема № 0297-2021-0022, ЕГИСУ НИОКТР № 122011800089-2) с использованием оборудования ЦКП ФИЦ ЯНЦ СО РАН.*

При гравитационной переработке золотосодержащих руд возможны потери на стадии измельчения, так как крупные частицы золота переизмельчаются и остаются на стенках рабочей камеры мельницы. Для уменьшения потери золота на стадии измельчения, был разработан специальный GRG-тест (Gravity recoverable gold test), позднее методика была усовершенствована компанией Нельсона (Knelson). По данной методике количество золота, извлекаемого в GRG-тесте, характеризует обогатимость руды гравитационными методами и позволяет определить, на какой стадии измельчения происходит раскрытие частиц золота для исключения переизмельчения и истирания крупных частиц металла. Данный тест состоит из трех последовательных стадий раскрытия минералов при последовательном измельчении и трех стадий обогащения [1].

Целью работы является оценка гравитационной обогатимости золотосодержащей руды методом GRG-теста.

Пробы руды месторождения Аркачан по вещественному составу представляют собой кусковый рудный материал крупностью -150+40 мм, с прожилками кварц-карбонатного, кварц-карбонат-сульфидного, кварц-гетитового и кварц-лимонитового состава.

Проведено исследование исходной пробы руды по GRG-тесту для определения обогатимости золота рудных объектов на базе использования центробежного концентратора Кнелсон [2, 3]. Технология GRG-теста основана на последовательном выводе раскрытого золота по стадиям измельчения, т. е. по мере их раскрытия для исключения переизмельчения и истирания крупных частиц металла. GRG-тест предполагает проведение трех последовательных циклов раскрытия минералов и соответствующих трех циклов последующего обогащения [4-7].

По GRG-тесту регламентируются уровни измельчения испытуемых материалов:

- в 1 стадии – до 100 % выхода класса крупности минус 1 мм;
- во 2 стадии – до 80 % выхода класса крупности минус 0,315 мм;
- в 3 стадии – 88 % выхода класса крупности минус 0,071 мм.

В первой стадии измельчения применялась дробилка активного удара ДАУ-250, общий вид дробилки приведен на рис. 1.

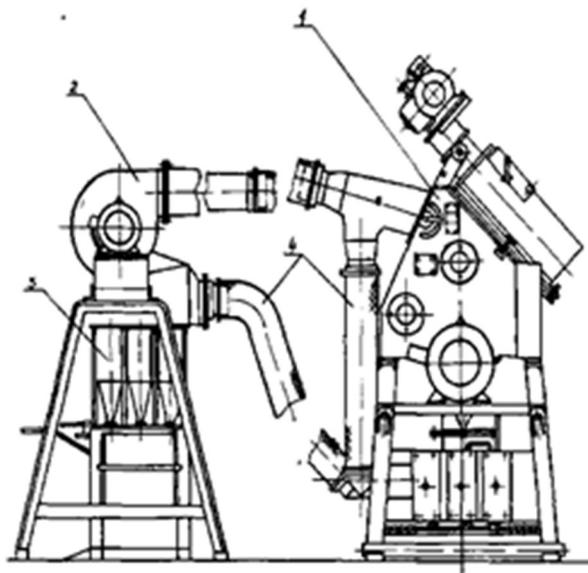


Рисунок 1 – Дробилка активного удара ДАУ-250:

1 – дробилка; 2 – вентилятор; 3 – циклон; 4 – пылеотводящие патрубки

Первоначальная масса пробы, отобранной для теста, составляет 65 кг, проба измельчалась и обогащалась с получением концентрата и хвостов.

Во вторую стадию поступали измельченные хвосты первой стадии, в третью стадию поступали соответственно измельченные хвосты второй стадии, измельчение проводилось в лабораторной шаровой мельнице МШЛ-120. Общий вид шаровой лабораторной мельницы приведен на рис. 2.



Рисунок 2 – Лабораторная шаровая мельница МШЛ-120

Обогащение проводилось на центробежном концентраторе ИТОМАК-0,1 (рис. 3). Центробежный концентратор является российским аналогом концентратора Knelson, технологические характеристики являются сопоставимыми при равных условиях их эксплуатации.



Рисунок 3 – Центробежный концентратор ИТОМАК-0,1

Схема проведения GRG-теста с использованием оборудования (ДАУ-250, МШЛ-120, ИТОМАК-0,1) представлена на рис. 4.



Рисунок 4 – Схема проведения GRG-теста

Гравитационное обогащение при проведении GRG-теста проводилось на центробежном концентраторе ИТОМАК-0,1 при следующих режимах: производительность по твердому осадку – 100 кг/ч; производительность по пульпе – 0,37 м³/ч; максимальный расход промывочной воды 2,5 м³/ч.

Содержание твердого в пульпе, подаваемой на гравитационное обогащение, составляло 25-30 %. Данный тест проводится в три стадии. На 1-й стадии руду массой 65 кг дробили на ударной дробилке ДАУ-250 до крупности 100 % класса минус 1,0 мм и дробленую руду пропускали через концентратор ИТОМАК-0,1. Далее хвосты первой стадии доизмельчали до крупности 80 % класса минус 0,315 мм и пропускали через концентратор ИТОМАК. На 3-й стадии хвосты 2-й стадии доизмельчали до крупности 88 % класса минус 0,071 мм. Из всех концентратов и хвостов гравитационного обогащения на центробежном концентраторе ИТОМАК отбирались пробы для определения грансостава, а также для пробирного анализа на содержание золота.

Исходная проба массой 65 кг была изначально продроблена до крупности минус 1 мм. Для предварительного распределения золота по классам крупности произведён рассев по классам крупности на ситах с размерами отверстий 0,63 мм, 0,5 мм, 0,315 мм, 0,2 мм, 0,1 мм, 0,071 мм. Из каждого полученного класса крупности отобраны навески для пробирного анализа. По результатам анализа составлена таблица распределения золота по классам крупности (табл. 1). Из табл. 1 видно, что золото распределено по классам крупности неравномерно. Наибольшее содержание золота наблюдается в мелких классах крупности минус 0,2 мм, при этом наибольшая доля золота приходится на классы -0,2+0,1 мм и -0,071+0,0 мм – 27,35 % и 23,46 % соответственно.

Таблица 1 – Распределение золота по классам крупности в исходной пробе крупностью минус 1,0 мм

Классы крупности, мм	Выход, %	Масса, г	Массовая доля Au, г/т	Извлечение Au, %
-1,000+0,630	32,20	20575,8	2,12	14,74
-0,630+0,500	6,80	4345,2	3,52	5,17
-0,500+0,315	13,20	8434,8	3,78	10,77
-0,315+0,200	9,00	5751	3,48	6,76
-0,200+0,100	12,30	7859,7	10,3	27,35
-0,100+0,071	6,30	4025,7	8,64	11,75
-0,071+0,000	20,20	12907,8	5,38	23,46
ИТОГО	100	63900,0	4,63	100,00

В табл. 2 представлены сводные результаты теста GRG по трем стадиям гравитации на ИТОМАКе. Наиболее высокие показатели извлечения золота получены на 1-й стадии гравитационного обогащения (дробленой руды до класса крупности минус 1 мм), где в концентрат извлечено 40,20 %

раскрытого свободного золота, причем 38,68 % из них представлено классом крупности минус 0,071 мм. Это указывает на то, что содержащееся золото в руде, в основном, представлено мелкими свободными частицами золота крупностью менее 71 мкм.

Таблица 2 – Сводная таблица результатов GRG-теста

Продукт	Выход, %	Масса, г	Массовая доля Au, г/т	Извлечение Au, %
1 стадия 100 % класса -1 мм				
Концентрат 1	4,03	2573	84,24	40,20
Хвосты 1	95,97	61327	5,26	59,80
Питание (руда)	100,00	63900	8,44	100,00
2 стадия 80 % класса -0,315 мм				
Концентрат 2	3,73	2210	34,14	19,82
Хвосты 2	96,27	57117	5,34	80,18
Питание (хвосты 1)	100	59327	6,42	100,00
3 стадия 88 % класса -0,071 мм				
Концентрат 3	2,61	1479	70,28	44,46
Хвосты 3	97,39	55121	2,36	55,54
Питание (хвосты 2)	100	56600	4,13	100,00
Суммарно				
Концентрат 1	4,19	2573	84,24	38,57
Концентрат 2	3,60	2210	34,14	14,46
Концентрат 3	2,41	1479	70,28	20,88
Хвосты 3	89,80	55121	2,36	26,09
Питание руда	100,00	61383	8,79	100,00

Таким образом, результаты стандартного GRG-теста показали следующее: из руды, дробленной до крупности минус 1 мм в концентрат извлекается 38,57 % золота; из хвостов 1-ой стадии после доизмельчения до 80 % класса минус 0,315 мм в концентрат извлекается 14,46 %.

Суммарное извлечение в гравитационный концентрат, полученный после первой и второй стадий измельчения (теста), составило 53,03 %. Измельчение хвостов 2-ой стадии гравитации до крупности 88 % класса минус 0,071 мм позволило дополнительно получить гравитационный концентрат 3 с массовой долей золота 70,28 г/т при извлечении 20,88 %. Суммарное извлечение золота в трех гравитационных концентратах составило 73,91 %.

Вывод

Проведённый GRG-тест показывает, что для получения высоких показателей гравитационного обогащения (извлечение золота в суммарный концентрат 73,91 %) проб руды месторождения Аркачан необходимо обеспечить степень измельчения до 88 % класса минус 0,071 мм.

Список литературы

1. Сурымбаев Б. Н., Каналы Е. С., Болотова Л. С., Шалгымбаев С. Т. Оценка гравитационной обогатимости золотосодержащей руды – GRG // Горные науки и технологии. 2020;5(2):92-103. DOI: 10.17073/2500-0632-2020-2-92-103.
2. Стефан Брошо. Отбор проб для металлургических исследований: как результаты GRG теста могут быть использованы для оценки уровня их достоверности // Труды конференции IMPC XXVIII, г. Квебек, Канада, Сентябрь 2016.
3. Мырзалиев Б. М., Ногаева К. А., Молмакова М. С. Определение целесообразности гравитационного обогащения руды месторождения Джамгыр // iPolytech Journal. 2018;22(10):153-165. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2018-10-153-165>
4. Koppalkar S. et al. Understanding the discrepancy between prediction and plant GRG recovery for improving the gold gravity performance // Miner. Eng. Pergamon. 2011;24(6):559–564. DOI: 10.1016/j.mineng.2010.09.007.
5. Laplante A. R. A Standardized Test to Determine Gravity Recoverable Gold. Available from: <http://knelonrussian.xplorex.com/sites/knelsongravity/files/reports/report21s.pdf>. [Accessed: 07.03.2020].
6. Laplante A. R., Dunne R. C. The Gravity recoverable gold test and flash flotation. In: Proceeding 34th // Annual Meeting of the Canadian Mineral Processors. Ottawa, Canada; 2002. Available from: <http://seprosys-tems.com/language/wp-content/uploads/2016/09/laplante.pdf>. [Accessed: 10.03.2020].
7. Сурымбаев Б., Болотова Л., Есенгараев Е., Мазяркина Л. Исследование гравитационного обогащения золотосодержащих руд месторождения «Райгородок» // Промышленность Казахстана. – 2017;101(2). – С. 40-42.

УДК 622.7

ОЦЕНКА АЭРИРОВАННОСТИ ПУЛЬПЫ ВО ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИНАХ

Упорова И. В., Пеньков П. М., Мамонов Р. С.

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

Простейшим прибором для замера аэрированности пульпы в камере может служить литровый градуированный цилиндр или удлиненная стеклянная трубка, один конец которой запаян и раздут до величины небольшой колбы. Перед измерением мерный цилиндр (или стеклянную трубку) заполняют водой, закрывают и затем в опрокинутом виде опускают в пульпу, открывают конец цилиндра, давая тем самым возможность пузырькам воздуха, поднимающимся на поверхность пульпы, проникнуть внутрь цилиндра. Пузырьки воздуха, попадая в цилиндр, поднимаются и скапливаются вверху, вытесняя воду. По шкале, нанесенной на поверхность цилиндра, отмечают уровень воды в нем и начинают по секундомеру отсчет времени. По прошествии некоторого времени отмечают нижний уровень воды, установившийся в результате вытеснения ее воздухом [1].

Количество воздуха Q_c , проходящее через сечение камеры за одну секунду, рассчитывается по формуле:

$$Q_c = \frac{l_2 - l_1}{t} \cdot F_c \cdot 10^{-3}, \text{ л/с}, \quad (1)$$

где t – промежуток времени, в течение которого происходило заполнение цилиндра воздухом между отмеченными уровнями, с;

l_1 и l_2 – нижний и верхний уровни воды в цилиндре, отмеченные по шкале, мм;

F_c – площадь сечения камеры флотационной машины, см².

Этот же метод измерения можно осуществить, применяя прибор, описанный в [2] Г. И. Косиловым.

Аналогичный прибор, предлагаемый Е. К. Комаровым с соавторами [3] для замера аэрированности пульпы, состоит из цилиндра, снабженного дроссельным клапаном для механического закрытия дна цилиндра и системой подвода воды к верхней его части. Цилиндр установлен на консольной штанге, укрепляемой при помощи прижимных винтов на стойке, смонтированной на раме флотационной машины.

В момент открытия клапана включается секундомер, регистрирующий начало и конец заполнения цилиндра воздухом. Уровень вытесняемой воды фиксируется по делениям, нанесенным на поверхность цилиндра.

В работе [4] рассмотрен более точный метод оценки при измерении расхода воздуха в месте его поступления во флотационную машину. Для вычисления величины расхода воздуха необходимо определить величину скорости потока с помощью пневмометрической трубки Пито.

Если смонтировать пневмометрическую трубку в центральной трубе флотационной машины на некотором расстоянии от входа, расположив ствол её параллельно оси трубы и присоединить к микроманометру, можно определить скорость воздуха, а затем и его расход.

Для быстрого определения расхода воздуха во флотационных машинах применяют анемометр.

Анемометр замеряет скорость потока воздуха, проходящего через заборную трубу. Для производства замеров соединительную воронку прибора устанавливают на торце заборной трубки флотационной машины, затем плотно прижимают воронку и ведут наблюдение.

Подсчет количества воздуха, поступающего во флотационную машину, производится по формуле:

$$Q_v = 3600 \cdot v \cdot S, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (2)$$

где v – скорость потока воздуха через заборную трубку, м/с;

S – площадь поперечного сечения заборной трубы, м².

Методика замера скорости воздуха, всасываемого патрубком в камеру флотомашин осуществляется следующим образом. К патрубку, через который всасывается воздух в камеру флотомашин, прикладывается крыльчатка

анемометра, выполняется три параллельных замера скоростей (ϑ_i) в соответствии с инструкцией, приложенной к анемометру. По результатам замеров считается средняя арифметическая скорость воздушного потока, поступающего в патрубок. Формула расчета средней скорости ϑ_{cp} всасываемого воздуха:

$$\vartheta_{cp} = \frac{\sum \vartheta_i}{3}, \text{ м/с.} \quad (3)$$

Определение площади сечения всасывающего патрубка осуществляется по его внутреннему диаметру (d). Внутренний диаметр d замеряется штангенциркулем и рассчитывается площадь поперечного сечения всасывающего патрубка по формуле:

$$S = \frac{\pi \cdot d^2}{4}, \text{ м}^2. \quad (4)$$

В соответствии с данной методикой выполнены замеры скорости воздуха и внутреннего диаметра всасывающих патрубков в камерах флотационных машин основной, контрольной и перечистой операций флотации на обогатительной фабрике, перерабатывающей медьсодержащее сырье.

По результатам замеров для всех камер флотомашин обогатительной фабрики рассчитано количество поступающего воздуха по формуле (2).

По результатам расчетов построена диаграмма колебаний расхода воздуха в камерах флотомашин основной, контрольной и перечистой операций флотации, приведенная на рис. 1.

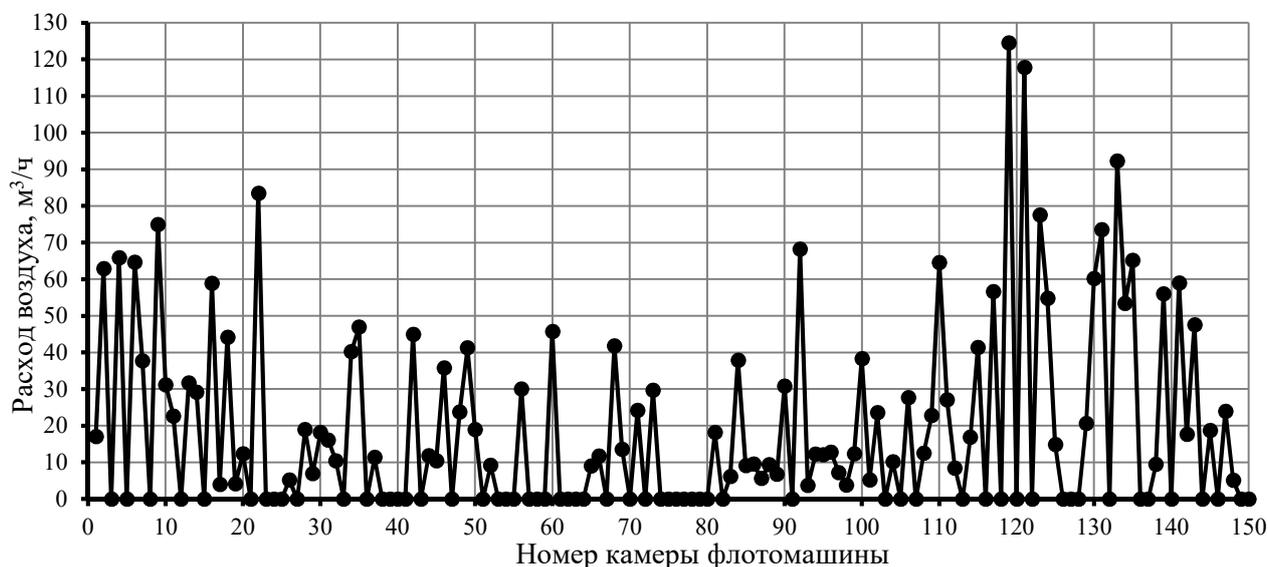


Рисунок 1 – Диаграмма колебаний расхода воздуха в камерах флотомашин

В результате оценки установлено, что расход поступающего воздуха в камерах флотомашин варьируется в широких пределах. В камерах флотомашин основной флотации количество поступающего воздуха изменяется от 0 до 125 м³/ч, контрольной флотации – от 0 до 84 м³/ч, перечистой флотации – от 0 до 64 м³/ч.

В камерах с малым расходом воздуха аэрированность пульпы может быть недостаточной, что отрицательно влияет на показатели флотации. С целью оптимизации аэрационного режима флотации во всех камерах является целесообразным проведение ревизии и ремонта камер с низкими значениями всасываемого воздуха.

Список использованных источников

1. Медведев С. А. Контроль работы флотационной машины по расходу воздуха // Москва: Углетехиздат – 1955. – 60 с.
2. Косилов Г. И. Прибор для замера аэрации пульпы // Техническая листовка – 1960. – 10 с.
3. Комарова Е. К., Лашкевич Т. Л., Харченко К. С., Егорова Т. Л. Прибор для замера аэрации пульпы // А. с. СССР № 116886. 1958. Бюл. № 22.
4. Кузнецов А. Н. Основные виды приборов для измерения расхода жидкости и газа / А. Н. Кузнецов // Современное конкурентное развитие экономики и общества: Материалы III международной научно-практической конференции, Саратов. – 2017. – С. 109-111.

УДК 622.7

РАЗРАБОТКА ПРИБОРА ДЛЯ ОЦЕНКИ ДИСПЕРСНОГО СОСТАВА ПУЗЫРЬКОВ ВОЗДУХА В КАМЕРАХ ФЛОТОМАШИН

Мамонов Р. С.

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

Флотационный метод обогащения отличается сложностью осуществления и поддержания технологических параметров процесса. С целью оптимизации процесса флотации в работах [1, 2] предложены приборы контроля следующих параметров: расхода реагентов по точкам дозирования; расхода входных и выходных потоков реагентов; уровня пульпы в камерах флотационных машин; степени аэрированности пульпы; высоты пенного слоя; удельного веса пенного слоя.

В работе [3] рассмотрен еще один важный параметр – гранулометрический состав пузырьков воздуха в пульпе. При этом, в работах [4, 5] результаты исследований показывают необходимость присутствия тонких пузырьков воздуха в определенном количестве для интенсификации процесса флотации. Однако, на данный момент не предложено прибора для оценки и контроля размера образующихся пузырьков воздуха в пульпе.

Осуществлять контроль дисперсности пузырьков воздуха в камерах флотомашин нами предложено с помощью разработанного прибора (прибор Р. С. Мамонова), принципиальная схема которого приведена на рис. 1.

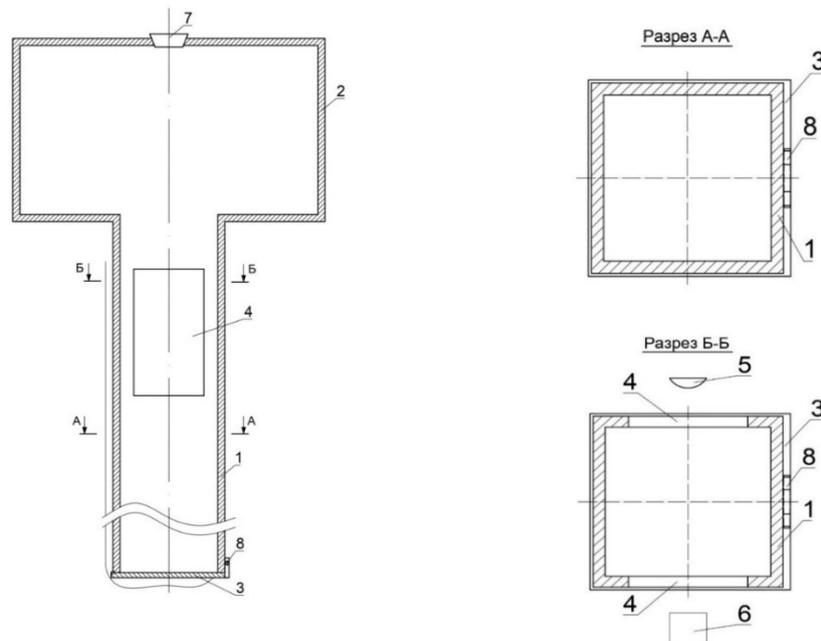


Рисунок 1 – Прибор Р. С. Мамонова для определения дисперсности пузырьков воздуха в камере флотомашины и замера количества воздуха выходящего из камеры флотомашины:

1 – труба квадратного сечения; 2 – расширительный бак; 3 – заслонка;
4 – смотровые окна; 5 – лампа; 6 – видеокамера; 7 – пробка; 8 – шплинт

Прибор состоит из трубы 1 квадратного сечения, расширительного бака 2 и заслонки 3. В трубе 1 выполнены смотровые окна 4. Сверху расширительного бака 2 установлена в отверстие пробка 7. Заслонка 3, закрывающая трубу 1, снизу фиксируется в закрытом положении с помощью шплинта 8. С одной стороны окна 4 помещена лампа 5, с другой стороны – видеокамера 6.

Прибор работает следующим образом. Нижним концом труба 1 погружается в пульпу в камере флотомашины. Внутреннее пространство прибора через отверстие в верхней части заполняется водой и закрывается пробкой 7.

Включаются лампа 5 и видеокамера 6. Снизу трубы 1 убирается заслонка 3 и одновременно включается секундомер. Пузырьки воздуха, содержащиеся в пульпе, при всплывании в трубе 1 вытесняют воду и собираются в расширительном баке 2. В начальный момент первые порции пузырьков промываются истекающей вниз водой и всплывают на уровень смотровых окон в относительно чистой жидкой фазе, что позволяет достаточно четко фиксировать размеры пузырьков видеокамерой.

По истечении небольшого промежутка времени вместе с всплывающими пузырьками вверх выносятся частицы твердой фазы пульпы и пространство внутри трубы 1 становится непрозрачным. Фиксируется продолжительность накопления воздуха в расширительном баке 2.

По окончании замера прибор промывается водой, заполняется чистой водой и осуществляется замер в другой флотационной камере.

Прибор позволяет одновременно оценить аэрированность пульпы в камере флотомашины.

Количество воздуха V_v , проходящего через сечение трубы S_{π} , рассчитывается по формуле:

$$V_v = \frac{V}{t}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (1)$$

где V – объём расширительного бака 1, м^3 ;

t – время наполнения расширительного бака 2, ч.

При известной площади зеркала пульпы S_k количество воздуха, выходящего через сечение камеры, определяется по формуле:

$$V_k = V_v \frac{S_k}{S_{\pi}}, \text{ м}^3/\text{ч}. \quad (2)$$

Разработанный прибор использован для оценки дисперсности пузырьков и аэрированности пульпы в камерах флотомашин без и при использовании дополнительной аэрации пульпы с помощью пружинных диспергаторов воздуха в камерах флотомашин на обогатительной фабрике при переработке медьсодержащего сырья [3].

Результаты видеосъемки всплывающих пузырьков воздуха из камеры флотомашин приведены на рис. 2 и 3.

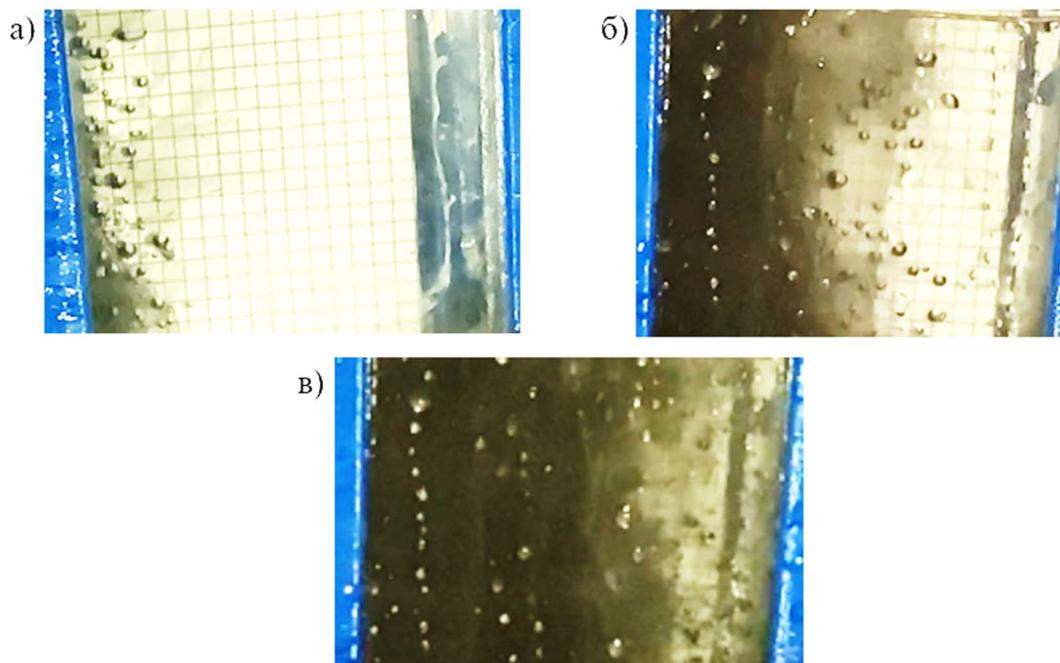


Рисунок 2 – Фотографии всплывающих в жидкой фазе пузырьков без дополнительной аэрации пульпы через 2 секунды после открытия заслонки прибора (а), через 5 секунд (б), через 10 секунд (в)

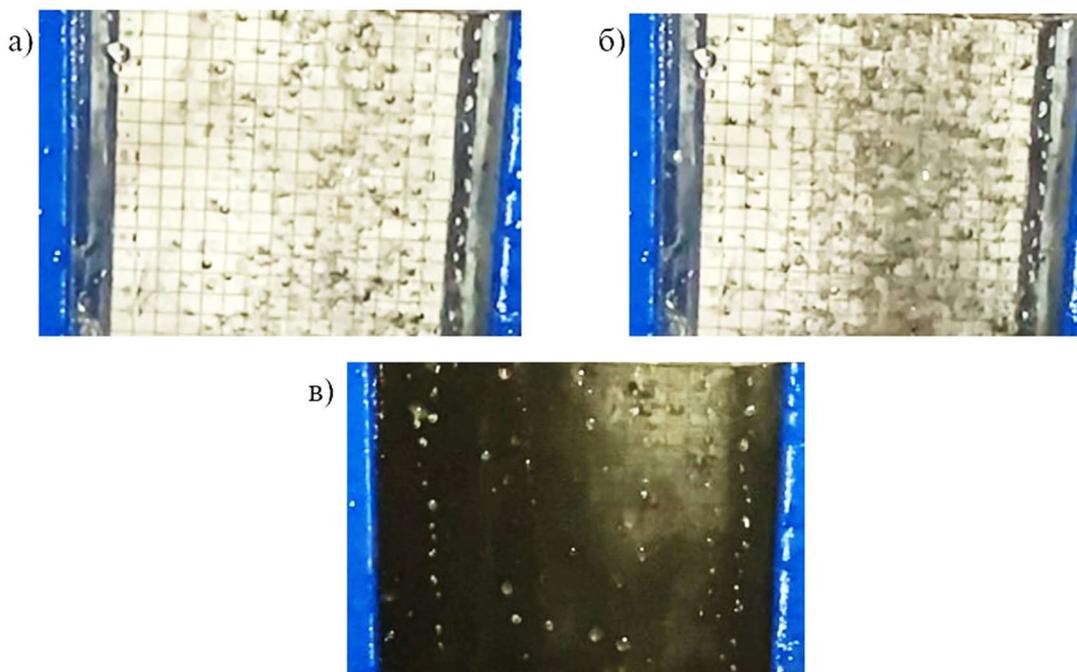


Рисунок 3 – Фотографии всплывающих в жидкой фазе пузырьков с дополнительной аэрацией пульпы через 2 секунды после открытия заслонки прибора (а), через 5 секунд (б), через 10 секунд (в)

Анализ фотографий всплывающих пузырьков свидетельствует о возможности оценки дисперсного состава пузырьков воздуха в пульпе в течение первых пяти секунд после открытия заслонки прибора.

Сравнительный анализ фотографий на рис. 2 и 3 показал, что при дополнительном аэрировании пульпы мелкодисперсными пузырьками воздуха всплывает значительно большее количество мелких пузырьков, чем в случае без дополнительной аэрации пульпы.

По результатам замера аэрированности пульпы в камерах флотомашин при помощи разработанного прибора выполнены расчеты изменения аэрированности пульпы за счет дополнительной аэрации.

Изменение аэрированности пульпы при замерах с помощью прибора для определения дисперсности пузырьков воздуха в камере флотомашин и замера количества воздуха, выходящего из камеры флотомашин будет прямопропорционально времени накопления расширительного бака 2 в сравниваемых режимах.

Изменение аэрированности ΔA определяется по формуле:

$$\Delta A = \frac{t_1 - t_2}{t_1} 100, \% \quad (3)$$

где t_1 – продолжительность накопления расширительного бака 2 без дополнительной аэрации, с;

t_2 – продолжительность накопления расширительного бака 2 с дополнительной аэрацией, с.

По результатам оценки аэрированности пульпы в камерах флотомашин установлено, что дополнительная аэрация пульпы увеличивает аэрированность пульпы в основной флотации на 4 %, а в контрольной флотации – на 10 %.

Разработанный прибор позволяет оценить дисперсный состав пузырьков воздуха в камере флотомашин и изменение аэрированности пульпы при дополнительной подаче мелкодисперсных пузырьков.

Список литературы

1. Лавриненко А. А. Приборы контроля основных технологических параметров в процессах флотации минерального сырья / А. А. Лавриненко, Г. В. Федин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2012. – № S1. – С. 301-311.

2. Лавриненко А. А. Комплексный измеритель физических и технологических параметров пульпы в камере флотационной машины / А. А. Лавриненко, Г. В. Федин // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2014. – № S1. – С. 252-256.

3. Морозов Ю. П. Оптимизация гранулометрического состава пузырьков воздуха в пульпе с пружинными диспергаторами воздуха / Ю. П. Морозов, И. В. Упова, А. В. Колтунов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции. – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2023. – С. 148-153.

4. Орлов С. Л. Разработка технологии использования микропузырьков для доизвлечения меди, цинка и золота из отвальных хвостов флотации руды Узельгинского месторождения / С. Л. Орлов, М. Г. Балакин М Г, И. А. Власов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции. – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2023. – С. 417-419.

5. Орлов С. Л. Влияние микропузырьков на процесс флотационного обогащения / С. Л. Орлов, М. Г. Балакин, И. А. Власов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции. – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2023. – С. 256-258.

УДК 622.7

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ВТОРИЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИНЕРАЛОВ В ПЕННОМ СЛОЕ ОРОШЕНИЕМ

Упова И. В., Ишимников В. Ю.

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

В настоящее время одной из основных задач в области обогащения полезных ископаемых является совершенствование технологии флотации на основе внедрения высокоэффективных схем обогащения и прогрессивных процессов. Одним из перспективных направлений совершенствования технологии является интенсификация процесса вторичной концентрации в пенном слое флотации.

Вторичная концентрация минералов в пене заключается в удалении из пены не закрепившихся на пузырьках частиц твердой фазы с истекающей жидкой фазой [1]. При истечении воды из пены происходит избирательная деминерализация пузырьков воздуха. С жидкой фазой из пены выносятся наименее прочно закрепившиеся частицы минералов [2, 3, 4].

Интенсификацию процесса вторичной концентрации минералов в пенном слое осуществляют за счет орошения поверхности флотационной пены. Орошение флотационной пены возможно при помощи брызгал, душей, водяного пара.

Испытания на канадских фабриках, обогащающих медно-никелевые руды, подтвердили существенное повышение технологических показателей при использовании орошения пенного слоя промывной водой в механических флотомашинах [5]. Отмечается, что орошение особенно целесообразно в перечистных операциях.

В работе [6] показано, что орошение пены промывной водой во флотационных машинах колонного типа в цикле перечистой флотации позволяет получать богатый концентрат за одну стадию перечистки. Однако, при использовании орошения пены водой наблюдается существенное перемешивание материала в пене, не позволяющее полностью удалить из нее породные частицы [7].

В работе [8] рассмотрен способ орошения пены путем конденсации водяного пара на поверхности пенного слоя. Достоинством способа является незначительное динамическое воздействие молекул воды на минерализованные пузырьки.

При флотации калийных руд рассмотрен способ орошения флотационной пены двухфазной пеной, полученной из оборотного маточного раствора [9, 10]. Образованную пену оборотного раствора подавали на поверхность пенного слоя в камере флотационной машины. Такой способ обеспечивает равномерную подачу вспененного маточного раствора, практически не разрушает поверхностный слой пены, обеспечивает повышение качества флотационного концентрата.

Способ повышения эффективности процесса вторичной концентрации путем подачи двухфазной пены на трехфазную является перспективным направлением. Формирование двухфазной пены для обогащения пенного слоя зависит от свойств пены [11]. Свойства газожидкостной пены можно охарактеризовать структурными параметрами, которые характеризуют собственно пену: дисперсность, устойчивость, кратность [12, 13, 14].

Дисперсность является важным механическим свойством пены. Её можно оценить средним диаметром пузырьков, удельной поверхностью раздела раствор-воздух или распределением пузырьков по размерам. Обычно размеры пузырьков образующейся пены имеют широкий диапазон – от сотых

долей миллиметра до нескольких сантиметров. На дисперсность пен существенное влияние оказывают условия пенообразования, свойства пенообразующего раствора, режим технологического процесса [14].

Дисперсность пен изменяется с истечением времени. Наиболее интенсивные изменения в дисперсном составе пены происходит в начальный момент после её образования [15, 16].

Кратность пены представляет собой отношение объема пены к объему раствора, пошедшего на её образование.

С точки зрения использования двухфазной пены для интенсификации процессов вторичной концентрации минералов главными характеристиками являются кратность и устойчивость двухфазной пены.

Чем больше объем поступающей на флотационную пену двухфазной пены, тем дольше она будет существовать на поверхности флотационной пены, исключая коалесценцию пузырьков трехфазной пены, снижая тем самым потери частиц флотуемых минералов. В то же время устойчивость двухфазной пены не должна быть большой. Чем ниже устойчивость двухфазной пены, тем больше жидкой фазы будет высвобождаться, тем интенсивнее будет промывка флотационной пены.

При формировании флотационной пены частицы поступают в пенный слой во всех трех состояниях, выходят из пенного слоя в пульпу только в виде свободных частиц в жидкой фазе.

При истечении воды из пены происходит избирательная деминерализация пузырьков воздуха. С водой удаляются наименее прочно закрепившиеся зерна минералов. Частицы, находящиеся в жидкой фазе и незакрепленные в пене, удаляются в нижние слои вместе с истекающей водой. Проблемой повышения избирательности вторичной концентрации является удержание в пенном слое незакрепленных частиц ценного компонента, которая связана с уменьшением коалесценции пузырьков, как на поверхности пены, так и внутри. Уменьшение коалесценции возможно за счет снижения скорости синерезиса пены путем задержки истечения воды из пены и подпитки пенного слоя дополнительной водой за счет орошения двухфазной пеной.

Таким образом, для интенсификации процессов вторичной концентрации минералов в пене путем орошения двухфазной пеной должны быть обеспечены кратность и устойчивость двухфазной пены, обеспечивающие, с одной стороны, необходимое время ее существования, с другой стороны – быстрое высвобождение жидкой фазы. Это способствует эффективному удалению частиц пустой породы из пенного слоя при флотации, не разрушая верхние богатые минерализованные пузырьки.

Список литературы

1. Бекчурина, Е. А. Использование процесса вторичной концентрации минералов в пене для повышения технологических показателей флотоклассификации / Е. А. Бекчурина, Т. И. Интогарова // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья:

мат-лы Междунар. науч.-техн. конф., 19-20 апреля 2017 г., г. Екатеринбург. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 324-328.

2. Hassanzaden A., Cagiziki S., Ozturd Z. A novel statistical insight to selection of the best flotation kinetic model // XXIX International mineral processing congress, Moscow, 17-21 Sept. 2018. – P. 67.

3. Тихомиров В. К. Пены. Теория и практика их получения и разрушения. 2-е изд., перераб. – М.: Химия, 1983. – 264 с.

4. Junchao Wang, Yijun Cao, Guosheng Li, Lijun Deng, Shulei Li. Effect of Concentration on Foam Properties and Discussion Based on Liquid Content and Bubble Size in the Foam / International Journal of Oil, Gas and Coal Engineering. Volume 6, Issue 1, January 2018, pp. 18–24. DOI: 10.11648/j.ogce.20180601.13

5. Kaya M., Laplante A. R. Froth washing technology in mechanical flotation machines // 17th International mineral processing congress, Dresden, 23 – 28 Sept. 1991. – S.I, 1991. – Vol. 2. – P. 203-214.

6. Видуецкий М. Г. Колонные пневматические флотационные машины, эволюция / Видуецкий М. Г., Гарифулин И. Ф., Мальцев В. А., Пургин А. П.; Мин-во науки и высш. образования РФ, Урал. федерал. ун-т им. перв. Президента России Б. Н. Ельцина. – Екатеринбург: ООО АМК «День РА», 2020. – 149 с.

7. Ireland P. The behavior of wash water injected into a froth [Text] / P. Ireland, R. Cunningham, G. J. Jameson // International Journal of Mineral Processing. Volume 84, Issues 1-4. – 2007. – Pp. 99-107.

8. Morozov Y. P., Bekchurina E. A. The laws of froth products beneficiation in tapered chutes // XXIX International mineral processing congress, Moscow, 17 – 21 Sept. 2018. – P. 35.

9. Ледян Ю. П., Щербакова М. К., Бессолова Л. В. Современное состояние и развитие процесса вторичного обогащения минералов в пенном слое // Сборник докладов Междунар. науч.-практич. конф. «Земля, вода, климат Сибири и Арктики в XXI веке: проблемы и решение». Тюмень, 2014. – С. 137-140.

10. Ледян Ю. П., Щербакова М. К., Бессолова Л. В. Экспериментальные исследования влияния пенного орошения на эффективность вторичного обогащения в производственных условиях ОАО «БЕЛАРУСЬКАЛИЙ» // Сборник докладов Междунар. науч.-практич. конф. «Земля, вода, климат Сибири и Арктики в XXI веке: проблемы и решение». Тюмень, 2014. – С. 141-144.

11. Фадеева Н. В. Повышение селективности флотации графита за счет интенсификации процессов вторичного обогащения в пенном слое: автореф. дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2003. – 19 с.

12. Морозов Ю. П., Валиева О. С., Евграфова Е. Л. Совершенствование разомкнутой схемы флотации на основе дробной подачи собирателя по фронту флотации // Известия вузов. Горный журнал, 2019, №4. – С. 80-88.

13. Морозов Ю. П., Евграфова Е. Л., Валиева О. С. Формирование пенных продуктов в разомкнутых схемах флотации // Материалы международной научно-технической конференции. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья, Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог – Исеть», 2015. – С. 147-150.

14. Морозов Ю. П., Козин В. З. Схемные решения флотации со структурным разделением пенных продуктов // III конгресс обогатителей стран СНГ. Тезисы докладов. – М.: Альтекс. – 2001. – С. 216.

15. Канн К. Б. Некоторые закономерности синерезиса пен. Вытекание. / Коллоидный журнал, 1978, Т.40, № 5. – С. 858.

16. Кругляков П. М., Кузнецова Л. Л., Христов Х. И. и др. Синерезис пен при больших перепадах давления в каналах Плато-Гиббса / Коллоидный журнал, 1979, Т. 16, № 3. – С. 445-451.

ПОЛУЧЕНИЕ БИОГЕННОГО СЕРОВОДОРОДА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СУЛЬФАТРЕДУЦИРУЮЩИХ БАКТЕРИЙ

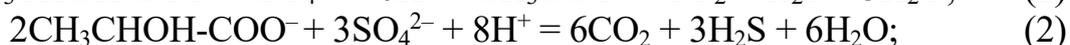
Гринько С. Д., Файберг А. А., Епифоров А. В., Гудков С. С.

Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»),
г. Иркутск, Россия

В настоящее время технологии с использованием сероводорода для осаждения металлов широко применяются в металлургии как для кислых растворов, так и для щелочных, например, для цианистых растворов при переработке золотомедных руд (SART-процесс) [1-2]. Существуют две крупные компании (Raque и BioteQ), приоритетным направлением исследований которых является извлечение металлов из растворов с использованием сероводорода, полученного в биореакторах [3]. Также известна технология ОА «Иргиредмет», которая предусматривает извлечение металлов из растворов биогенным сероводородом, полученным из серы в биореакторе, с использованием серуредуцирующих штаммов *Desulfurella acetivorans* и *Desulfurella kamchatkensis* [4-6].

В данной публикации представлены результаты исследований по получению биогенного сероводорода с использованием сульфатредуцирующих бактерий для последующей переработки медных растворов. Лабораторные исследования проводили с использованием смеси штаммов анаэробных сульфатредуцирующих микроорганизмов *Desulfonatronum zhilinae*, *Desulfonatronum cooperatum*, *Desulfonatronobacter acetoxidans*, полученных в институте микробиологии им. С. Н. Виноградского РАН (ИНМИ РАН) г. Москва. Смесь микроорганизмов подобрана в соответствии с возможностью их использования в промышленном технологическом процессе при невысоких температурах $t = 20-40$ °С, высоких значениях $pH > 9,5$ и в соответствии со сложным составом оборотных технологических растворов [7-8].

При сульфат-редукции образование сероводорода протекает по реакциям 1-4:



Питательную среду готовили анаэробно в среде N_2 , затем стерилизовали в лабораторном автоклаве в течение 30 минут при температуре 105-110 °С и при давлении 0,5 МПа. В качестве индикатора анаэробноза в среду добавляли резазурин – 0,5 мг/дм³.

Культивирование смеси штаммов микроорганизмов проводили в специальных колбах объемом 50 мл в лабораторном шейкере-термостате в оптимальных условиях, необходимых для роста микроорганизмов ($t = 20-40\text{ }^{\circ}\text{C}$, $\text{pH}=8,5-10,5$). Полученные данные приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Данные экспериментов по культивированию биомассы микроорганизмов при различных условиях

№ пробы	$t, ^{\circ}\text{C}$	pH	Выделение H_2S на 5 сутки
1	20	8,5	высокое
2	20	9,0	высокое
3	20	9,5	высокое
4	20	10,0	высокое
5	20	10,5	высокое
6	25	8,5	высокое
7	25	9,0	высокое
8	25	9,5	высокое
9	25	10,0	высокое
10	25	10,5	высокое
11	30	8,5	высокое
12	30	9,0	высокое
13	30	9,5	высокое
14	30	10,0	высокое
15	30	10,5	высокое
16	40	8,5	высокое
17	40	9,0	высокое
18	40	9,5	высокое
19	40	10,0	высокое
20	40	10,5	высокое

Необходимый уровень pH поддерживали путем добавления концентрированной серной кислоты через стерильный медицинский шприц в случае защелачивания пробы, либо путем добавления гидроксида натрия в случае закисления пробы. Рост микроорганизмов отслеживали с помощью эпифлуоресцентного микроскопа (AxioImager.M1, CarlZeiss, Германия). На вторые сутки (после высева бактериальной культуры на свежую питательную среду) были видны единичные клетки микроорганизмов, на пятые сутки происходило активное деление клеток, на седьмые сутки плотность клеток достигала значительного количества, что свидетельствовало об активном развитии культуры. Установлено, что данные штаммы микроорганизмов позволяют эффективно вести процесс сульфат-редукции в широком диапазоне температур ($20-40\text{ }^{\circ}\text{C}$) и pH (8,5-10,5).

В ходе лабораторных исследований проведены эксперименты с донорами электронов – лактатом натрия (60 %) и этиловым спиртом (95 %), объем бактериального раствора составлял 100 мл. Загрузку сульфатов в бактериальный реактор осуществляли в виде концентрированной серной кислоты, также

она использовалась для подкисления бактериальной среды при $pH > 10,5$. При необходимости для поддержания необходимого $pH > 8,5$ в раствор добавляли раствор гидроксида натрия (200 г/дм^3). Загрузка серной кислоты составила $1,02-20,42 \text{ г/дм}^3$. Загрузка электронодоноров составляла $5-100 \%$ от стехиометрического количества по отношению к сульфату в соответствии с уравнениями 2 и 4. Раз в сутки, используя стерильный медицинский шприц, из проб отводили сероводород. Закрытым шприцом объемом 50 мл прокалывали резиновую пробку, после чего происходило поднятие поршня под давлением биосероводорода, который накапливался в колбе в течение 24 часов. После отвода сероводорода, в бактериальный раствор добавляли реагенты (сульфат, электронодонор). Исследования проводили в течение недели. О количестве выделяемого биогаза судили визуально по объему и скорости заполнения шприца биогазом. На 1 и 7 сутки проводили анализ растворов на сульфаты для определения накопления их в растворах (табл. 2).

Анализ растворов спустя сутки показал, что при увеличении исходной концентрации сульфата до 20 г/дм^3 , снижается их расход. Следовательно, снижается эффективность процесса сульфат-редукции. Отмечено, что при загрузке электронодонора 100% от стехиометрического количества и концентрации сульфата 20 г/дм^3 , расход сульфата снизился до $91,4-91,7 \%$ в сравнении с $95,0-95,5 \%$ при концентрации сульфата 1 г/дм^3 .

В ходе экспериментов установлено, что в первые три дня газ выделялся равномерно в каждой из проб, за исключением проб $29-32$, в которых снизилось выделение газа, что очевидно связано с высокими исходными концентрациями сульфат-ионов. Начиная с четвертого дня, в колбах, где загрузка донора электронов составляла $100, 50$ и 25% от стехиометрического количества по отношению к массе сульфата, объем выделяемого газа был стабилен, а в колбах, где загрузка донора электронов составляла 5% от стехиометрического количества по отношению к массе сульфата, выделение сероводорода прекратилось.

На седьмые сутки испытаний в пробах $21-32$ с исходно высоким содержанием сульфата ($10-20 \text{ г/дм}^3$) выделение сероводорода прекратилось в связи с накоплением сульфатов и натрия. В то же время, в пробах $19-20$ выделение сероводорода было стабильно, несмотря на высокие исходные концентрации сульфата – 10 г/дм^3 , что, по всей видимости, связано с оптимальной загрузкой донора электронов (50% от стехиометрии), в результате чего происходит оптимальное поступление и расходование сульфата. На седьмые сутки исследований выделение газа прекратилось в пробах с загрузкой донора электронов 100% .

Таблица 2 – Результаты экспериментов по получению биосероводорода

№ пробы	Загрузка эл.донора, % (стехиометр.)		Концентрация SO_4^{2-} , мг/дм ³			Расход SO_4^{2-} через 1 сутки, %	Выделение H_2S за 24 ч
	$\text{CH}_3\text{CH}_2\text{OHCOON}$ а	$\text{C}_2\text{H}_5\text{OH}$	Ис-ходн.	1 сутки	7 сутки		
1	100	0	1000	45	315	95,5	Среднее
2	0	100		50	350	95,0	
3	50	0	1000	525	3675	47,5	Среднее
4	0	50		519	3633	48,1	
5	25	0	1000	757	5299	24,3	Среднее
6	0	25		765	5355	23,5	
7	5	0	1000	952	6808	4,8	Низкое
8	0	5		954	6816	4,6	
9	100	0	5000	234	1638	95,3	Высокое
10	0	100		243	1701	95,1	
11	50	0	5000	2588	18116	48,2	Высокое
12	0	50		2598	18186	48,0	
13	25	0	5000	3808	26656	23,8	Высокое
14	0	25		3776	26432	24,5	
15	5	0	5000	4765	34060	4,7	Низкое
16	0	5		4754	34016	4,9	
17	100	0	10000	498	3486	95,0	Высокое
18	0	100		476	3332	95,2	
19	50	0	10000	5213	36491	47,9	Высокое
20	0	50		5198	36386	48,0	
21	25	0	10000	7643	53501	23,6	Высокое
22	0	25		7598	53186	24,0	
23	5	0	10000	9543	68172	4,6	Низкое
24	0	5		9556	68224	4,4	
25	100	0	20000	1654	11578	91,7	Высокое
26	0	100		1723	12061	91,4	
27	50	0	20000	11543	80801	42,3	Высокое
28	0	50		11644	81508	41,8	
29	25	0	20000	15756	127268	21,2	Высокое
30	0	25		15987	127961	20,1	
31	5	0	20000	19287	137861	3,6	Низкое
32	0	5		19326	137978	3,4	

Установлено, что использование этилового спирта и лактата натрия в качестве доноров электронов позволяет вести процесс получения сероводорода с одинаковой эффективностью. При гидравлическом времени удерживания среды 3 суток процесс с одинаковой эффективностью идет при любой загрузке электронодонора (5-100 %). Снижение эффективности процесса происходит при концентрациях сульфата выше 20 г/дм³. При гидравлическом времени удерживания среды 7 суток наработку биосероводорода оптимально проводить при загрузке электронодонора в количестве 50 % от стехиометрического количества по отношению к сульфату и загрузке сульфата не более

20 г/дм³. При загрузке электронодонора в количестве 25 % от стехиометрического концентрация сульфата не должна превышать 10 г/дм³.

Как видно из проведенных экспериментов, штаммы микроорганизмов *Desulfonatronum zhilinae*, *Desulfonatronum cooperatum*, *Desulfonatrobacter acetoxidans* могут быть использованы для разработки технологии получения биогенного сероводорода из сульфат-ионов, пригодного для осаждения металлов в растворах сложного состава.

Список литературы

1. Fleming C. A. Cyanide recovery // Advances in gold ore processing. Edited By M. D. Adams, 2005. –Chapter 29. – P. 703-727.
2. Lawrence, R.W. and Fleming, C.A. Developments and new applications for biogenic sulphide reagent in hydrometallurgy and mineral processing // SGS Minerals services. Technical paper. 2007-02.
3. Lopez O., Sanguinetti D., Bratty M., Kratochvil D. Green technologies for sulphate and metal removal in mining and metallurgical effluents. Enviromine, Santiago, Chile, 2009.
4. Михайлова, А. Н. Получение биогенного сероводорода / А. Н. Михайлова, А. А. Файберг, В. Е. Деметьев, Г. Г. Минеев // Вестник ИрГТУ. – Иркутск: ИрГТУ, 2015. – Вып. (96). – С. 124-128.
5. Mikhailova A. N., Faiberg A. A., Gudkov S. S., Dementev V. Ye. New technology of base metals precipitation with hydrogen sulfide obtained using *Desulfurella acetivorans* and *Desulfurella kamchatkensis*. Proceedings of IBS-2015. Bali, Indonesia, P. 753-758.
6. Faiberg A. A., Mikhailova A. N., Dementiev V. E., Gudkov S. S. Biogenic Hydrogen Sulfide for Cyanide Regeneration in Solutions during Cupriferous Gold Ores Processing // Solid State Phenomena Proceedings of IBS-2017. Freiberg. Germany. 2017. P. 131–135
7. Zakharyuk A. G., Kozyreva L. P., Khijniak T. V., Namsaraev B. B., Shcherbakova V. A. / *Desulfonatronum zhilinae* sp. nov. a novel haloalkaliphilic sulfate – reducing bacterium from soda Lake Alginskoe, Trans – Baikal Region, Russia // Extremophiles. Microbial life under extreme conditions. – 2015. – P. 673-680.
8. Zhilina T. N., Zavarzina D. G., Kuever J., Lysenko A. M., Zavarzin G. A. / *Desulfonatronum cooperatum* sp. nov., a novel hydrogenotrophic, alkaliphilic, sulfate-reducing bacterium, from a syntrophic culture growing on acetate // International Journal of Systematic and Evolutionary Microbiology. – 2005, 55, P. 1001-1006.

УДК 669.2

ВЫБОР АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИНКОВОГО КЛИНКЕРА

Соколов Л. В., Полыгалов С. Э., Колмачихина О. Б.,
Лобанов В. Г., Маклашова Е. Д.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б. Н. Ельцина, г. Екатеринбург, Россия

Клинкер цинкового производства по праву можно считать проблемным видом техногенного сырья. Свежеобразующийся на действующем цинковом

заводе клинкер перерабатывают на медеплавильных заводах Урала. Для переработки накопленных ранее в больших количествах отвалов клинкера предложено множество альтернативных технологий, основанных на сочетании обоганительных и гидрометаллургических приемов. Практическая переработка данного вторичного сырья с достаточно высоким извлечением меди, цинка и благородных металлов не ведется [1]. Причиной неудовлетворительных показателей при использовании предлагаемых вариантов переработки является наличие в составе клинкера кокса в больших количествах, присутствие цветных металлов в форме труднорастворимых соединений, многообразие и тесное срастание фазовых составляющих являются [2].

Одним из цинковых заводов России является ОАО «Электроцинк», находящийся в г. Владикавказ. На данный момент завод полностью прекратил свою деятельность. На территории предприятия клинкер складирован в большом объеме, проводится множество исследований по выбору рациональной технологии его переработки. Поскольку предприятие находится в черте города, особые требования к предлагаемым вариантам предъявляются в плане минимизации загрязнения окружающей среды. Указанные ограничения приводят к необходимости поиска альтернативных реагентных режимов.

Целью данной работы являлся поиск и выбор экологически чистых реагентов для выщелачивания цветных металлов из клинкера.

Исследования проводили на образцах, отобранных с верхних горизонтов хранилища клинкера ОАО «Электроцинк» (г. Владикавказ). Из отобранных образцов были взяты навески в равных долях. Полученную усредненную пробу материала подвергли дроблению в щековой дробилке до крупности минус 5 мм.

Химический состав проб приведен в табл. 1. Рентгено-флюоресцентный анализ химического состава подготовленных проб клинкера проводили с использованием спектрометра EDX-7000 (Shimadzu, Япония).

Таблица 1 – Состав проб представленных материалов по данным РФА, %

Проба	Содержание, %						
	Fe	Si	Zn	Ca	Cu	S	Pb
Клинкер исходный	37,4	12,4	6,7	3,4	2,4	1,85	0,4
Клинкер в работе	41,1	7,4	2,8	4,1	1,25	3,56	0,2

Разложение образцов для химического анализа проводили по стандартной методике путем кислотного вскрытия в открытой системе.

Фазовый анализ проводили с применением рентгеновской дифрактографии приведён на рис. 1.

В соответствии с приведенными выше данными содержание основных соединений в составе частной пробы клинкера приведено в табл. 2.

В качестве альтернативных выщелачивающих агентов использовали серную и лимонную кислоты. Для лимонной кислоты также был использован

стабилизатор – бензоат натрия, для предотвращения образования труднорастворимого соединения цитрата меди и выпадения его в осадок.

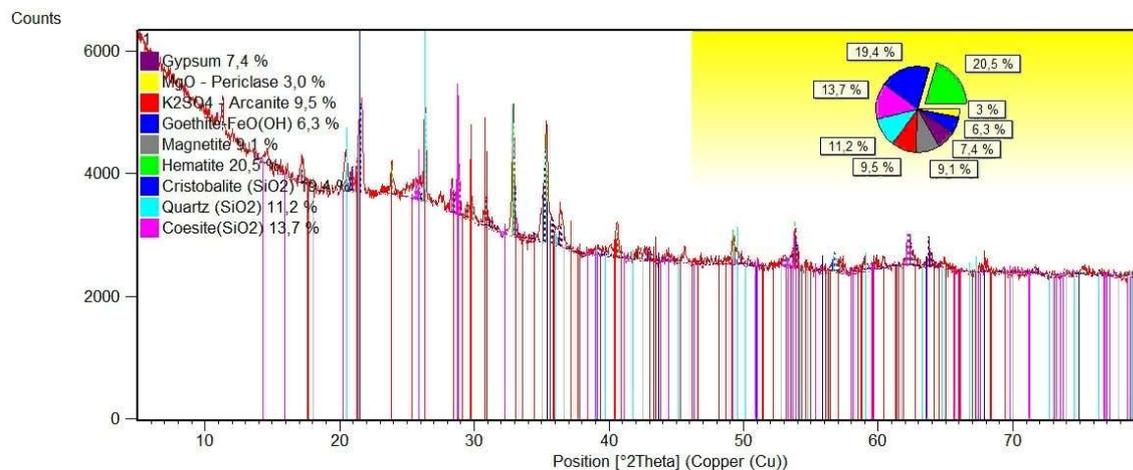


Рисунок 1 – Результаты фазового анализа

Таблица 2 – Содержание основных соединений в составе частной пробы клинкера

Проба	CaSO ₄	MgO	K ₂ SO ₄	FeO(OH)	F ₃ O ₄	Fe ₂ O ₃	SiO ₂ (в трех модификациях)
Клинкер исходный	7,4	3,0	9,5	6,3	9,1	20,5	44,3

Лимонная кислота представляет собой слабую органическую кислоту и естественным образом содержится в citrusовых и некоторых ягодах. Лимонная кислота широко применяется в пищевой промышленности, медицине, косметологии, строительной и др. сферах.

Опыт проводили следующим образом. Были взяты одинаковые навески дробленного клинкера и помещены в реакционные стаканы для имитации перколяционного выщелачивания. Далее добавили растворы соответствующих кислот, а также контрольный образец с традиционно используемым раствором серной кислоты. Концентрации были взяты одинаковые с заведомым избытком. Температуры поддерживали постоянными на протяжении всего опыта (5, 25, 40 °C), дальнейшее увеличение температуры приводило к чрезмерному переходу железа в раствор, что крайне негативно влияет на показатели выщелачивания. По окончании опыта проводили фильтрацию пульпы, полученные кеки промывали, разваривали в смеси соляной и азотной кислот, полученные аликвоты анализировали методом атомной абсорбции в пламени с использованием спектрометра ContrAA 700 (Analytik Jena, Германия). По результатам анализа рассчитывали степень перехода ценных компонентов (Zn, Cu), а также Fe.

Результаты выщелачивания с применением лимонной кислоты представлены на диаграммах (рис. 2).

Из приведенных зависимостей видно, что влияние температуры на переход ценных компонентов в раствор незначительно. Лишь у железа наблюдается рост его концентрации в растворе с увеличением температуры более 25 °С.

Результаты сравнительного выщелачивания с применением раствора серной кислоты представлены на рис. 3.

В сернокислых растворах с увеличением температуры наблюдается увеличение скорости и полноты перехода в раствор как ценных компонентов, так и железа.

Выводы

Извлечение меди и цинка при выщелачивании из лежалого клинкера ОАО «Электроцинк» серной и лимонной кислотами сопоставимы. Степень перехода железа в раствор при использовании лимонной кислоты в 3-4 раза меньше.

С учетом известной экологической чистоты и возможности использования в обороте выщелачивание цветных металлов из клинкера растворами лимонной кислоты предпочтительно.

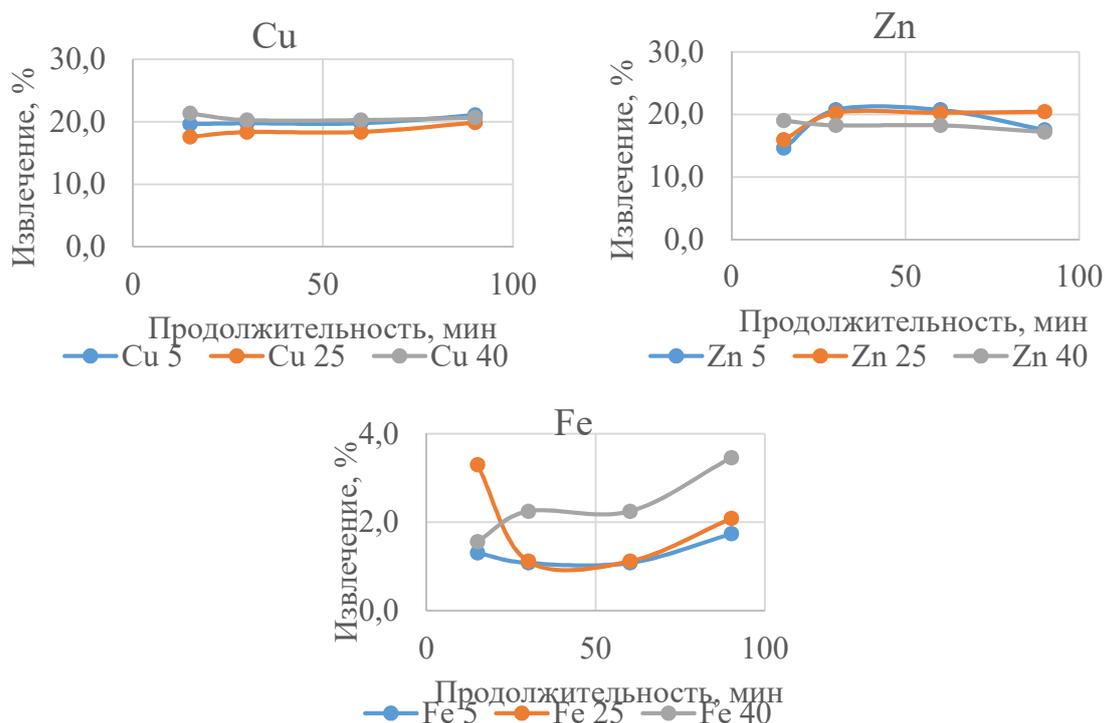


Рисунок 2 – Зависимость извлечения компонентов в раствор от температуры при использовании лимонной кислоты

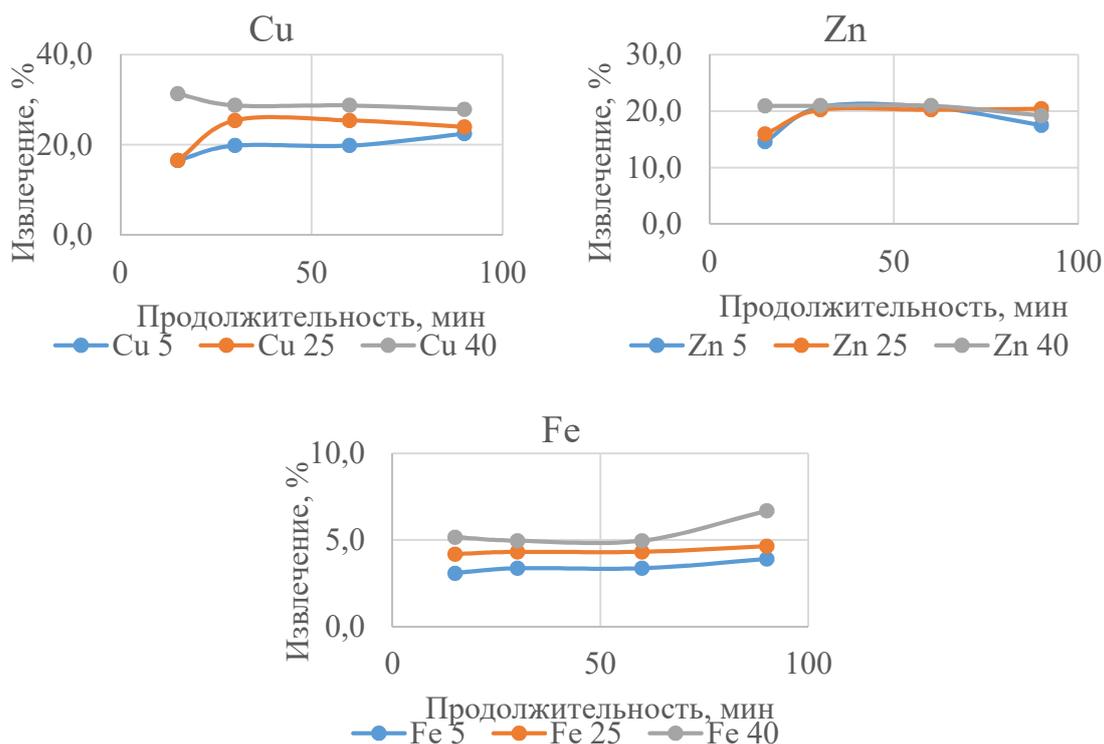


Рисунок 3 – Зависимость извлечения компонентов в раствор от температуры при использовании раствора серной кислоты

Режим перколяционного (кучного) выщелачивания характеризуется неудовлетворительно низким извлечением. Актуальным является изучение показателей выщелачивания в агитационном режиме.

Список литературы

1. Особенности присутствия благородных металлов в клинкере цинкового производства / Лобанов В. Г., Колмачихина О. Б., Польшгалов С. Э., Хабибулина Р. Э., Соколов Л. В. // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. – 2022. – № 5. – С. 19-25. doi.org/10.3103/S1067821222060104
2. Абдеев М. А., Колесников А. В., Ушаков Н. Н. Вельцевание цинк-свинецсодержащих материалов. М.: Металлургия, 1985. 120 с.

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ИОНООБМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ И ЦИНКА ИЗ ЛИМОННОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ

Маковская О. Ю., Бабинцев А. А.

ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Мировое производство меди и цинка постоянно возрастает. В 2023 г. меди было произведено около 22 млн тонн, а цинка более 13 млн. тонн. В переработку вовлекаются все более бедные и низкокачественные руды [1]. Поэтому существует необходимость в поиске альтернативных и наиболее доступных сырьевых источников, которыми могут стать техногенные отходы металлургических и горно-обогатительных предприятий. Главные преимущества таких материалов – отсутствие затрат на добычу, поскольку они уже находятся на поверхности; содержание ценных металлов чаще всего сопоставимо или даже выше содержания в природном минеральном сырье.

Одним из самых крупнотоннажных видов техногенного сырья является отход цинкового производства – клинкер. В России накоплены огромные запасы клинкера, находящиеся на промплощадках цинковых предприятий (г. Владикавказ, г. Белово, г. Челябинск). В отвалах ПАО «Электроцинк» (г. Владикавказ) по разным оценкам накоплено от 1,5 до 3 млн т клинкера. Отходы клинкера Беловского цинкового завода (Кемеровская область, г. Белово) оцениваются в 600-700 тыс. т [2].

Практически во всех случаях отвалы клинкера расположены вблизи населенных пунктов и причиняют вред окружающей среде и местному населению [3]. Вовлечение в переработку клинкера позволит расширить минерально-сырьевую базу цветных металлов и снизить пагубное воздействие отвалов на окружающую среду.

По данным [4] клинкер имеет следующий усредненный химический состав: 0,62–4,10 % Cu; 0,83–3,56 % Zn; 0,41–2,18 % Pb; 20–30 % C; 15–25 % Fe; 1,0–10,0 г/т Au и 100–750 г/т Ag. Однако для переработки клинкер достаточно сложен. Цветные металлы в клинкере представлены трудноискриваемыми соединениями (ферритами), а извлечение золота и серебра прямым цианированием затрудняет большое содержание кокса. Кроме того, клинкер характеризуется высоким содержанием железа, большая часть которого представлена металлическими крицами. В связи с этими проблемами данный техногенный отход в настоящее время полномасштабно не перерабатывается.

Известно множество вариантов концептуальных технологий и способов переработки клинкера, которые условно можно разделить на 3 основные группы:

– обогатительные [5, 6];

- пиromеталлургические [7-10];
- гидromеталлургические [11-15].

Гидрометаллургические методы наиболее приемлемы для переработки данного вида сырья. Однако существующие способы преимущественно основаны на сернокислотном выщелачивании. Использование серной кислоты наносит урон окружающей среде и вынуждает использовать более дорогостоящее кислотостойкое оборудование.

В данной работе предложен гидрометаллургический способ переработки клинкера с использованием карбоновых кислот в качестве реагента для выщелачивания. Данные кислоты менее агрессивны к технологическому оборудованию, биоразлагаемы и позволяют извлекать цветные металлы селективно. Для исследований была выбрана наиболее распространенная карбоновая кислота – лимонная. Лимонная кислота позволяет перевести в раствор большую часть меди и цинка, содержащихся в клинкере, при этом растворение железа несущественно.

Полученные растворы выщелачивания относительно бедные, поэтому перспективно использование ионообменной технологии, позволяющей сконцентрировать цветные металлы.

Для проведения исследований был использован лимоннокислый раствор выщелачивания клинкера завода «Электроцинк», содержащий 4,37 % Zn и 1,9 % Cu. Предварительно измельченный клинкер крупностью 0,1 мм выщелачивали раствором лимонной кислоты с концентрацией 30 г/дм³. Раствор анализировали методом атомно-абсорбционного спектрометрического анализа. Состав раствора выщелачивания, г/дм³: 1,047 Cu; 2,167 Zn; 1,107 Fe.

Первым этапом проведения исследований являлся подбор ионообменных смол, подходящих для сорбционного извлечения меди и цинка. Основные требования, предъявляемые к ним – возможность комплексного извлечения Cu, Zn; доступность; низкая стоимость. Имеются данные [16], что цинк, медь и железо могут присутствовать в лимоннокислых растворах как в виде катионов, так и в виде анионов, поэтому была изучена сорбция на катионите и анионитах. Для проведения исследований были выбраны 3 ионита: катионит КУ-2×8 в Н⁺-форме и аниониты АН-31, АВ-17 в ОН⁻-форме.

Сорбцию вели в статических условиях. Навеску каждого ионита массой 2 г приводили в контакт с исследуемым раствором объемом 25 см³. Продолжительность сорбции составляла 24 ч. В табл. 1 представлен химический состав маточного раствора после сорбции.

Таблица 1 – Состав маточного раствора после сорбции, г/дм³

Ионит	Cu	Zn	Fe
КУ-2×8	0,3501	0,3041	0,7321
АН-31	0,5704	0,82255	0,0025
АВ-17	0,1076	1,8645	0,0047

По данным табл. 1 были рассчитаны извлечения металлов на иониты. Результаты расчетов представлены в табл. 2.

Таблица 2 – Извлечения Cu, Zn, Fe на иониты, %

Ионит	Cu	Zn	Fe
КУ-2×8	66,56	85,97	33,87
АН-31	67,00	62,04	99,77
АВ-17	89,72	13,96	99,58

Из полученных данных можно заметить, что аниониты АН-31 и АВ-17 с высокой степенью сорбируют железо из раствора, что нежелательно. Анионит АВ-17 в большей степени сорбирует медь по сравнению с цинком, однако и сорбция железа наблюдается на высоком уровне.

Из всех исследованных ионитов КУ-2×8 меньше всех поглощает железо и достаточно полно коллективно извлекает медь и цинк. Таким образом, наиболее привлекательным для сорбции меди и цинка из лимоннокислого раствора является катионит КУ-2×8, с использованием которого проводили все дальнейшие исследования.

Были проведены эксперименты по сорбции ионов меди, цинка и железа в динамических условиях. Использовали стеклянную сорбционную колонку, в которую помещали 50 см³ ионита. Исследование проводили на лимоннокислом растворе следующего химического состава, г/дм³: 1,313 Cu; 2,906 Zn; 1,188 Fe. Процесс проводили, пропуская раствор через колонку со скоростью 1 удельный объем в час.

Выходные кривые сорбции представлены на рис. 1.

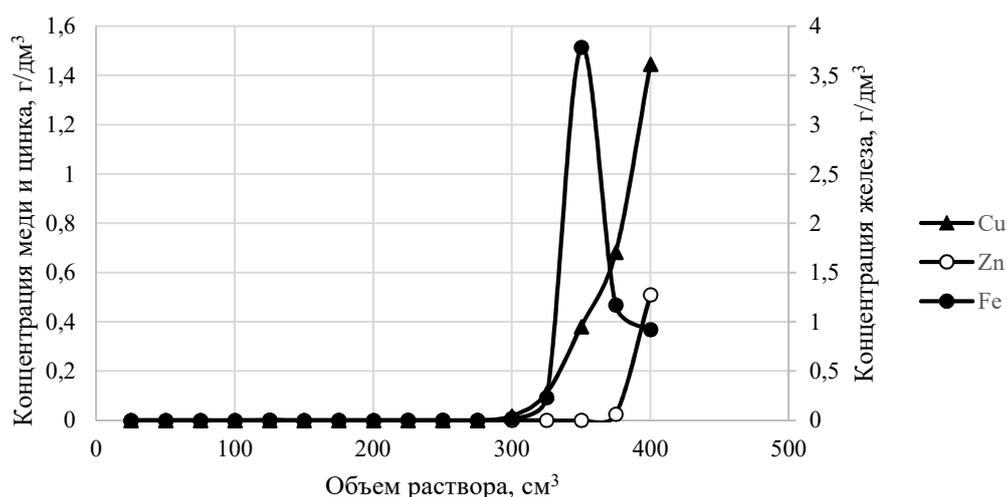


Рисунок 1 – Выходные кривые сорбции ионов меди, цинка и железа на КУ-2×8

Проскок железа и меди наблюдается при пропускании 6 уд. объемов, цинка – 7,5 уд. объемов. Судя по виду выходной кривой сорбции железа, можно сделать вывод, что ионы железа сорбируются преимущественно, но не

удерживаются ионитом и вытесняются ионами меди и цинка. Можно предположить, что железо находится в лимоннокислых растворах преимущественно в виде анионов. Это подтверждает и факт сорбции ионов железа анионитами. Наибольшее сродство к иониту КУ-2×8 проявляют ионы цинка.

В качестве десорбента использовали 20 % раствор H_2SO_4 . Выходные кривые десорбции приведены на рис. 2.

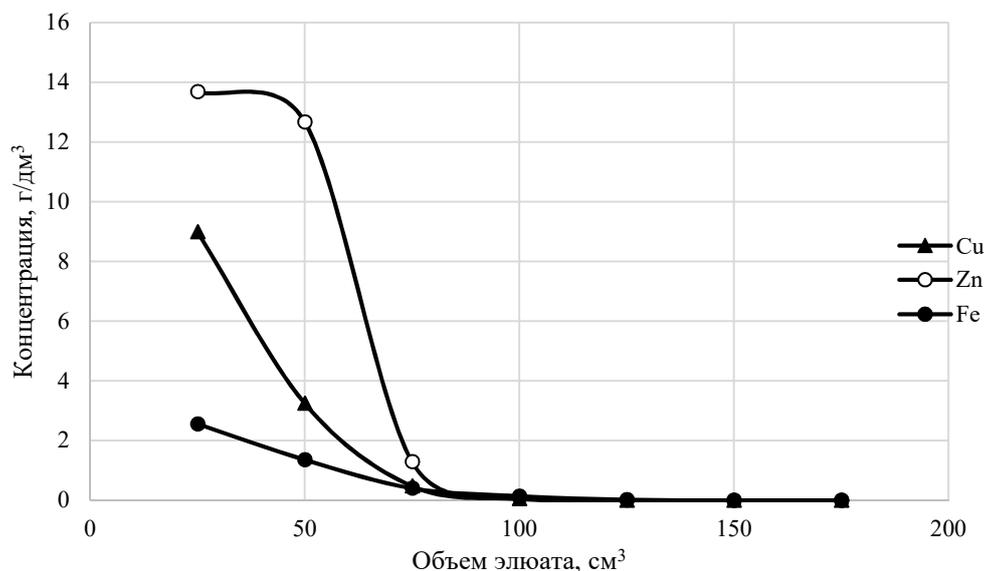


Рисунок 2 – Выходные кривые десорбции

Наиболее богатая фракция элюата имеет состав, г/дм³: 8,994 Cu; 13,685 Zn; 2,558 Fe. Полученные элюаты отличаются относительно низким содержанием железа, что облегчает их дальнейшую переработку.

В данной работе доказан факт возможности применения ионообменных технологий для извлечения цветных металлов из лимоннокислых растворов выщелачивания клинкера. Дальнейшие исследования будут направлены на оптимизацию сорбционного процесса и получение более богатых по содержанию меди и цинка элюатов.

Список литературы

1. Ларичкина Ф. Д., Кныш В. А. Рациональное использование вторичных минеральных ресурсов в условиях экологизации и внедрения наилучших доступных технологий / Ф. Д. Ларичкина, В. А. Кныш. – Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2019. – 252 с.
2. Орехова Н. Н. Анализ практики извлечения ценных компонентов из вельц-клинкера / Н. Н. Орехова, И. В. Глаголева // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования. – 2017. – Т. 1. – С. 41-44.
3. Колесников А. С. Влияние отвала клинкера вельцевания цинковой руды на экологию п. Ачисай и региона в целом / А. С. Колесников, К. И. Гонтаренко, В. Н. Овчинникова // Теплотехника и информатика в образовании, науке и производстве: сб. докл. II Всероссийской научно-практической конференции студентов, аспирантов и молодых учёных (ТИМ'2013) с международным участием, 28-29 марта 2013 г. – Екатеринбург, 2013. С. 64-69.

4. Абдурахмонов С. Исследования по переработке клинкера – отхода цинкового производства / С. Абдурахмонов, Р. Э. Тошкодирова // Вестник науки и образования. – 2020. – № 10-1(88). – С. 18-21.
5. Евдокимов, С. И. Утилизация лежалого клинкера ОАО «Электроцинк» / С. И. Евдокимов, Ю. В. Дмитрак, Т. Е. Герасименко // Устойчивое развитие горных территорий. – 2020. – Т. 12. – № 2(44). – С. 291–301.
6. Пути разработки технологии обогащения клинкера от вельцевания цинковых кеков / Е. В. Созонова, Р. А. Быков, Г. И. Иванов [и др.] // Научные исследования в горно-металлургическом производстве: сб. науч. тр. / ВНИИцветмет. – Усть-Каменогорск, – 2012. С. 41-49.
7. Кляйн С. Э. Извлечение цинка из рудного сырья / С. Э. Кляйн, П. А. Козлов, С. С. Набойченко – Екатеринбург : УГГУ-УПИ, 2009. – 492 с.
8. Паньшин А. М. Комплексная переработка клинкера ОАО «Электроцинк» / А. М. Паньшин // Материалы симпозиума «Недели горняка 2008». – Москва: МГТУ, 2009. – С. 298-302.
9. Туресебеков А. Х. Переработка и утилизация клинкеров и шлаков - отходов цветной металлургии / А. Х. Туресебеков, Р. Д. Аллабергенов, А. Ч. Зунунов // Экологическая, промышленная и энергетическая безопасность – 2017 : Сборник статей по материалам научно-практической конференции с международным участием, Севастополь, 11–15 сентября 2017 года / Под редакцией Ю.А. Омельчук, Н.В. Ляминой, Г.В. Кучерик. – Севастополь: ФГАОУ ВО СевГУ, 2017. – С. 1390-1395.
10. Колесников А. С. Технология переработки отхода цинковой промышленности с получением ферросплава и возгонов цветных металлов / А. С. Колесников, Б. А. Капсалямов, О. Г. Колесникова и др. // Вестник Южно-Уральского государственного университета. Серия: Металлургия. – 2013. – № 13(1). – С. 34-39.
11. Пат. 1836461 СССР, МПК С 22 В 7/00. Способ переработки цинкового клинкера вельц-печей: № 5039337/02: заявл. 10.04.1992: опубл. 23.08.1993 / Андреев Ю. В. ; заявитель и патентообладатель Товарищество с ограниченной ответственностью «ЭКЕ». – 3 с.
12. Пат. 94015041 Рос. Федерация, МПК С 22 В 19/00. Способ гидрометаллургической переработки цинксодержащего клинкера: № 94015041/02: заявл. 22.04.1994: опубл. 10.02.1996 / Пирковский С. А. – 3 с.
13. Козырев Е. Н. Технология извлечения свинца и цинка из лежалых клинкеров цинкового производства / Е. Н. Козырев, Ю. И. Кондратьев, К. К. Хулелидзе, Н. С. Богомолова // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2005. – № 3. – С. 280-282.
14. Набойченко С. С. Автоклавное сернокислотное выщелачивание цинковых концентратов / С. С. Набойченко, К. Н. Болатбаев // Цветные металлы. – 1985. – № 2. – С. 23-25.
15. Пат. 2356960 Рос. Федерация МПК С 22 В 19/00. Способ переработки отходов цинкового производства: № 2006140217/02: заявл. 20.05.2008: опубл. 27.05.2008 / Тедеев М. Н., Тедеев Н. М.; заявитель и патентообладатель Тедеев М. Н. – 4 с.
16. Capone S. Fomation and stability of zinc (II) and cadmium (II) citrate complexes in aqueous solutions at various temperatures / S. Capone, A. De Robertis, C. De Stefano, S. Sammartano // Talanta. – 1986. – Vol. 33. – № 9. – Pp. 763-161.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ УГЛИСТЫХ КОНЦЕНТРАТОВ В ПРИСУТСТВИИ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ*

Данилин Л. М., Луговицкая Т. Н., Головкин Д. И., Рогожников Д. А.
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

**Исследование выполнено в рамках проекта Российского научного фонда № 22-79-10290.*

В золотодобывающей промышленности особое место занимают руды двойной и тройной упорности, которые характеризуются не только наличием тонко вкрапленного субмикронного золота, ассоциированного в минералах – носителях (в основном пирит и арсенопирит), но и химической депрессией золота на стадии металлургической переработки, связанной с присутствием углистого органического вещества, сорбционно-активного по отношению к растворенному золоту (эффект прег-роббинга) [1]. Это вызывает сложности при выборе эффективной технологии для переработки данного сырья с использованием традиционных методов. В этой связи возникает необходимость в разработке новых технологий для извлечения металлов из такого упорного сырья.

В мировой практике используются различные подходы к переработке упорных золотосодержащих руд и концентратов, включая такие методы, как окислительный обжиг, бактериальное выщелачивание, технология Albion, автоклавное окисление и другие [2]. Все вышеперечисленные технологии переработки упорных золотосодержащих концентратов позволяют практически полностью разрушить сульфидную матрицу и извлечь золото с минимальными потерями. Однако вторая причина упорности по-прежнему является серьезной проблемой, поскольку присутствие активного органического углерода в исходном материале может привести к существенным потерям золота.

По нашему мнению, альтернативным способом переработки упорных золотосодержащих углистых руд может являться метод атмосферного азотно-кислотного выщелачивания концентратов с применением поверхностно-активных веществ. Азотная кислота (HNO_3) выступает в качестве сильного окислителя и катализатора реакции окисления концентрата [3]. ПАВ способствует адсорбционному понижению поверхностной энергии (эффект Ребиндера) частиц концентрата, что приводит к их эффективному смачиванию, диспергированию и, соответственно, более быстрому и эффективному вскрытию упорной рудной матрицы. Также предполагается, что ПАВ вследствие адсорбции на углистом веществе будет устранять его негативное влияние, тем самым способствовать эффективному цианированию с максимальным извлечением золота в раствор.

В ранее написанных нами работах [5-7] был представлен комплекс физико-химических исследований, направленный на подбор ПАВ и исследование их поведения в азотнокислых средах. В качестве эффективной добавки для атмосферного азотнокислотного выщелачивания упорных руд был выбран лигносульфонат технический (ЛС).

Исследование процессов атмосферного азотнокислотного выщелачивания золотосодержащего углистого концентрата в присутствии ЛС в лабораторном масштабе являлось целью данной работы.

Материалы и методы исследования

Использовали: - концентрат месторождения Маломыр с химическим составом, представленным в табл. 1, крупностью (90 %) класса минус 0,074 мм. Фазовый анализ концентрата (дифрактометр XRD-7000 Shimadzu) показал, что основными минералами являются: пирит (FeS_2); арсенопирит (FeAsS); кварц (SiO_2), доломит ($\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$), мусковит ($\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$) и сепиолит ($\text{Mg}_4(\text{Si}_6\text{O}_{15})(\text{OH})_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$);

- азотная кислота HNO_3 квалификации хч;

- ПАВ – лигносульфонат технический Соликамского ЦБК (ЛС) следующего состава, %: С 38,82, Н 4,36, О 42,35, S 5,50, Na 6,6.

Таблица 1 – Химический состав упорного золотосодержащего концентрата

Элемент	S	Fe	As	Si	Al	K	$C_{\text{общ}}$	$C_{\text{орг}}$	O	Au	Прочие
Масс. %	19,2	19,6	4,6	14,4	8,3	3,8	0,77	0,43	24,4	26,9 г/т	5,9

Эксперименты по азотнокислотному выщелачиванию проводили в реакторе объемом 200 см³, оснащенный терморубашкой и водоохлаждаемым обратным холодильником. Для перемешивания использовали верхнеприводную мешалку с частотой 300 об/мин. Выщелачивание осуществляли при концентрации азотной кислоты 5-9 моль/дм³, концентрации ПАВ 0-1,5 г/дм³, соотношении Ж:Т = 6:1, температуре 85 ± 10 °С и продолжительности процесса 90 минут.

Кек после выщелачивания промывали дистиллированной водой и подвергали цианированию в следующих условиях: концентрация цианида натрия 1-5 г/дм³, соотношение Ж:Т = 3:1 и продолжительность процесса 24 часа. Кек после цианирования анализировали на содержание золота пробирным методом анализа.

В результате азотнокислотного выщелачивания концентрата при концентрации азотной кислоты 9 моль/дм³ показатели по извлечению железа, мышьяка, серы составили 98,6, 98,9, 90,5 % соответственно. Извлечение золота в процессе цианирования составило 68 %.

Добавка ПАВ на уровне 1,5 г/дм³ в процесс атмосферного азотнокислотного выщелачивания концентрата позволяет снизить расход азотной кислоты до 0,5 М и достигнуть близкие показатели вскрытия сульфидной матрицы: Fe – 99,1 %, As – 98,5 %, S – 85,9 %. Положительный эффект ПАВ

наблюдается и при цианировании кека. Так, извлечение золота при использовании ПАВ в процессе атмосферного выщелачивания увеличивается на 21 % и достигает 89 %.

Выводы

Использование ПАВ на стадии процесса атмосферного азотнокислотного выщелачивания углистого золотосодержащего концентрата весьма эффективно и позволяет при сопоставимых условиях увеличить на ~21 % степень извлечения золота и существенно снизить расход азотной кислоты на вскрытие сульфидной матрицы. Исследование механизма действия ПАВ в указанных условиях будет являться предметом дальнейших исследований.

Список литературы

1. Rees K. L., Deventer V. Preg-robbing phenomena in the cyanidation of sulfide gold ores. / K.L. Rees, V. Deventer // Hydrometallurgy. – 2000. – № 58. – P. 61–80.
2. Rogozhnikov D., et. al. Kinetics and mechanism of arsenopyrite leaching in nitric acid solutions in the presence of pyrite and Fe(III) ions // Hydrometallurgy. – 2021. – Vol. 199, № 105525.
3. Nabashi F. Nitric acid in the hydrometallurgy of sulfides / F. Nabashi // Proceedings of the EPD Congress. – 1999. – P. 357-364.
4. Луговицкая Т. Н., Данилин Л. М., Рогожников Д. А. Поверхностное натяжение растворов ПАВ в азотнокислой среде и перспективы их использования при выщелачивании сырья цветных металлов / Т. Н. Луговицкая, Л. М. Данилин, Д. А. Рогожников // Перспективы развития технологии переработки углеводородных и минеральных ресурсов: Материалы XIII Всероссийской научно-практической конференции с международным участием. Иркутск: Изд-во «ИРНИТУ». – 2023. – С. 64-67.
5. Луговицкая Т. Н., Данилин Л. М., Рогожников Д. А., Мамяченков С. В. Поведение некоторых поверхностно-активных веществ в азотнокислой среде и перспективы их использования в гидрометаллургии / Т. Н. Луговицкая, Л. М. Данилин, Д. А. Рогожников, С. В. Мамяченков // Журнал физической химии. – 2023. – Т. 378. – № 12. – С. 1-7.
6. Danilin L., Lugovitskaya T., Kolmachikhina E., Rogozhnikov D. Colloidal chemical properties of surfactant – nitric acid – water compositions / L. Danilin, T. Lugovitskaya, E. Kolmachikhina, D. Rogozhnikov // Chimica Techno Acta. – 2023. – Vol. 10, № 4.
7. Луговицкая Т. Н., Данилин Л. М., Рогожников Д. А., Мамяченков С. В. Некоторые коллоидно-химические аспекты применения поверхностно-активных веществ в гидрометаллургии цветных металлов / Т. Н. Луговицкая, Л. М. Данилин, Д. А. Рогожников, С. В. Мамяченков // Современные технологии производства цветных металлов: Материалы Международной научной конференции, посвященной памяти С. С. Набойченко. Екатеринбург. Изд-во» Уральского университета. – 2023. – С. 90-95.

АЗОТНОКИСЛОТНОЕ РАСТВОРЕНИЕ ХАЛЬКОПИРИТА В ПРИСУТСТВИИ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ*

Шкляев Ю. Е., Дизер О. А., Луговицкая Т. Н., Рогожников Д. А.
ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

**Исследование выполнено в рамках Госзадания РФ по Гранту № 075-03-2024-009/1 (FEUZ-2024-0010).*

Основным сырьем для получения меди являются сульфидные руды. Однако в настоящее время наблюдается истощение запасов богатого рудного сырья, поэтому вовлечение в переработку трудновскрываемого медного сырья становится актуальным. Основным минералом подобного сложного сырья является халькопирит.

Существует множество исследований, направленных на изучение способов переработки подобного сложного медного сырья. Среди современных гидрометаллургических методов выделяются хлоридные [1], сульфатные [2], аммиачные процессы выщелачивания [3]; перспективными считаются процессы биовыщелачивания [4], автоклавного окисления [5]. Данные способы имеют свои недостатки, поэтому до настоящего времени ограниченно реализуются в промышленных масштабах.

В сложившейся ситуации актуальна разработка нового эффективного способа переработки медного сырья. Одним из перспективных подходов в этом направлении является азотнокислотное выщелачивание. Азотная кислота обладает сильными окислительными свойствами. Она способна разлагать сульфидные минералы, переводя медь, железо, цинк и другие ценные компоненты в раствор [6]. Достоинством этого процесса является возможность улавливания образующихся нитрозных газов с дальнейшей регенерацией азотной кислоты.

Для интенсификации гидрометаллургических процессов используется введение дополнительных катализаторов и окислителей. В работах [7, 8] изучалось влияние каталитических добавок на растворение сульфидных минералов. Согласно полученным результатам, введение интенсифицирующих добавок оказывает положительное влияние на исследуемые авторами процессы. В связи с этим целесообразно рассмотреть влияние катализаторов на эффективность процесса растворения халькопирита в растворе азотной кислоты.

Целью данной работы является изучение влияния ПАВ на азотнокислотное растворение халькопирита.

В данной работе в качестве основного сырья использовали халькопирит Воронцовского месторождения, химический состав представлен в табл. 1. Данный минерал предварительно измельчали, просеивали и отбирали рабочую фракцию размером $-0,056$ мм.

Таблица 1 – Химический состав халькопирита

Элемент/минерал	Cu	Fe	S	общее
CuFeS ₂	34,65	30,45	34,9	100

Эксперименты по азотнокислотному выщелачиванию были проведены на установке, состоящей из боросиликатного стеклянного реактора с внешней рубашкой Lenz Minni-60 объемом 0,5 дм³. Термостатирование реактора проводили за счёт термостата-циркулятора Huber CC-205B. Перемешивание проводили с помощью верхнеприводной мешалки Cat R-100C со скоростью 250 об/мин для обеспечения гомогенности пульпы. Перед началом эксперимента раствор с ПАВом нагревали до необходимой температуры, затем добавляли навеску материала. В ходе проведения эксперимента в определенные моменты времени производили отбор проб при помощи дозатора Sartorius Proline. По окончании эксперимента пульпу фильтровали, растворы анализировали при помощи оптико-эмиссионного спектрометра с индуктивно-связанной плазмой ЕХРЕС 6500, кек промывали дистиллированной водой, сушку проводили при 80 °С до установления постоянной массы.

Влияние добавки ПАВ на растворение халькопирита (рис. 1) оценивали при концентрации азотной кислоты 5 моль/дм³, температуре 65 °С, продолжительности 60 мин, Ж:Т = 20:1.

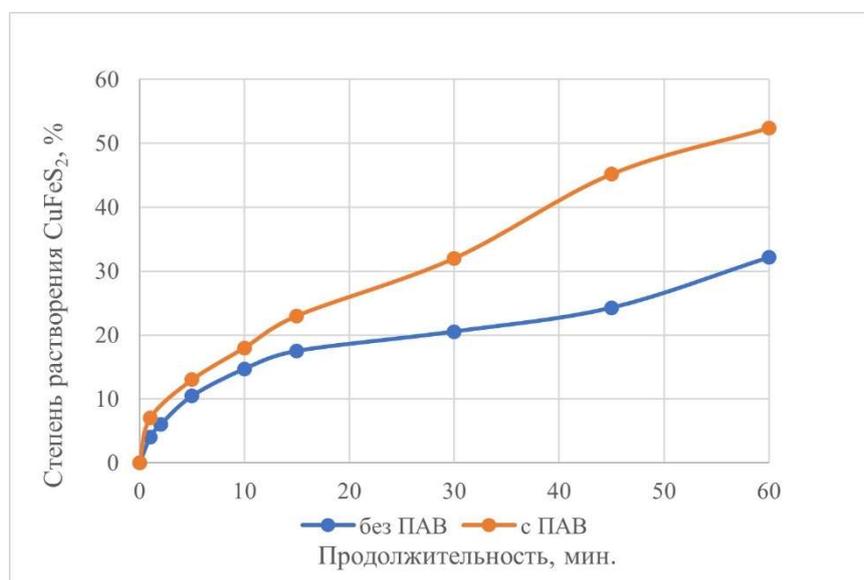


Рисунок 1 – Зависимость степени растворения халькопирита от продолжительности с добавкой и без добавки ПАВ

Согласно графику, представленному на рис. 1, введение ПАВ оказывает положительное влияние на процесс. Степень растворения халькопирита увеличивается с 32 % до 52 %.

Выводы

Приведены зависимости степени растворения халькопирита от времени без добавок ПАВ и в присутствии ПАВ. Установлено, что введение ПАВ способствует увеличению степени растворения минерала халькопирита с 32 % до 52 %.

Направлением дальнейших исследований является изучение влияния различных параметров на степень растворения халькопирита в присутствии ПАВ для увеличения показателей разрабатываемого процесса.

Список литературы

1. Chemical Dissolution of Chalcopyrite Concentrate in Choline Chloride Ethylene Glycol Deep Eutectic Solven / C. Jara, R. Harris, A. Abbott [et al.] // Minerals. – 2022. – Vol. 12(1). – P. 65.
2. Sokic M. D. Kinetics of chalcopyrite leaching sodium nitrate in sulphuric acid/ M.D. Sokic, B. Markovic, D. Zivkovic // Hydrometallurgy. –2009.– Vol. 95.– P. 273-279.
3. Interfacial reactions of chalcopyrite in ammonia–ammonium chloride solution / X. Hua, Y. Zheng, Q. Xu [et al.] // Transactions of Nonferrous Metals Society of China. – 2018. – Vol. 28. – P. 556-566.
4. Bacterial leaching of chalcopyrite and bornite with native bioleaching microorganism/ W. Jun, W. Qin, Y. Thang [et al.]//Transactions on nonferrous metals society of China – 2008.– Vol. 18 (6). – P.1468-1472.
5. Leaching and Kinetic Study on Pressure Oxidation of Chalcopyrite in H₂SO₄ Solution and the Effect of Pyrite on Chalcopyrite Leaching/B. Han, K. Haga, B. Altansukh [et al.] //Minerals. – 2017. – Vol.3. – P. 528-542.
6. Kinetics of Nitric Acid Leaching of Bornite and Chalcopyrite / Yu. Shklyayev, O. A. Dizer, T. N. Lugovitskaya [et al.]// Chimica Techno Acta. – 2023. –Vol. 10(4). – P. 202310410.
7. Kinetics and mechanism of arsenopyrite leaching in nitric acid solutions in the presence of pyrite and Fe(III) ions / D. Rogozhnikov, K. Karimov, A. Shoppert [et al.] // Hydrometallurgy. – 2021. – Vol. 199. – P. 105525.
8. Nitric Acid Dissolution of Tennantite, Chalcopyrite and Sphalerite in the Presence of Fe (III) Ions and FeS₂/ O. Dizer, D. Rogozhnikov, K. Karimov[et al.]// Materials. – 2022. – Vol. 15. – P. 1545.

УСТРОЙСТВО ТОЛСТОСЛОЙНОЙ ШАХТНОЙ КРЕПИ С ПОВЫШЕННОЙ СТОЙКОСТЬЮ К ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ МЕТОДОМ МОКРОГО ТОРКРЕТИРОВАНИЯ С АКТИВАТОРОМ ТВЕРДЕНИЯ

Шуняев И. С., Ласкина Т. С., Кошкарров В. Е.
ООО «Научно-производственное объединение «КТ» (КТ TRON),
г. Екатеринбург, Россия

Мокрое торкретирование широко используется при устройстве монолитной или комбинированной шахтной крепи в качестве временного или постоянного сооружения в горизонтальных, наклонных и вертикальных выработках. Преимуществом является высокая производительность работ, сниженный уровень пыления, упрочнение пород вокруг выработки, финишный слой не требует дополнительной защиты заземлением. Сопутствующим назначением метода мокрого торкретирования [1] является технологичное восстановление защитного слоя бетона, восстановление геометрии, ремонт повреждений, полученных в процессе эксплуатации горной выработки.

Выбор материала и конструкции шахтной крепи зависит от назначения выработки, срока ее службы, формы и размеров поперечного сечения, величины и характера проявления горного давления, наличия агрессивных шахтных вод, вредных атмосферных воздействий, способа проходки, экономических и других факторов [2]. При расчетах конструкций шахтной крепи учитываются вертикальное и боковое горное давление, а также монтажные нагрузки и нагрузки от собственного веса. По этой причине применяются крепи из различных материалов, в т. ч. деревянные, металлические, бетонные, железобетонные и сборные. Наибольший срок службы (более 12 лет) обеспечивается крепью капитальных конструкций из искусственного камня. Недостатки технологии устройства крепи с использованием цементных вяжущих веществ набрызгбетоном и торкретбетоном связаны с технологией бетонирования и внутренними свойствами самих вяжущих.

С технологической точки зрения, ограничением является устройство средств механизации. Они часто громоздки, неповоротливы, временное складирование, транспортирование бетонных и растворных смесей может быть осложнено дальностью подачи и глубиной выработки, стесненными условиями в забое. В таких условиях подбор состава растворной смеси и контроля качества по всему наперед заданному объёму смеси – отдельная инженерная задача. Перспективным направлением может стать специальная сухая строительная смесь рационального состава, подобранная в лаборатории, и затворяемая или на небольшом удалении, или непосредственно в точке производства работ по устройству шахтной крепи. Существующие торкрет составы в силу применяемой максимальной крупности заполнителя (до 8 мм), отсутствия

критических пластифицирующих компонентов, обеспечивающих водонепроницаемые и безусадочные добавки (ВВЦ, РПЦ), уступают бетонным крепям.

Бетонные шахтные крепи оказывают наибольшее давление от собственного веса. Для удержания горного давления необходимой величины и характера приходится устраивать крепь в определённом направлении и на толщину от 200 до 500 мм, тогда как устройство крепи вслед за перемещением забоя без устройства опалубки бетонирования или тьюбинга было бы предпочтительнее. Перспективной схемой является штанговая крепь в сочетании с торкретированием по металлической сетке, однако применяется в крепких устойчивых породах с целью предотвращения выветривания и вывалов небольших объемов породы [3].

Хорошо известны недостатки самих цементных вяжущих веществ в смысле их применения в горных выработках [4, 5]. Цементный камень подвергается выщелачивающему действию шахтных вод и соляных растворов. В тяжелых гидрогеологических условиях конструкция крепи эксплуатируется в обводнённом состоянии со знакопеременными температурами. Скорость твердения, набор ранней прочности, время жизни растворной смеси, толщина нанесения за один проход, неравномерное высыхание, усадка и трещинообразование являются ключевыми факторами назначения, и, как следствие, срока службы конструкции каменной крепи горной выработки.

Одним из способов повышения технических свойств технологии устройства шахтной крепи может стать толстослойное мокрое торкретирование специальной двухкомпонентной сухой строительной смесью (КТТрон-торкрет М2) на комплексном сульфатостойком вяжущем. Разработка состава проводилась с целью повышения технологических свойств мокрого торкрета с возможностью нанесения в стеснённых условиях горных выработок. Опытно-промышленные испытания планировались в шахте «Шерегешская» (АО «ЕВРАЗ ЗСМК») и в шахте «Черёмуховская-Глубокая» (АО «СУБР»).

Разработка предусматривала лабораторный подбор рационального состава сухой смеси для мокрого торкретирования с увеличенным временем жизни и, при этом, ускоренными свойствами схватывания и быстрым набором прочности на первые сутки. Для решения поставленной задачи было принято решение выпустить двухкомпонентную смесь с активатором твердения, который добавляется в контур водной фазы торкрет машины. «Компонент Б» представляет собой белый порошок без запаха, расход для приготовления 1 м³ торкрет состава составляет 34,36 кг. Расход воды для затворения 1 кг «Компонента Б» составляет 0,28 л.

Компонент Б – композиция на основе поверхностно-активных веществ и солей, растворимая в воде, разработана для корректного влияния на состав цементных вяжущих веществ сухой строительной смеси КТТрон-торкрет М2. Технология ввода активатора сводится к приготовлению водного раствора Компонента Б и подаче его при помощи отдельной ёмкости с насосом, обеспечивающим возможность регулирования подачи во второй контур торкрет

машины. Наиболее удовлетворительный режим подачи двухкомпонентного торкрета обеспечивается специальным оборудованием, например, подземной автономной торкрет-машиной СНТС УТУ-10.

Для традиционно используемых составов мокрого торкрета сроки схватывания составляют от 2 до 5 ч. При введении активатора схватывание состава КТрон-торкрет М2 происходит по сценарию: начало схватывания – 1 мин; конец схватывания – 3 мин.

Физико-технические характеристики разработанного составов сухих строительных смесей КТрон-торкрет представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Сопоставительные физико-технические характеристики разработанных шахтных торкрет составов Ш и М2

Наименование показателя	Требование ГОСТ	Торкрет состав Ш	Торкрет состав М2
Класс ремонтной смеси	ГОСТ Р 56378–2015 п 5.2	R4	R4
Наибольшая крупность зерен заполнителя, мм	ГОСТ 8735-88 п. 3	3	3
Плотность растворной смеси, кг/м ³	ГОСТ 5802 п.3	2200	2200
Сохраняемость первоначальной подвижности	ГОСТ 31357-2007 п. 4.8	45	120
Марка по водонепроницаемости	ГОСТ 12730.5-2018 п.4	W12	W12
Марка по морозостойкости	ГОСТ 10060-2012	F300	F300
Адгезия, МПа	ГОСТ Р 58277-20018 п.9	2,0	2,0
Прочность при изгибе, МПа	ГОСТ 310.4	8,0	8,0
Прочность при сжатии, МПа	ГОСТ 310.4	20	20
- на 24 часа		60	60
- на 28 сут.			
Модуль упругости, ГПа	ГОСТ 24452-80	25	25

Разработанный состав имеет марку по водонепроницаемости W12, по морозостойкости – F300 и может быть отнесён к гидротехническому покрытию.

Для обеспечения толщины слоя шахтного торкрета до 200 мм за один проход исследовалась взаимосвязь максимальной крупности минерального заполнителя с различными вариантами фибры. Сложность заключается в обеспечении сбеге строго определённого гранулометрического состава, и достаточного содержания фибры, которая не добавляется в традиционные торкрет смеси, поскольку должна наносится сжатым воздухом или под высоким давлением воды.

Состав М2 разрабатывался на сульфатостойком цементе для повышения стойкости крепи против разрушающего действия шахтных вод и повышение стойкости в солях. В связи с этим, ожидается улучшение стойкости состава М2, однако непосредственно по нормативной методике оценки морозостойкости в растворах солей не проводилась, это является дальнейшей задачей исследования.

Стойкость к выщелачивающему действию шахтных вод достигается повышением водостойкости и морозостойкости состава М2 и обеспечивается одновременным вводом полимерных добавок и микрокремнезема для повышения плотности состава, расширения времени жизни, которое понадобится для удовлетворительной транспортировки растворной смеси в глубокие горные выработки растворонасосом.

Рецептуры разрабатываемых составов, после получения удовлетворительных результатов лабораторных испытаний и пробного нанесения, были запланированы к полупромышленным испытаниям в горных выработках в 2023 году. Схема устройства шахтной крепи материалом КТтрон-торкрет М2 методом двухкомпонентного нанесения показана на рис. 1.

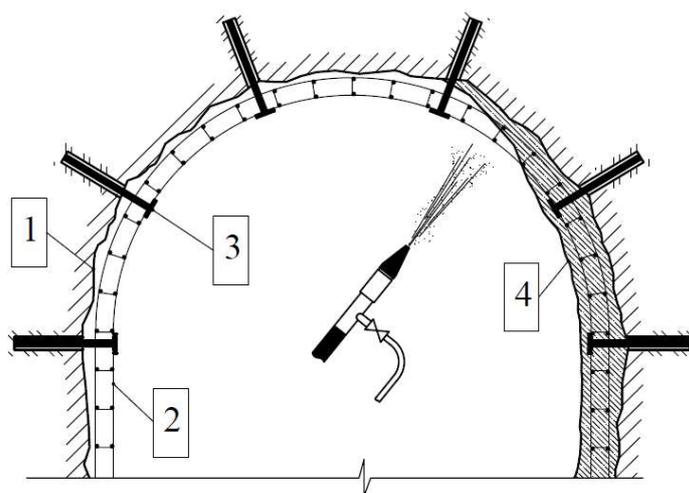


Рисунок 1 – Схема устройства шахтной крепи торкретированием составом М2:

1 – горная выработка; 2 – арматурная сетка; 3 – анкер;
4 – нанесенная смесь «КТтрон-Торкрет М2»

Опытное нанесение проводилось на площадке шахты Шерегешской, АО «Евраз ЗСМК» в Таштагольском районе Кемеровской области, п. Шерегеш. Программой эксперимента было предусмотрено торкретирование бортов и кровли выработки по установленному арматурному каркасу. В ходе опытных испытаний оценивались качество нанесения покрытия (визуально), толщина нанесения покрытия за один проход, производительность при работе со смесью, расход материала и прочность. Испытания прошли успешно, составлен акт выполненных работ. Дополнительно было установлено, что с помощью добавки можно регулировать сроки схватывания торкрета и несколько регулировать толщину нанесения.

В результате проведенных исследований можно сделать следующие выводы. Разработанный состав КТтрон-торкрет М2 с активатором твердения может быть использован в качестве альтернативной технологии укрепления шахтной крепи методом мокрого торкретирования. Двухкомпонентный состав целесообразно использовать в горных условиях, когда требуется увеличенное время жизни раствора для удаленного транспортирования и, при этом,

сжатые сроки схватывания при нанесении. Использование в составе специальных функциональных ПАВ, добавок и фибры обеспечивает более высокую марку по водостойкости, морозостойкости и увеличения толщины нанесения.

От правильного выбора материала и устройства крепи для конкретных горно-геологических условий, качества ее возведения зависит способность крепи воспринимать горное давление. От этого напрямую зависит устойчивость выработки и, следовательно, обеспечение безопасных условий ее эксплуатации в течение всего срока службы.

Список литературы

1. СТО КТ 62035492.008-2024 Системы материалов «КТ ТРОН» ® для усиления, ремонта и гидроизоляции строительных конструкций. Классификация. Технические характеристики. Технология производства работ. Контроль качества.
2. Нестерова С. Ю. Горная крепь подземных выработок шахт и рудников: учебное пособие / С. Ю. Нестерова. – Изд-во Перм. нац. исслед. политехн. ун-та, 2018. – 55 с.
3. СНиП, ч. 2, разд. М, гл. 4. Подземные горные выработки предприятий по добыче полезных ископаемых. Нормы проектирования, М., 1963.
4. СНиП, ч. 3, разд. Б, гл. 9. Подземные горные выработки предприятий по добыче полезных ископаемых. Правила производства и приемки работ, М., 1963.
5. Андреев Е. Т. Щукин А. С. Крепление горных выработок, М., 1964.

УДК 622.75.77

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТУРБУЛИЗАЦИОННОЙ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ХВОСТОВ ЦИАНИРОВАНИЯ

Пеньков П. М.

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

Для соответствия современным требованиям эффективности производства необходимо производить модернизацию существующих технологий переработки и обогащения золота. Основным направлением на современном этапе в части обогащения золотосодержащего сырья является повышение показателей обогащения. Постепенное снижение качества руд не позволяет полноценно извлекать золото по традиционным технологиям обогащения. Потери при использовании традиционных технологий добычи могут достигать 25-54 %. [1]. Полнота извлечения золота зависит не только от его содержания в руде, но и от наличия его тонких зерен. Решение проблемы улавливания мелкого и тонкого золота повысит эффективность комплексного и рационального использования природных ресурсов.

Золотосодержащие руды месторождения «Мизек» перерабатывались традиционным способом кучного цианирования. В отработанных штабелях

накоплено значительное количество хвостов кучного цианирования, содержащих около 1 г/т золота. На рудных складах рудников накоплены большие количества труднообогатимых для цианирования сульфидных руд, которые также могут представлять интерес для вовлечения в переработку.

Исследования проводились на хвостах цианирования, измельченных до крупности 92,5 % класса минус 0,071 мм. Хвосты цианирования подвергались дроблению в три стадии на валковых дробилках с грохочением дробленого продукта и измельчению до требуемой крупности. После измельчения хвосты цианирования направлялись на турбулизионную центробежную сепарацию в сепаратор К-760. Полученная тяжелая фракция после сепаратора К-760 подвергалась доводочным операциям на центробежном сепараторе К-180 и ручной доводке.

Схема цепей аппаратов опытно-промышленной установки приведена на рис. 1.

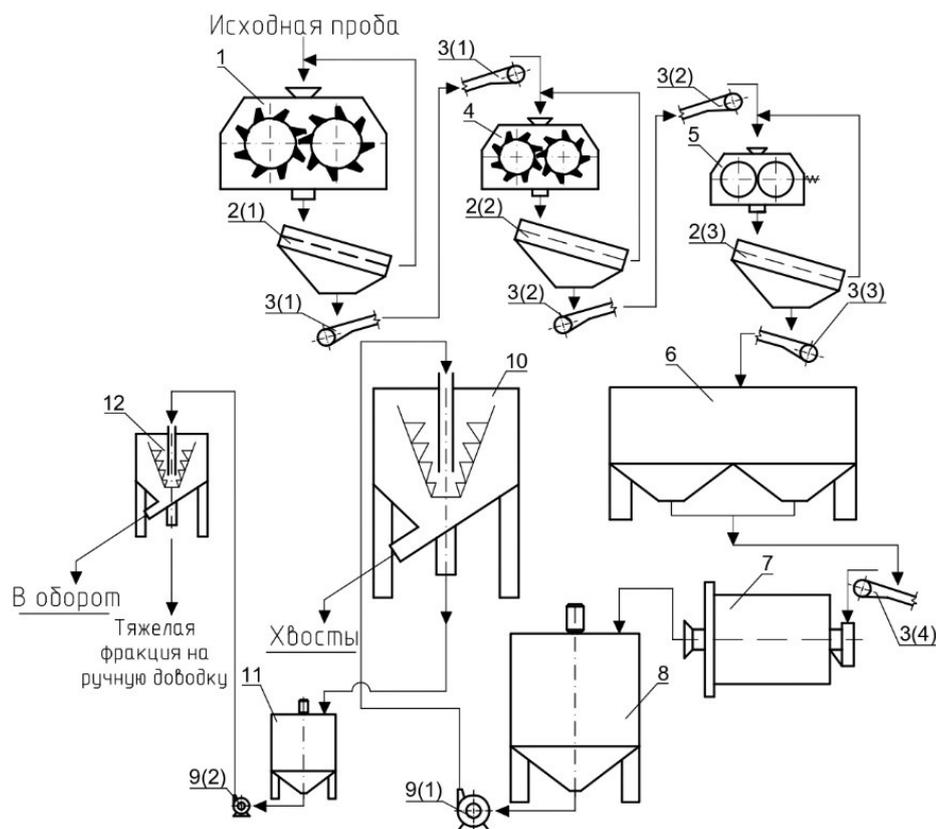


Рисунок 1 – Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки по переработке измельченных хвостов цианирования:

- 1 – дробилка зубчатая; 2(1-3) – грохот; 3(1-4) – ленточный конвейер;
 4 – дробилка зубчатая; 5 – валковая дробилка; 6 – накопительный бункер; 7- мельница;
 8 – зумпф с мешалкой; 9(1,2) – песковой насос; 10 – центробежный сепаратор К-760;
 11 – зумпф с мешалкой; 12 – центробежный сепаратор К-180

Схема включает две зубчатые дробилки (1,4), валковую дробилку (5), грохоты (2(1-3)), четыре конвейера (3), центробежный сепаратор К-760 (9), зумпф (10), центробежный сепаратор К-180 (11), два песковых насоса (8(1,2)).

Исходную пробу хвостов цианирования массой 3000 кг подвергали дроблению в зубчатой дробилке (1) в замкнутом цикле с грохотом (2(1)). Подрешетный продукт грохота (2(1)) по конвейеру (3(1)) направлялся в зубчатую дробилку (4), работающую в замкнутом цикле с грохотом (2(2)). Подрешетный продукт грохота (2(2)) по конвейеру (3(2)) направлялся в валковую дробилку (5), работающую в замкнутом цикле с грохотом (2(3)). Подрешетный продукт грохота (2(3)), крупностью минус 5 мм, по конвейеру (3(3)) направлялся в накопительный бункер (6), из которого по конвейеру (3(4)) направлялся в мельницу (7) и далее в зумпф (8) с мешалкой. Пульпу из зумпфа (8) насосом (9(1)) подавали в центробежный сепаратор К-760 (10). Тяжелая фракция накапливалась в пазах конуса, лёгкая фракция под действием центробежной силы самотеком удалялась из сепаратора (10) в хвосты.

После переработки порции исходного питания тяжелую фракцию из пазов центробежного сепаратора (10) разгружали в зумпф (11), из которого насосом (9(2)) тяжелая фракция направлялась в доводочные операции в центробежный сепаратор (12).

Результаты пробирного анализа продуктов обогащения измельченных хвостов приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты пробирного анализа продуктов переработки измельченных хвостов кучного цианирования по известной технологии

Наименование продукта	Массовая доля золота, г/т
Исходное питание	1,2
Хвосты 1 сепарации	0,49
Хвосты 2 сепарации	4,57
Хвосты ручной доводки	4,57
Концентрат ручной доводки	5825,06

Как показывает практика, модернизация первичного обогатительного оборудования и замена на более эффективное приводит к увеличению извлечения мелких и тонких классов золота в черновой концентрат [2]. С целью повышения показателей проведены испытания на измельченных хвостах в режиме пневматической турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии [3, 4].

Схема цепей аппаратов опытно-промышленной установки по переработке измельченных хвостов по циркуляционно-накопительной технологии приведена на рис. 2.

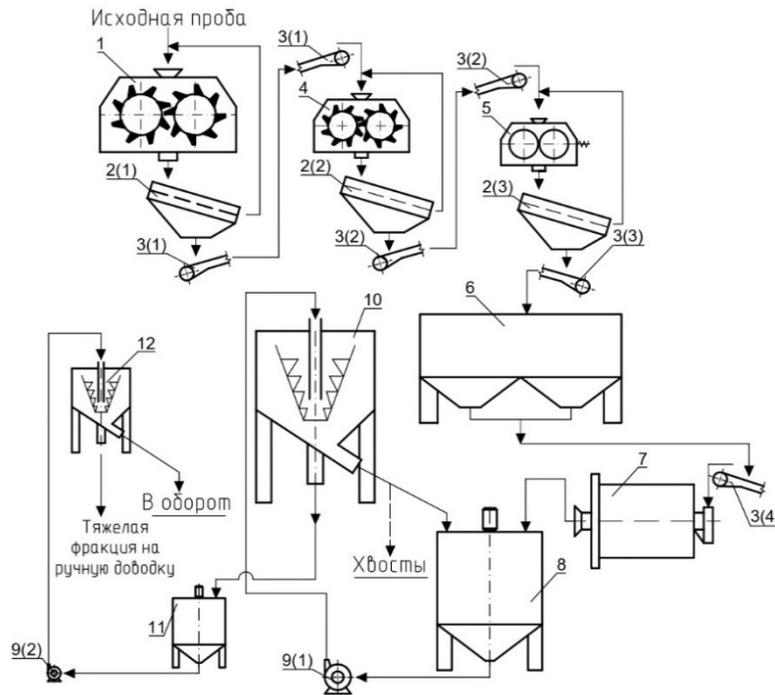


Рисунок 2 – Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки по переработке измельченных хвостов цианирования в режиме пневматической турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии:

- 1 – дробилка зубчатая; 2(1-3) – грохот; 3(1-4) – ленточный конвейер;
 4 – дробилка зубчатая; 5 – валковая дробилка; 6 – накопительный бункер; 7 – мельница;
 8 – зумпф с мешалкой; 9(1,2) – насос песковой; 10 – центробежный сепаратор К-760;
 11 – зумпф с мешалкой; 12 – центробежный сепаратор К-180

Опытно-промышленные испытания проводили следующим образом. Исходную пробу хвостов цианирования подвергали дроблению в зубчатой дробилке (1) в замкнутом цикле с грохотом (2(1)). Подрешетный продукт грохота (2(1)) по конвейеру (3(1)) направлялся в зубчатую дробилку (4), работающую в замкнутом цикле с грохотом (2(2)). Подрешетный продукт грохота (2(2)) по конвейеру (3(2)) направлялся в валковую дробилку (5), работающую в замкнутом цикле с грохотом (2(3)). Подрешетный продукт грохота (2(3)), крупностью минус 5 мм, по конвейеру (3(3)) направлялся в накопительный бункер и далее конвейером (3(4)) в мельницу (7), из которой направлялся в зумпф (8) с мешалкой. Пульпу из зумпфа (8) насосом (9(1)) подавали в центробежный сепаратор (10). Тяжелая фракция накапливалась в пазах конуса, лёгкая фракция под действием центробежной силы самотеком удалялась из сепаратора (10) в зумпф (8), для реализации циркуляции лёгкой фракции через центробежный сепаратор. Реализация циркуляции легкой фракции обеспечивает максимальное извлечение свободных частиц золота в тяжелую фракцию [5].

По прошествии заданного количества времени циркуляции легкая фракция направлялась через переключатель потоков в хвосты.

Далее осуществлялась переработка следующих порций исходного питания. После переработки заданного количества порций исходного питания

тяжелую фракцию из пазов центробежного сепаратора (10) разгружали в зумпф (11), из которого насосом (9(2)) тяжелая фракция направлялась в доводочные операции в центробежный сепаратор (12). Хвосты доводочных операций направлялись в оборот.

Переработано 10 порций хвостов массой по 300 кг, после чего тяжелая фракция вымывалась из пазов конуса центробежного сепаратора.

Результаты пробирного анализа продуктов обогащения измельченных хвостов приведены в табл. 2.

Таблица 2 – Результаты пробирного анализа продуктов переработки измельченных хвостов кучного цианирования по циркуляционно-накопительной технологии

Наименование продукта	Массовая доля золота, г/т
Исходное питание	1,2
Хвосты 1 сепарации	0,025
Хвосты 2 сепарации	44,67
Хвосты ручной доводки	4,57
Концентрат ручной доводки	9570,97

Установлено, что с помощью центробежной сепарации из измельченных хвостах кучного цианирования после первой стадии центробежной сепарации в режиме пневматической турбулизации пристеночного слоя по циркуляционно-накопительной технологии получен концентрат с массовой долей золота 231,70 г/т при извлечении в него золота 97,89 %, после второй стадии центробежной сепарации получен концентрат с массовой долей золота 4560 г/т при извлечении в него золота 79,80 %. В результате ручной доводки концентрата центробежной сепарации получен шлиховой продукт с массовой долей золота 9570,97 г/т, при извлечении в него золота 79,76 % по отношению к исходному питанию.

Список литературы

1. Очосов О. Ю., Матвеев А. И. Применение метода центробежной концентрации в условиях попутного извлечения золота при обогащении алмазосодержащих песков, разрабатываемых АО «Алмазы Анабара» // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021 – № 1 – С. 120–129. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-1-0-120-129
2. Ананенко К. Е., Кондратьева А. А., Зашихин А. В. Извлечение тяжелых минералов центробежными аппаратами // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 2-2. – С. 50. – EDN UZIYMP.
3. Пеньков П. М. Сравнение гидравлической и пневматической турбулизации пристеночного слоя центробежного сепаратора // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVIII Международной научно-технической конференции – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2023. – С. 410-413. – EDN CQWLRA.

4. Пеньков П. М., Морозов Ю. П., Хамидулин И. Х. Совершенствование центробежной сепарации на основе пневматической турбулизации пристеночного слоя конуса сепаратора // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2023. – № 12-1. – С. 120-133. – DOI 10.25018/0236_1493_2023_121_0_120. – EDN RWHRR0.

5. Пеньков П. М. Использование накопительной технологии центробежной сепарации при переработке золотосодержащих продуктов // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXVII Международной научно-технической конференции – Екатеринбург: ИП Русских А.В., 2022. – С. 233-237. – EDN XREAMW.

УДК 622.778

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА

Пелевин А. Е.

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

При обогащении магнетитовых руд возможно стадийное выделение не только хвостов, но и концентрата. Это приводит к снижению затрат на переработку железной руды. Выделение части концентрата возможно перед последней стадией измельчения в связи с наличием раскрытых зёрен магнетита в магнитном продукте мокрой магнитной сепарации (ММС) [1]. Для стадийного выделения концентрата можно использовать гравитационное обогащение и специальные конструкции магнитных сепараторов [2-4]. Учитывая, что мелкие фракции магнитных продуктов сухой и особенно мокрой магнитной сепарации [1, 5] имеют повышенную массовую долю железа можно для стадийного выделения концентрата использовать тонкое грохочение [6, 7]. Принципиальная схема стадийного выделения концентрата приведена на рис. 1. Питанием гидравлического грохота является магнитный продукт ММС-III. Из этого продукта выделяют подрешётный и надрешётный продукты. Надрешётный продукт (обеднённый) направляется на дальнейшее измельчение и обогащение в операцию ММС-IV. Подрешётный продукт (обогащённый) без измельчения в третьей стадии также направляется в операцию ММС-IV.

Результаты испытаний и промышленной эксплуатации схемы со стадийным выделением концентрата с помощью тонкого грохочения (размер сита 0,15 мм) на обогатительной фабрике Качканарского ГОКа позволили сделать следующие выводы [7]. Технология позволила сократить объём мельниц третьей стадии на 30-33 % при неизменных технологических показателях обогащения. В относительном выражении возможное уменьшения объёма мельниц не превысит половины выхода подрешётного продукта от операции. Обязательным условием сокращения объёма мельниц является

достижение выхода подрешётного продукта 65-70 %. При меньшем выходе подрешётного продукта (менее 65 %) возможность сокращения объёма мельниц не оценивалась.

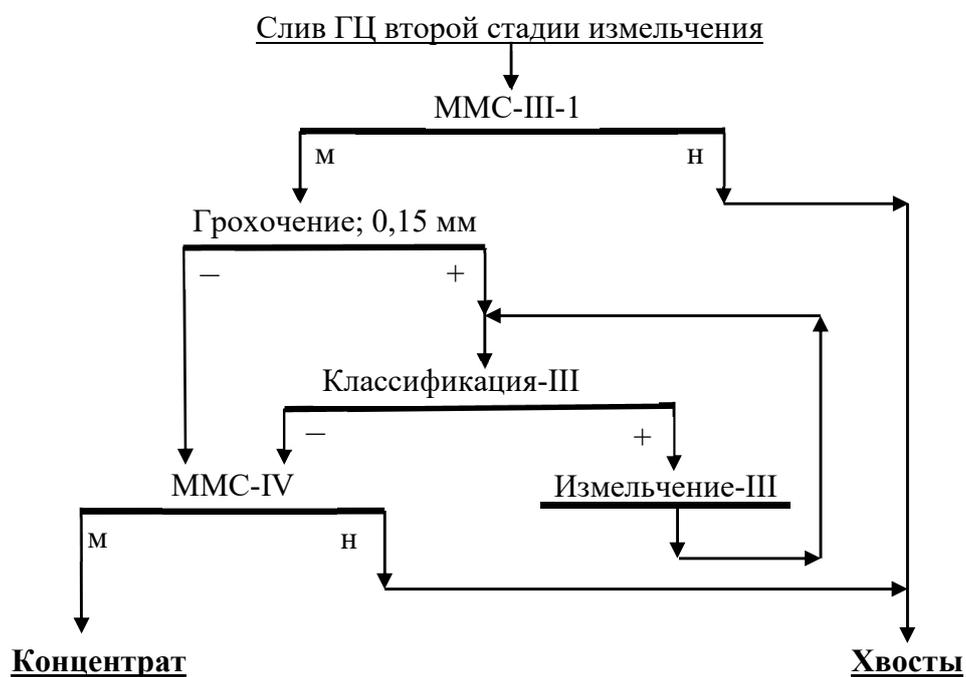


Рисунок 1 – Схема со стадийным выделением железного концентрата

Другими технологическими задачами применения стадийного выделения концентрата с помощью тонкого грохочения могут являться повышение производительности технологической секции или повышение технологических показателей обогащения при неизменной исходной производительности. Это достигается без сокращения объёма мельниц третьей стадии. Испытания показали, что выделение подрешётного продукта в количестве 50–55 % от питания третьей стадии измельчения позволяет увеличить производительность технологической секции на 10 %. При стандартной производительности технологической секции несколько повышается выход концентрата и извлечение железа в концентрат при увеличении крупности концентрата (массовая доля класса –71 мкм в концентрате снижается на 5 %).

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Стадийное выделение железного концентрата // Обогащение руд. – 2007. № 3. – С. 10-15.
2. Пелевин А. Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности // Записки Горного института. – 2022. Т. 256. – С. 579-592.
3. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. № 3-1. – С. 422-430.
4. Пелевин А.Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем сепарации в переменном магнитном поле // Чёрные металлы. – 2021. № 5. – С. 4-9.

5. Пелевин А. Е., Сытых Н. А., Черепанов Д. В. Влияние крупности частиц на эффективность сухой магнитной сепарации // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. № 11-1. – С. 293-305.

6. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Сравнение использования гидроциклонов и грохотов в замкнутом цикле измельчения титаномагнетитовой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. № 5. – С. 154-166.

7. Пелевин А. Е. Влияние магнитной флокуляции на результаты обогащения железосодержащих руд. Обогащение руд. – 2021. № 4. – С. 15-20.

УДК 622.778

ПРИМЕНЕНИЕ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ГЕМАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД

Пелевин А. Е.

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

При обогащении гематитсодержащих руд применяются комбинированные схемы обогащения, включающие высокоградиентную магнитную сепарацию (ВГМС) [1, 2], тонкое грохочение [3, 4], гравитационные и флотационные методы [5-7]. Чем меньше крупность зёрен гематита, тем более развёрнутую и сложную схему необходимо применять.

Исходным продуктом для получения гематитового концентрата явилась проба немагнитных продуктов мокрой магнитной сепарации (ММС) в слабом магнитном поле гематит-магнетитовой руды Сутарского месторождения. Гематит в руде представлен частицами чешуеобразной формой с крупностью менее 0,05 мм.

Схема обогащения испытана в лабораторных условиях и включала тонкое грохочение на сите 0,16 мм (ручной рассев) с удалением в хвосты надрешётного продукта. Подрешётный продукт поступал в ВГМС (основная и контрольная операции при индукциях магнитного поля 0,4 и 0,6 Тл) с удалением в хвосты немагнитного продукта. При ВГМС получен магнитный продукт с массовой долей железа 29,8 %, который поступал на гравитационное обогащение.

На начальном этапе гравитационное обогащение выполнено на концентрационном столе, винтовом сепараторе, диафрагмовой отсадочной машине и на центробежном концентраторе. В результате исследований получен гематитовый промпродукт с массовой долей железа менее 40 %. Причиной неудовлетворительного результата явилась пониженная крупность и особенности формы зёрен гематита. Поэтому на втором этапе использовано «шламовое» гравитационное оборудование – винтовой шлюзе ШВ-400 и концентрационный стол «МОЛМ». Используются следующие режимы работы стола: длина хода деки 3 мм, частота колебаний деки 420 мин⁻¹.

Разделение на винтовом шлюзе выполнено по схеме, включающей основную и перечистную операции. Разделение на концентрационном столе «МОЛМ» выполнено по схеме, включающей три операции. В основной операции получены тяжёлый, промежуточный и лёгкий (удалён в хвосты) продукты. Промпродукт основной операции поступал на контрольную операцию с получением тяжёлого и лёгкого (удалён в хвосты) продуктов. Объединённые тяжёлые продукты основной и контрольной операций поступали в перечистную операцию с получением гематитового концентрата (тяжёлый продукт) и хвостов (лёгкий продукт). Результаты обогащения в шламовых гравитационных аппаратах приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты гравитационного обогащения [1]

Продукт	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Обогащение на винтовом шлюзе			
Тяжёлый (гематитовый концентрат)	14,80	60,10	30,78
Лёгкий (хвосты)	85,20	23,48	69,22
Магнитный ВГМС (исходный)	100,00	28,90	100,00
Обогащение на шламовом концентрационном столе			
Тяжёлый (гематитовый концентрат)	26,05	62,30	56,16
Лёгкий (хвосты)	73,95	17,13	43,84
Магнитный ВГМС (исходный)	100,00	28,90	100,00

Применение шламовых гравитационных аппаратов позволило получить гематитовые концентраты с массовой долей железа 60,1-62,3 %. Использование шламового концентрационного стола по сравнению с винтовым шлюзом позволило значительно увеличить технологические показатели. Массовая доля железа в гематитовом концентрате на 2,2 % выше, выход концентрата увеличился на 11,25 %, извлечение железа в концентрат выше на 25,38 %.

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. № 3-1. – С. 422-430.
2. Пелевин А. Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем применения сепарации в повышенном магнитном поле // Чёрные металлы. – 2022. № 1. – С. 31–36.
3. Пелевин А. Е., Шигаева В. Н., Водовозов К. А. Совершенствование схем обогащения ильменит-титаномагнетитовых и гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. № 12-1. – С. 106-119.
4. Пелевин А. Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. – 2007. № 3. – С. 10-15.
5. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Сравнение использования гидроциклонов и грохотов в замкнутом цикле измельчения титаномагнетитовой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. № 5. – С. 154-166.

6. Пелевин А. Е. Влияние магнитной флокуляции на результаты обогащения железосодержащих руд. Обогащение руд. – 2021. № 4. – С. 15-20.

7. Пелевин А. Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности // Записки Горного института. – 2022. Т.256. – С.579-592.

УДК 555.497.622.765.06

СОЗДАНИЕ ГРЕМУЧЕЙ РТУТИ (ФУЛЬМИНАТА РТУТИ) НА ОСНОВЕ РТУТНО-СУРЬМЯНЫХ РУД

Соложенкин П. М.

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

Процесс растворения Sb_2S_3 в азотной кислоте может протекать с частичным окислением сульфидной серы до сульфатов и серной кислоты. Азотная кислота может рассматриваться как коллективный растворитель сульфидных минералов. Учитывая, что содержание минералов ртути мало, использовали дополнительную чистую ртуть порядка 25 %. Различные минералы растворяются недостаточно. В качестве сурьмяных соединений применяли Sb_2S_3 в количестве 33,4 %. Отдельно готовили нерастворимую фракцию, отделяли ее фильтрацией.

В дальнейшем использовали флотационный ртутно-сурьмяный концентрат:

1. Флотоконцентрат 33,4 % и пустая порода.
2. Sb_2S_3 после кислотного выщелачивания.
3. Использование $Sb_2(SO_4)_3$.

Фульминаты и азиды тяжелых металлов – очень чувствительные взрывчатые вещества. Фульминат ртути $Hg(CNO)_2$ и $Pb(N)_3$ применяют в качестве детонаторов. При горении углерода образуются газы – окись углерода и двуокись углерода, причем первая получается при недостатке кислорода или при слишком высокой температуре.

Фульминат ртути (II) $Hg(CNO)_2$ (гремучую ртуть (1)) получают растворением ртути в азотной кислоте (2) с добавлением этилового спирта (C_2H_5OH):



Фульминат ртути – инициирующее вещество, представляет собой белый или серый порошок. Теплота взрыва 1,8 МДж/кг. Применяется для изготовления детонаторов и капсулей. Капсюль – тонкий металлический или пластмассовый колпачок с воспламеняющим составом. Применяется в патро-

нах стрелкового оружия, в артиллерийских боеприпасах, а также в охотничьих боеприпасах для воспламенения заряда. Детонатор необходим для возбуждения взрыва основного заряда снаряда, мины, боевой части ракеты.

Детонация – процесс химического превращения взрывчатого вещества, происходящий в очень тонком слое и распространяющийся со сверхзвуковой скоростью (до 9 км/с). Процесс характеризуется выделением потенциальной энергии взрывчатого вещества, которая поддерживает высокое давление в ударной волне. Детонация вызывается механическим или тепловым воздействием (удар, искра и т. п.).

Распад гремучей ртути ее идет по схеме:



Пистоны ружейных патронов часто содержат смесь гремучей ртути (25 %) с бертолетовой солью (50 %) и трехсернистой сурьмой (25 %) (табл. 1).

Таблица 1 – Взрывчатые смеси на основе гремучей ртути

Наименование соединения	Доля соединения в составе смеси, %	
	смесь 1	смесь 2
Гремучая ртуть	13,7	25,0
Хлорновокаливая соль	41,5	-
Антимонит (сурьмяная смесь)	33,4	25,0
Стекло толчения	10,8 (11,4)	-
Бертолетовая соль	-	50,0

Для смеси 2 получали взрывчатое вещество Hg(CNO)_2 растворением в азотной кислоте, без нагревания. Смесь применяли для заполнения капсулей, которые помещали в пистон (патрон) для использования по назначению.

Выводы

1. Впервые использовали флотационный ртутно-сурьмяный концентрат для получения гремучей ртути.
2. Применяли $\text{Sb}_2(\text{SO}_4)_2$, выделенный из ртутно-сурьмяной руды сульфидным выщелачиванием.
3. Предложена рецептура иницирующего ВВ для капсулей-детонаторов и капсулей-воспламенителей с применением фульмината ртути и сурьмы.

Список литературы

1. Полинг А. Общая химия. Перевод с английского В. М.Сахарова. Издательство Мир. Москва. 1974.
2. Химический энциклопедический словарь / гл. ред.: И. Л. Кнунянц. – Москва: Советская энциклопедия, 1983.
3. Добрый А. А. Взрывчатые вещества. Химия. Составы. Безопасность. Москва, ИД Академия Жуковского, 2014. – 528 с.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ СИНТЕТИЧЕСКОГО ВОЛЛАСТОНИТА

Павлов И. В., Павлов В. Ф.

Институт космических технологий ФИЦ КИЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия

Несмотря на увеличение производства природного волластонита в России актуальной остаётся проблема получения синтетического волластонита. [1]. В настоящее время разработано несколько способов получения синтетического волластонита на основе горных пород и техногенного сырья [2-7]. Однако важнейшей проблемой остается получение сырья высокой чистоты для производства синтетического волластонита так как примеси переходных металлов, содержащиеся в исходном сырье, влияют на его функциональные возможности. Одним из перспективных способов извлечения красящих окислов металлов из исходного сырья является метод глубокого восстановительного плавления с разделением расплава на силикатную и металлическую части [8]. Разделение расплава, подшихтованного известняком и кремнезёмом, происходит в рудотермической электропечи РКЗ-2,5 СК-И1. В качестве восстановителя используется бурый уголь КАТЭКа ТУ 12.36.241-91. Кристаллографическая структура волластонита получена термообработкой в режиме самораспространяющейся кристаллизации. Метод позволяет использовать в качестве шихты для производства синтетического волластонита неограниченные запасы золошлаковых отходов от сжигания углей, вовлечение которых в процесс получения высокотехнологичной продукции позволит решать и другую актуальную проблему – снижение негативного воздействия отходов теплоэнергетики на окружающую среду. Работа лежит в русле приоритетных фундаментальных проблем комплексного безотходного использования сырья для получения высокотехнологичных материалов с заданными функциональными свойствами, в частности, волластонита из ЗШО, и является актуальной.

Золошлаковые отходы из силоса-накопителя (1) пневмотранспортом поступают в расходный бункер ЗШО (3), откуда дозируются автоматическим весовым дозатором (4) в бункер – смеситель шихты (8).

Уголь КАТЭКа ТУ 12.36.241-91 – восстановитель, а также известняк ГОСТ 23671 и кремнезём ГОСТ 22551 из приемных бункеров (2) подаются в расходные бункеры (6) с помощью (5): питателя ленточного (ПЛ-30) и элеватора ковшового типа (ЛГ-160).

Из расходных бункеров сырьевые материалы дозируются весовыми дозаторами (4 и 7) в бункер-смеситель шихты (8). Перемешанная шихта через шнековый питатель (9) поступает в стационарную трехэлектродную рудотермическую электроплавильную печь периодического действия РКЗ-2,5 СК-И1

с камерой дожигания (10). В печи в начале процесса происходит твердофазное, а затем в расплаве глубокое восстановление оксидов металлов с дальнейшим разделением расплавов:

- металлическая восстановленная часть на основе железа собирается на дне электропечи;

- силикатная обезжелезенная часть расплава, содержащая карбид кремния – в верхней части. Карбид кремния, генерируясь в верхней углеродсодержащей силикатной части расплава, имея одинаковую плотность с ним, распределяется равномерно и обеспечивает протекание процессов глубокого довосстановления железа по всему объему печи. Для обеспечения минимальных тепловых потерь, равномерного поля температур и минимально возможного расхода электродов работа печи должна протекать в бездуговом режиме. После нагрева до температуры 1550 °С, происходит полное ожижение шихты, образование расплава при наличии в нем капельножидкого железа и сажистого углерода, который способствует более глубокому восстановлению железа. Этот период отличается хорошим контактом фаз и интенсивностью конвективных потоков, способствующих коалесценции мелких металлсодержащих частиц, их быстрому осаждению на дно ванны печи и выравниванию температуры по объему силикатного расплава. Происходит разделение расплава на силикатную и металлическую части. Скорость обеднения по железу силикатной части расплава в начале этого периода резко возрастает. Это объясняется тем, что восстановление железа из их оксидов было осуществлено частично в твердой фазе, но в результате «кипения» шихты восстановленное железо было распределено по всему объему ванны электропечи.

Восстановление кремния начинается при температуре расплава не ниже 1550 °С. К этому времени основная масса железа практически восстанавливается. После заглубления электродов и повышения температуры расплава до 1600 °С происходит интенсивное газовыделение и движение расплава. В результате происходит коалесценция мелкодисперсных частиц расплава восстановленного железа, частично кремния и их быстрое осаждение, т.е. заканчивается разделение расплава на металлическую (ферросилиций) и силикатную части расплава. Об окончании разделения расплава свидетельствует подъем температуры охлаждающей воды на своде печи до 400 °С и увеличение температуры отходящих газов до 1100 °С. Происходит вспенивание силикатной части расплава в электропечи, вызванное образованием неустойчивого летучего монооксида кремния, распадающегося при температуре ниже 1500 °С на кремний и кремнезем, о чем свидетельствует возрастание избыточного давления в электропечи до 1,1 атм и появление белого дыма, конденсирующегося на стенках газохода. В это время для контроля образования требуемого количества вспенивающих компонентов (карбидов металлов) осуществляется отбор проб силикатной части расплава: проба на

вспенивание, проба на соотношение компонентов SiO_2/CaO , а также контролируется уровень силикатной и металлической частей расплава и давление в электропечи.

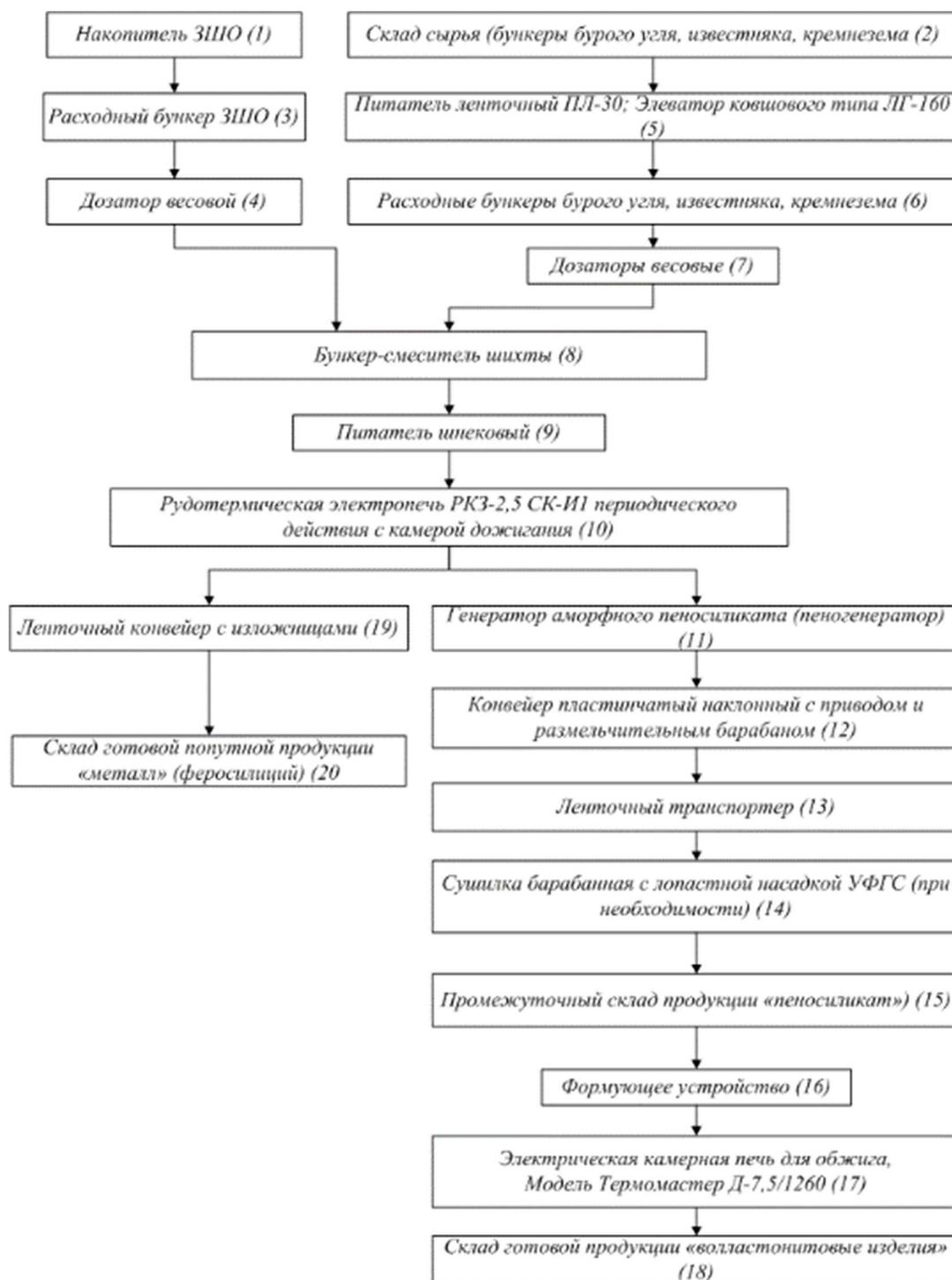


Рисунок 1 – Технологическая схема получения синтетического волластонита

Выпуск продуктов плавления (металлической и силикатной частей расплава) осуществляется отдельно, через разные шпуровые отверстия, разнесенные по высоте:

– металлической части – через нижнее шпуровое отверстие в изложницы (19), которая после охлаждения поступает на склад готовой попутной продукции «металл – ферросилиций» (20);

– силикатной части – через верхнее шпуровое отверстие в воду пеногенератора (11), при этом образуются рентгеноаморфные высокопористые, легкие, твердые гранулы пеносиликата, удаляемые конвейером пластинчатым наклонным с приводом и размельчительным барабаном, погруженным в воду пеногенератора (12).

Полученный пеносиликат с помощью перекидного шибера направляется (при необходимости досушивания) по ленточному транспортеру (13) в сушилку барабанную с лопастной насадкой УФГС (14) и далее на промежуточный склад продукции «пеносиликат» (15), откуда поступает на формующее устройство (16) для формования изделий. Изделия из пеносиликата после формования поступают в электрическую камерную печь (17) с тремя зонами управления нагревом и выкатным подом, для термообработки изделий из пеносиликата до температуры начала самораспространяющейся кристаллизации в виде светящегося фронта тепловой волны и образования кристаллической фазы волластонита.

Из проведенных исследований следует, что золошлаковые отходы от сжигания бурых углей, подвергнутые глубокому восстановительному плавлению на промышленной печи РКЗ-2,5 СК-И1 с разделением расплава, могут быть использованы в качестве стабильного по химическому составу сырья без вредных примесей железа для получения синтетического волластонита в режиме самораспространяющейся кристаллизации. Кроме того, внедрение разработанной технологической линии производства синтетического волластонита позволит решать и другую актуальную проблему – снижение негативного воздействия отходов теплоэнергетики на окружающую среду.

Список литературы

ладун В. Д. Холькин А. И., Акатьева Л. В. Перспективы создания производства синтетического волластонита в России /В.Д. Гладун, А.И. Холькин, Л.В.Акатьева; Химическая технология, –2007. Т.8. № 5. – С. 201-204.

ладун В. Д. Перспективы переработки отходов ОАО «Воскресенские минеральные удобрения» в волластонит и материалы на его основе; Мат. 111 Московской областной научно-практич. конф. «Экологическая безопасность региона»/ В. Д. Гладун, Н. Н. Андреева, Л. В.Акатьева. – М.: Центр экологической политики России. – 2002. – С.103-104.

Получение ксонотлита и перспективы его применения /В. С.Гладун [и др]. Химическая технология. – 2000. № 11. – С. 2-9.

ебедева Г. А. Получение синтетического волластонита на основе горных пород и техногенного сырья /Г. А. Лебедева, И. С. Инина. – Обогащение руд. – 2002. № 3. – С. 33-36.

альперина М. К. Исследование оптимальных условий синтеза волластонита /М. К.Гальперина, Н. С. Лыхина. – Стекло и керамика. –1976. № 3. – С. 21-24.

интез волластонита из карбоната кальция и тридимита. /Г. О. Григорян [и др]. Армянский химический журнал. – 1996. Т. 49. № 1-3. – С. 39-47.

абанов В. Ф. Пористый волластонит на основе шлаков металлургического производства

/В. Ф. Шабанов, В. Ф. Павлов, Н. И. Павленко. – Строительные материалы. – 2002. № 4. – С. 17-26.

авлов В. Ф. Физические основы технологии получения новых материалов с заданными свойствами на основе создания системы комплексного использования техногенного и нерудного сырья. /В. Ф. Павлов; СО РАН. – Новосибирск: Издательство СО РАН, – 2005. –

УДК 622.772

К ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМЕ ПОДГОТОВКИ ПРОБ МАТЕРИАЛОВ, СОДЕРЖАЩИХ НЕДРОБИМЫЕ ВКЛЮЧЕНИЯ

Волков П. С.

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

Как любая технологическая процедура получения результата (массовой доли компонента) опробование состоит из цепи последовательных операций, при выполнении которых неизбежно возникает случайная погрешность.

Причина возникновения случайной погрешности опробования весьма специфична. Если при выполнении какого-либо измерения полагают, что причиной случайной погрешности являются небольшие неточности при выполнении измерения и случайная погрешность подчиняется нормальному закону распределения, то при опробовании случайная погрешность возникает, прежде всего, вследствие изменения массы материала, состоящего из различных по качеству кусочков, и не подчиняется нормальному закону распределения. Закон распределения случайной погрешности определения массовой доли при опробовании – асимметричный – биномиальный или Пуассона. Распределения по этим двум законам вытекают из физической сущности распределения кусков руды [1].

Процессы подготовки проб исходной руды и продуктов обогащения благородных металлов на обогатительной фабрике являются одной из ключевых составляющих системы контроля качества. На представительность пробоподготовки при сокращении проб существенное влияние оказывает неравномерное распределение контролируемого металла по объему сокращаемой пробы, наличие недробимых крупных частиц металла. Учитывая эти факторы подготовить пробу по крупности до требуемых значений обычно не удается [2, 3]. И хотя это общеизвестный факт, им пренебрегают, проводя подготовку и анализ проб по традиционным схемам (дробление или измельчение – сокращение – анализ). Это приводит к получению большой

доли результатов, не укладывающихся в допустимые расхождения параллельных анализов [4].

Введение в схему пробоподготовки операции обогащения, анализ отдельно концентрата и хвостов и расчет массовой доли благородных металлов по уравнению баланса дает при проведении параллельного анализа проб, содержащих благородные металлы, удовлетворительную сходимость [5].

Описаны результаты изучения возможного применения технологии «сухого» обогащения в схеме подготовки проб от руд содержащих недробимые включения, которая за последние годы продвинулась в повышении качества выделяемых продуктов [6]. Главными преимуществами метода является то, что в процессе обогащения не используется вода, соответственно в результате обогащения получают сухие продукты, которые не требуют сушить после проведения разделения тем самым дальнейший анализ продуктов упрощается.

В прошлом столетии различными учеными делались попытки сконструировать аппарат позволяющий использовать различным способом силу воздушных потоков для разделения минералов. На начальном этапе предложенные варианты не позволяли добиваться высокой эффективности при разделении, и приводили к большим потерям полезных компонентов.

Со временем технология совершенствовалась и на данный момент позволяет рассматривать её для выделения металла при проведении анализа проб [7]. Для этого проведем опыты по обогащению на установке с восходящим потоком воздуха (рис. 1). Опыт будем проводить на модельном материале состоящего из кварца и свинца.

Для подготовки пробы необходимо рассчитать крупность равнопадающих частиц кварца и свинца и классифицировать материал по крупности. Расчет конечных скоростей падения v_0 выполнен по формуле Аллена диапазон ее использования указан для материала крупнее 0,12 мм. Производим расчет конечных скоростей падения v_0 по формуле Аллена:

$$v_0 = 39,3d\sqrt{(\delta - \Delta)}, \quad (1)$$

где d – диаметр частиц, м;
 Δ - плотность воздуха, кг/м³;
 δ - плотность минерала, кг/м³.

При подготовке проб к анализу материал измельчается до крупности 0,1 мм, крупные частицы металла из-за ковкости не могут быть нормально подготовлены к анализу, так же как крупных частиц не большое количество, то их наличие приводит к повышению относительной погрешности. Соответственно будем рассматривать возможность выделения крупинки крупностью более 0,1 мм. Исходя из этого, будем определять размер равнопадающей частицы «легкого» считая, что тяжелая частица будет размером 0,1 мм.

По приведенной выше формуле произведен расчет для пары минералов кварц и свинец, полученные результаты расчетов отображены графически на рис. 1.

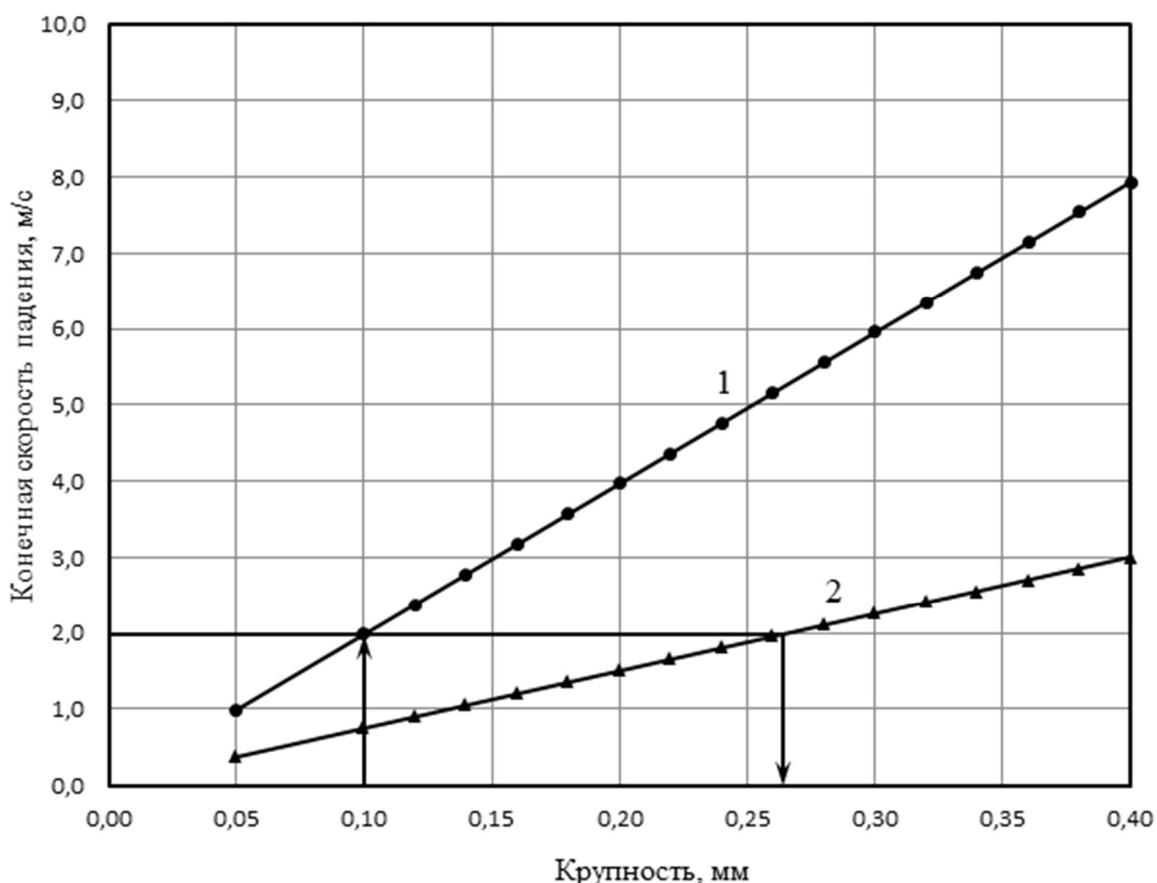


Рисунок 1 – Расчет конечных скоростей падения для кварца и свинца по формуле Аллена (1- свинец, 2 – кварц)

В соответствии с расчетом и техническими возможностями для практического обоснования процесса на кафедре ОПИ УГГУ изготовлен лабораторный пневматический сепаратор, установка состоит из трубы соединенной с циклоном для отделения легкого продукта, схема используемой лабораторной установки представлена на рис. 2. Установка позволяет регулировать скорость восходящего потока в трубе от 0 до 15 м/с

На рис. 3 представлена схема обогащения на пневматической установке, которая включает в себя три операции выделения легкого продукта с увеличением скорости восходящего потока воздуха.

По проведенному расчету получена крупность, при которой должно проходить разделение частиц. Для проверки данного расчетного класса крупности подготовлен модельный материал крупностью $-0,26+0$ мм (кварц и свинец). В результате обогащения получаем 2 продукта тяжелый и легкий, выделение легкого продукта ведется в три этапа при скорости потока в

трубе 0,9, 1,6 и 2,0 м/с. Оставшийся продукт, содержащий не большое количество крупных кварцевых зерен, подвергался ручной рудоразборке.

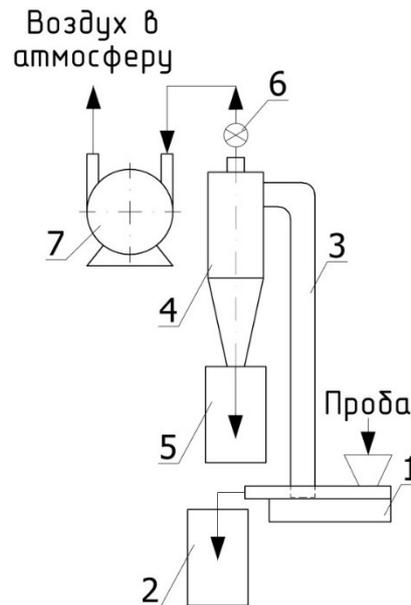


Рисунок 2 – Схема используемой лабораторной установки:

1 – вибропитатель; 2 - приемник для тяжелого продукта 3 – труба; 4 – циклон;
5 - приемник для легкого продукта; 6 – задвижка для регулировки скорости воздуха;
7 - вентилятор

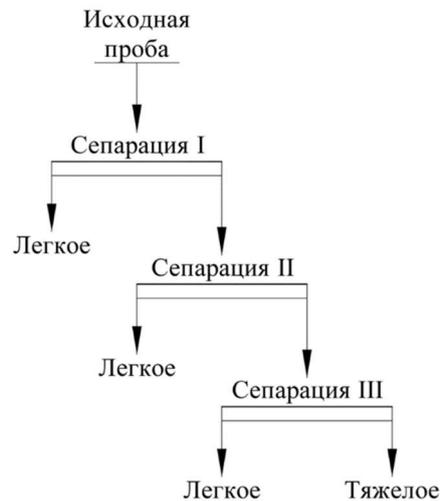


Рисунок 3 – Схема сепарации

Результаты сепарации пробы со свинцом крупностью $-0,26+0$ мм представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты воздушной сепарации модельного материала со свинцом крупностью -0,26+0 мм

Продукт	Масса, г	Масса свинца, г	Массовая доля свинца, г/т	Выход, %	Извлечение свинца, %
Тяжелое 1	0,321	0,0465	144859,81	0,06	93,00
Легкое 1	499,679	0,0035	7,00	99,94	7,00
Исходный	500,000	0,050	100,00	100,00	100,00

Проведём расчеты изменения относительной погрешности при условии включения операции пневматического обогащения поступающей на анализ пробы. Из-за высокой массовой доли свинца в концентрате, в следствии ручной рудоразборки получен чистый свинец и проведено его прямое взвешивание, погрешность определения свинца в концентрате связано с погрешностью взвешивания, и она получается очень низкой. Соответственно погрешность определения напрямую связана с определением массовой доли в хвостах пневматической сепарации (легкий продукт), для определения массовой доли необходимо от полученного легкого продукта отобрать аналитическую навеску и провести анализ. Для того чтобы получить аналитическую навеску необходимо провести операцию сокращения полученного легкого продукта соответственно погрешность отбора навески можно рассчитать по следующей формуле $S_{\alpha_j}^2$ [2]:

$$S_{\alpha_j}^2 = 2k \cdot f \cdot \alpha_j \cdot \beta_c \cdot \rho_c \frac{d_j^3}{q} \cdot \left(\frac{\Gamma}{T} \right)^2; \quad (2)$$

где k – коэффициент, учитывающий качество работы исполнителя;

f – расчётный коэффициент формы свинца;

α_j – массовая доля свинца в опробуемом материале, г/т

β_c – массовая доля свинца в свинце, г/т;

ρ_c – плотность свинца, кг/м³;

d_j^3 – средний размер частиц пробы, м;

q – масса получаемой навески при сокращении, кг.

Рассчитаем погрешность отбора навески для исходной искусственной смеси без обогащения, которая имеет следующие значения: $k = 2$; $f = 0,35$; $\alpha = 100$ г/т, $\beta_c = 10^6$ г/т, $\rho_c = 11,35 \cdot 10^3$ кг/м³, $q = 50$ г, $d = 0,26$ мм.

$$S_{\text{нав}}^2 = 2 \cdot 2 \cdot 0,35 \cdot 100 \cdot 10^6 \cdot 11350 \cdot \frac{(0,26 \cdot 10^{-3})^3}{50 \cdot 10^{-3}} = 558,57 \left(\frac{\Gamma}{T} \right)^2;$$

$$S_{\text{нав}} = 23,63 \left(\frac{\Gamma}{T} \right);$$

$$P_{\text{нав}} = \frac{2S_{\text{нав}}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{2 \cdot 23,63}{100} \cdot 100 = 47,3 \%; \quad (4)$$

Рассчитаем изменение погрешности подготовки пробы, используя данные, полученные при проведении пневматической сепарации, полученные при обогащении пробы на пневматическом сепараторе. Расчет показал следующие результаты:

$$S_1 = 2,23 \text{ г/т}; P_1 = 3,0 \text{ \%};$$

Описанные в статье эксперименты показали, что Подготовленный модельный материал крупностью $-0,26+0$ мм (оба входящих в состав компонента), успешно обогащен на пневматическом сепараторе - извлечение составило 93 %.

Произведенный расчет снижения относительной погрешности подготовки пробы (сокращение материала) при использовании пневматической сепарации в схеме подготовки пробы к анализу показал, что использование операции пневматического обогащения позволяет снизить, в нашем случае, относительную погрешность с 47,3 % при сокращении исходного материала до 3,0 % для получаемого в результате обогащения легкого продукта.

Список литературы

1. Барышников И. Ф., Попова Н. Н., Орбинская В. А. и др. Пробоотбирание и анализ благородных металлов. Справочник. 2-е изд. М., «Металлургия» 1978. 432.
2. Козин В. З., Комлев А. Е., Волков П. С. Подготовка к анализу проб, содержащих недобрым включения // Обогащение руд. 2017. №1. С.24-29.
3. Волков П. С. Экспериментальное определение изменения относительной погрешности при введении операции обогащения в схему пробоподготовки // Известия вузов. Горный журнал. 2017. №5. С.89-95.
4. Литвинцев В. С., Пономарчук Г. П., Ятлукова Н. Г. и др. Закономерности распределения золота в илово-глинистых фракциях природных и техногенных образований // Проблемы освоения георесурсов российского Дальнего Востока и стран АТР: Материалы 3-й международной научной конференции. Владивосток: Изд-во ДВГТУ, 2006. С. 68-76.
5. Hoffman E. L., Clark J. R., Yeager J. R. Gold analysis – Fire Assaying and alternative methods // Exploration and Mining Geology. 1998. Vol. 7. P. 155-160.
6. Yang Y., Ge L., He Y., Xie W., Ge Z. Mechanism and fine coal beneficiation of a pulsating airflow classifier. Int J Coal Prep Util. 2019, 39(1): 20-32.
7. Завьялов С. С., Мамонов Р. С. Теоретическое обоснование возможностей применения пневматической сепарации при обогащении сульфидных медных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2022. - № 11-1. – С. 199-209.

ПОЛУЧЕНИЕ КОНДИЦИОННОГО ТРИФТОРИДА СКАНДИЯ ИЗ ПЛАВИКОВОКИСЛОГО РАСТВОРА ДЕСОРБЦИИ ТВЭКС

Андреева С. И.¹, Татарников А. В.¹, Соловьев А. А.¹, Мешков Е. Ю.¹,
Трошкина И. Д.²

¹АО «ВНИПИПромтехнологии», г. Москва, Россия

²ФГБОУ ВО «РХТУ имени Д.И. Менделеева», г. Москва, Россия

Добыча скандия в настоящее время осложняется отсутствием месторождений собственных руд, извлечение же скандиевых продуктов из комплексного сырья обусловлено интересом для аэрокосмической техники, атомной энергетики и медицины [1, 2]. Одним из потенциальных источников добычи скандия являются растворы скважинного подземного выщелачивания (СПВ) урана, однако их переработка осложняется его низким содержанием в растворе, а также сложным химическим составом и наличием радиоактивных элементов, которые могут концентрироваться в растворах и твердых продуктах технологической переработки.

В Российской Федерации предприятие АО «Далур» является единственным промышленным производителем скандия. Добыча скандия из продуктивных сернокислых растворов СПВ урана реализуется методом ионообменной сорбции с использованием ТВЭКС на основе Д2ЭГФК [3]. Последующие операции осаждения, конверсии и экстракции скандия из плавиковокислового элюата от ТВЭКС на действующем производстве осложняются значительными потерями целевого элемента за счет многоступенчатой очистки от примесей. В связи с этим предложен альтернативный способ селективного извлечения скандия из плавиковокислового десорбата от ТВЭКС с помощью вторичной сорбции скандия слабоосновным анионитом с первичными функциональными аминогруппами.

Целью работы является исследование динамических характеристик сорбции скандия из плавиковокислых растворов слабоосновным анионитом, преимущественно содержащим в своем составе первичные аминогруппы, а также определение оптимальных условий селективного осаждения кондиционного трифторида скандия из карбонатного десорбата.

Для изучения сорбционных характеристик слабоосновного анионита проведена сорбция скандия из технологического плавиковокислового десорбата (С(НF) – 88,4 г/дм³) следующего состава, мг/дм³: 504,4 Sc; 0,26 Th; 69,2 U; 304,5 Si; 1902,0 Fe; 343,9 Ti; 19,7 433,9 Mo; 34,6 Al; 6,1 Ca; 4,1 Mg; 888,0 Na.

Сорбцию скандия проводили в динамических условиях до достижения равенства концентрации в исходном растворе и в растворе после сорбции. Раствор подавали в нижнюю часть колонны через неподвижный слой ионита с расходом 1000 см³/ч при рабочем объеме ионита в колонне –

630 см³. Выходные кривые сорбции скандия и некоторых примесей представлена на рис. 1.

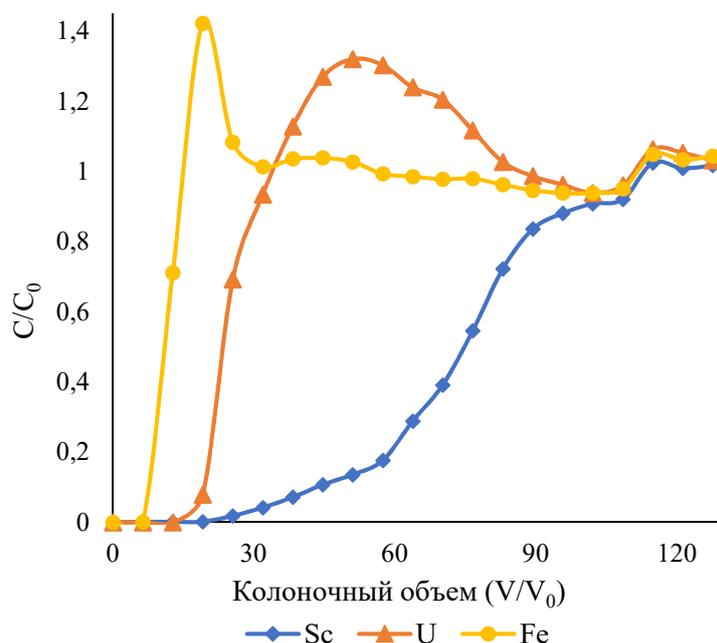


Рисунок 1 – Выходные кривые сорбции скандия и некоторых примесей

Содержание скандия в насыщенном сорбенте имеет высокое значение – полная динамическая обменная емкость (ПДОЕ) составляет 34,6 г/дм³ (табл. 1). Анионит эффективно сорбирует скандий, который при этом вытесняет сопутствующие примеси достаточно эффективно, однако кинетический коэффициент сорбции (β) составляет – 0,138.

Таблица 1 – Содержание скандия и примесей в насыщенном анионите

Содержание в ионите, мг/дм ³											
Sc	Th	U	Si	Fe	Ti	Zr	Mo	Al	Ca	Mg	Na
34600	30,6	160	17,0	1905	2007	74,8	3707	1361	214	133	1701

Существует множество способов получения скандиевых продуктов, большинство из которых нацелены на получение первичного скандиевого концентрата для его перевода в кислый раствор с последующей экстракцией [4]. В текущей работе рассматривался альтернативный метод осаждения трифторида скандия напрямую из карбонатного десорбата.

При аналогичном насыщении анионита и дополнительной очистке от примесных элементов промывкой азотной кислотой с дальнейшей десорбцией карбонатом аммония (200 г/дм³) получен десорбат следующего состава (табл. 2).

В карбонатных растворах скандий образует легко растворимые анионные комплексы общей формулы $[\text{Sc}(\text{CO}_3)_n]^{(2n-3)-}$, чья растворимость доста-

точно высока [5]. Для выделения скандия из карбонатных растворов достаточно перевести раствор в кислую среду до образования нерастворимого соединения трифторида скандия.

Таблица 2 – Состав карбонатного десорбата для осаждения трифторида скандия

Содержание в растворе,												
мг/дм ³												г/дм ³
Sc	Th	U	Zr	Fe	Ti	Mn	Mo	Al	Ca	Mg	Na	F
9000	14,4	1,7	1,7	12,4	1,5	0,073	1,2	111	12,7	11,5	266	16,1

В первую очередь была определена необходимость введения в десорбат дополнительного количества фтор-иона для образования ScF₃ с дополнительным избытком в 30 %. При недостатке в десорбат при перемешивании дозированно вводили раствор концентрированной фтороводородной кислоты.

Для меньшей нейтрализации щелочности карбонатного десорбата проводили термическое разложение карбоната аммония в десорбате при температуре 70-75 °С и непрерывном перемешивании в течение 6-7 часов. Остаточная щелочность в десорбате составляла 1 н.

В полученный раствор после охлаждения в двух параллельных опытах при перемешивании вводили концентрированную серную и азотную кислоту до концентрации в растворе – 1 н. Установлено, что выпадение осадка начинается при концентрации кислоты – 0,3 н, а завершается в интервале 0,7-0,8 н.

Полученные осадки после фильтрации промывались растворами соответствующих 1 н кислот и дистиллированной водой, затем просушивались до постоянного веса. Состав полученных осадков и технологические требования к товарному кондиционному трифториду скандия ОК «Русал» представлен в табл. 3. Стоит отметить, что идентификация структуры полученных осадков с помощью рентгенодифракционного анализа подтвердила нахождение скандия в обоих осадках в структурно-фазовом состоянии – ScF₃.

Таблица 3 – Состав полученных осадков

Условия получения ScF ₃	Содержание элементов в осадке ScF ₃ , %						
	Sc	Fe	Mg	Ti	Si	Zr	Ca
Осаждение H ₂ SO ₄	42,17	<0,001	0,052	<0,001	0,054	<0,001	0,031
Осаждение HNO ₃	38,32	0,003	0,062	<0,001	0,065	<0,001	0,022
Технические требования	>35	<0,1	<0,1	<0,1	<0,1	<0,05	<0,5

Степень извлечения скандия из раствора (из расчета на массу полученного осадка) составляет 99,5 % при введении серной кислоты и 97,1 %

при введении азотной кислоты. Оба метода осаждения являются селективными по отношению к скандию, поскольку оба осадка удовлетворяют техническим требованиям, однако при использовании в качестве осадителя серной кислоты становится возможным оборот сернокислого фильтрата в основную технологию по добыче урана методом сернокислого СПВ.

Результаты исследования показали принципиальную возможность использования слабоосновного анионита с первичными функциональными группами для сорбции скандия из плавиковокислых десорбатов ТВЭКС. К преимуществам выбранного анионита относятся высокие емкостные показатели и селективность по отношению к скандию. Прямое осаждение трифторида скандия, удовлетворяющего техническим требованиям, из карбонатного десорбата слабоосновного ионита позволяет снизить количество операций очистки, тем самым минимизировать потери по целевому продукту. Выбор в качестве осадителя серной кислоты обусловлен возможностью повторного использования технологических растворов после осаждения в основном производстве.

Список литературы

1. Селянина Т.В., Титова С.М., Кириллов Е.В., Смирнов А.Л. Извлечение скандия из гидролизной кислоты на ТВЭКС // Тезисы докладов V Международной молодежной научной конференции, посвященной памяти Почетного профессора УрФу В.С. Кортюва. – Екатеринбург: УрФу, 2018. – С. 43–44.
2. Соловьев А.А., Мешков Е.Ю., Бобыренко Н.А., Парыгин И.А. Определение возможности сорбционного концентрирования скандия и редкоземельных металлов из возвратных растворов скважинного подземного выщелачивания урана // Цветные металлы. – 2018. – №7. – С. 6–12.
3. Смышляев В.Ю. О попутной добыче скандия из продуктивных растворов подземного выщелачивания на Далматовском месторождении урана // Горный журнал. – 2017. – № 8. – С. 28–32.
4. Варламова Д.О., Хейн Пьей, Маунг Маунг Аунг, Чжо Сьва, Бояринцев А.В., Степанов С.И. Извлечение скандия из сернокислых растворов смесями Д2ЭГФК+сульфат МТОА(ТОА) // Успехи в химии и химической технологии. – 2013. – Том 27. – № 6 (136). – С. 7–11.
5. Трушко В.Л., Утков В.А., Бажин В.Ю. Актуальность и возможность полной переработки красных шламов глиноземного производства // Записки горного института. – 2016. – Том 218. – С. 225–232.

УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ РУДЫ ПУТЕМ ВНЕДРЕНИЯ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ В ЦИКЛ РУДОПОДГОТОВКИ

Зиятдинов С. В.^{1,2}, Ефремова Т. А.¹, Овчинникова Т. Ю.², Мамонов С. В.¹

¹АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

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

В последнее время прослеживается тенденция к усложнению вещественного состава перерабатываемых руд и снижению в них содержания металлов. Наряду с этим, стремление горнодобывающих компаний к комплексному обогащению руд и снижению затрат на обогащение сырья требует поиска новых комплексных решений как по корректировке и стабилизации содержания полезного компонента в исходной руде, так и по снижению стоимости процесса обогащения в целом. Одним из способов снизить затраты на переработку руд, является снижение энергозатрат на их дезинтеграцию перед обогащением.

Как правило, рудоподготовка является наиболее энергоемким процессом, в зависимости от характеристик перерабатываемого сырья и технологии его дальнейшего обогащения. Зачастую эксплуатационные затраты на подготовку руды к обогащению составляют от 40 до 70 % от всех издержек на переработку руды на обогатительном комбинате [1, 2]. Ввиду этого становится актуальной задача снижения энергопотребления в процессах рудоподготовки.

Одним из путей решения данной задачи является предварительное обогащение в стадиях рудоподготовки.

Отмечено, что внедрение предварительного обогащения в стадиях рудоподготовки в зависимости от свойств руды позволяет решать следующие задачи [3, 4]:

- разделение исходной горной массы на различные технологические типы, обогащаемые в дальнейшем по разным технологиям;
- выделение породной массы в крупнокусковом виде;
- получение концентратов в крупнокусковом виде.

Преимущественно на практике решается задача выделения породной массы в крупнокусковом виде. Кроме того, при этом повышается массовая доля ценных компонентов в концентратах предварительного обогащения, которые направляются на глубокое обогащение, что позволяет повысить эффективность обогащения в целом.

Условия происхождения месторождений, минеральный и химический составы слагающих их рудную и породную части, обуславливают отличия

их физико-механических свойств. В связи с этим, при предварительном обогащении сырья в крупнокусковом виде возможно выделение продуктов с отличительными физико-механическими характеристиками.

Однако, наиболее предпочтительным случаем считается тот, когда при крупнокусовой сепарации рудная часть является менее твердой – поддается глубокому обогащению и будет направлена на дезинтеграцию в мельницы, а породная часть, обладающая повышенными прочностными характеристиками, не будет вовлечена в дальнейший процесс переработки.

В данном случае предварительное обогащения позволит снизить как количество материала, поступающего в рудоподготовительный передел, так и снизить энергопотребление в процессе дезинтеграции сырья.

Для оценки возможности управления минеральным составом и физико-механическими характеристиками сырья, посредством внедрения рентгенофлуоресцентной сепарации в цикл подготовки руды к обогащению, в качестве объекта исследований принята медно-железо-ванадиевая руда одного из месторождений Тагильского синклинория.

Изучение рентгенорадиометрической обогатимости руды проведено на выборке характерных кусков класса крупности -100+50 мм.

В ходе исследований установлено, что распределение меди в руде не равномерно, это может свидетельствовать о возможности выделения крупнокусовых хвостов с низкой массовой долей меди. Также отмечено, что железо практически равномерно распределено по кускам исследуемой руды.

Анализ результатов предыдущих исследований [5, 6] показал, что получение кондиционного по содержанию примесных соединений (в частности TiO_2) железного концентрата, пригодного для доменной плавки, из исследуемой руды является крайне затруднительным. В связи с этим, в настоящей работе не рассматривается вопрос получения железного концентрата, а результаты работы направлены только на выделение в крупнокусковом виде породной части с низким содержанием меди.

По данным изучения рентгеновских спектров руды в качестве аналитического параметра выбран следующий: спектральное отношение интенсивности в спектральной области вторичного характеристического рентгеновского излучения меди N_{Cu} к области рассеянного рентгеновского излучения N_s :

$$H_{Cu} = N_{Cu}/N_s.$$

Результаты фракционирования исследуемой руды представлены в табл. 1. По результатам исследований установлено, что с увеличением значения аналитического параметра с 0,05 отн. ед. до 0,9 отн. ед. происходит монотонное возрастание массовой доли меди во фракциях – с 0,13 до 1,41 %, при её массовой доле в руде 0,62 %

Таблица 1 – Результаты фракционирования

Границы фракции, отн.ед.	Элементарные фракции, %			Накопленные хвосты, %			Накопленный концентрат, %		
	γ	α	ϵ	γ	ν	ϵ	γ	β	ϵ
<0,05	8,55	0,13	1,78	8,55	0,13	1,78	100,00	0,62	100,00
0,05-0,08	17,39	0,16	4,46	25,94	0,15	6,24	91,45	0,67	98,22
0,08-0,15	12,69	0,34	6,91	38,63	0,21	13,15	74,06	0,79	93,76
0,15-0,20	5,50	0,45	3,97	44,13	0,24	17,12	61,37	0,88	86,85
0,20-0,30	14,22	0,50	11,39	58,35	0,30	28,51	55,87	0,93	82,88
0,30-0,50	20,75	0,66	21,95	79,10	0,40	50,46	41,65	1,07	71,49
0,50-0,90	10,32	1,55	25,63	89,42	0,53	76,09	20,90	1,48	49,54
>0,90	10,58	1,41	23,91	100,00	0,62	100,00	10,58	1,41	23,91
Итого:	100,00	0,62	100,00	-	-	-	-	-	-

Примечание: γ – выход фракции, α , ν , β – массовая доля меди в элементарных и накопленных фракциях, ϵ – извлечение меди во фракцию.

Фракции со значением аналитического параметра менее 0,08 отн. ед. по массовой доле меди отнесены к хвостам РРС. Потери меди с хвостами РРС составят 6,24 % при их выходе 25,94 % относительно сепарируемого класса крупности.

Концентрат (рудная часть) и хвосты (породная часть) РРС изучены методом оптической микроскопии. Результаты минералогического анализа (рис. 1) показали, что в хвостах РРС в основном концентрируются породообразующие минералы группы полевого шпата и амфиболов, в концентрате РРС – минералы меди, железа, фосфора.

Были изучены физико-механические свойства руды. Измерены экспериментальным путем и математически посчитаны прочностные характеристики концентрата и хвостов РРС.

Рабочий индекс шарового измельчения Ф. Бонда (BWi) для исходной руды составил 19,85 кВт·ч/т, для концентрата – 19,69 кВт·ч/т, для хвостов 20,32 кВт·ч/т.

Индекс полусамоизмельчения (SCSE) для исходной руды составил 9,77 кВт·ч/т, для концентрата – 9,28 кВт·ч/т, для хвостов – 11,16 кВт·ч/т.

Индекс работы падающего груза (DWi) для исходной руды составил 7,05 кВт·ч/м³, для концентрата – 6,35 кВт·ч/м³, для хвостов – 9,04 кВт·ч/м³.

Индекс абразивности Ф. Бонда (AI) для исходной руды составил 0,138 г, для концентрата – 0,108 г, для хвостов – 0,224 г.

Анализ результатов проведенных исследований прочностных характеристик продуктов РРС исследуемой руды показал, что для измельчения одной тонны рудной части электроэнергии затрачивается меньше в сравнении с аналогичным показателем для породной части. Так, например, при шаровом измельчении одной тонны рудной части экономия электроэнергии составляет 0,63 кВт·ч, при полусамоизмельчении – 1,88 кВт·ч.

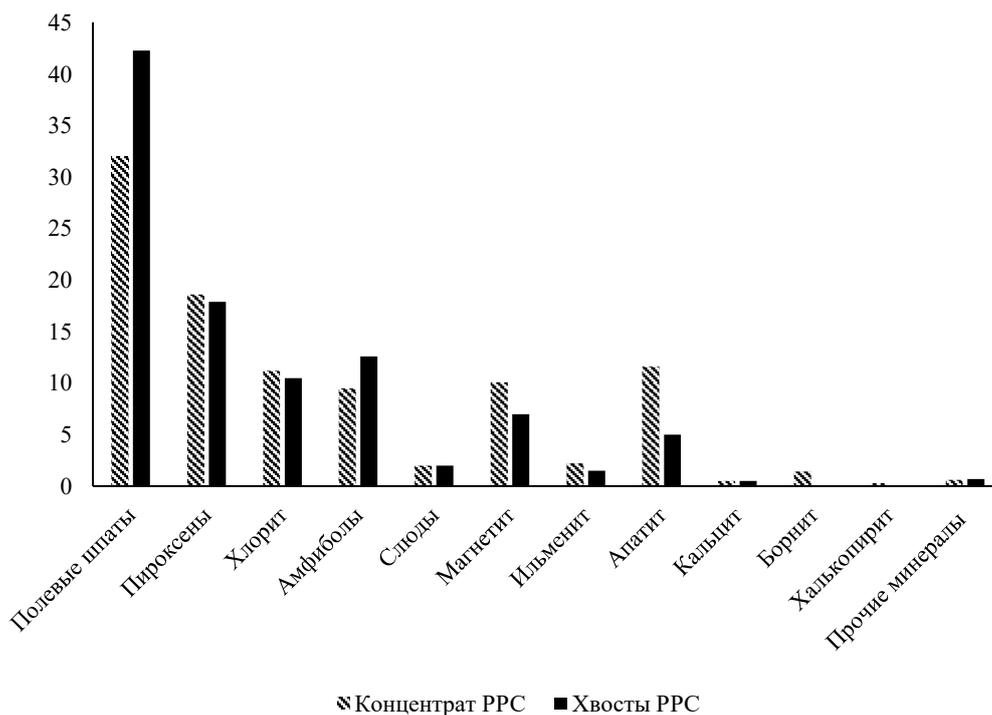


Рисунок 1 – Минеральный состав концентрата (рудной части) и хвостов (породной части) РРС

Исследования показали, что внедрение схемы, включающей рентгенофлуоресцентную сепарацию в цикле подготовки исследуемой руды к обогащению позволяет:

- а) регулировать массовую долю ценного компонента и минеральный состав руды, а также управлять физико-механическими характеристиками продукта, поступающего на дальнейшее глубокое обогащение;
- б) выделять крупнокусковые хвосты, обладающие повышенными физико-механическими характеристиками по сравнению с концентратом;
- в) снизить затраты на перевозку руды и уменьшить издержки на хранение хвостов глубокого (флотационного) обогащения;
- г) уменьшить износ футеровки мельниц и мелющих тел при дезинтеграции руды;
- д) снизить энергопотребление процессов измельчения концентрата сепарации (рудной части) относительно аналогичных показателей процессов измельчения исходной (несортированной) руды.

Список литературы

1. В. А. Таранов, Т. Н. Александрова. Оценка прочностных свойств руды как фактор повышения эффективности процесса измельчения // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2015 №4 С. 119-123.
2. Читалов Л. С. – Разработка комплексного метода оценки эффективности процессов измельчения сульфидных медно-никелевых руд дис. канд. техн. наук: 25.00.13 – «Санкт-Петербургский горный университет», Санкт-Петербург, 2021 – 118 с.

3. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. №4-5. С. 82-104

4. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка: дробление, грохочение, обогащение: научная монография Г. И. Газалеева, Е. Ф. Цыпин, С. А. Червяков; ОАО «Уралмеханобр» - Екатеринбург: УЦАО, 2014. – 912 с.

5. Булатов К. В., Газалеева Г. И. Особенности получения и использования титано-магнетитовых концентратов // Материалы XXVI Национальной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Изд. ООО «Типография ФортДиалог» Екатеринбург – 2021. – С. 18-22.

6. Булатов К. В., Газалеева Г. И., Мушкетов А. А., Сопина Н. А. Разработка технологии получения железного концентрата из медно-титаномагнетитовых руд Волковского месторождения // Обогащение руд. 2021. № 5. С. 27-32.

УДК 622.7

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИРКУЛЯЦИОННЫХ ПОТОКОВ В СХЕМЕ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ КОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Чинова Н. Б., Синьков И. С., Мамонов С. В.
АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Текущая повестка дня в области потребления драгоценных металлов устанавливает возрастающий спрос в повышении производства золота, серебра, платины и других ценных компонентов. Данный факт опосредовано влияет на поиск, изучение и внедрение альтернативных методов доизвлечения драгметаллов из руд комплексных месторождений, в которых золото и серебро являются попутными компонентами.

В данной статье приведены результаты исследования возможности гравитационного выведения золотосодержащего продукта из циркуляционных промпродуктов обогащения медно-цинковой руды месторождения Урала на основе использования центробежной концентрации.

В качестве объектов исследований приняты циркуляционные промпродукты обогащения медно-цинковой руды, представленные разгрузкой мельницы и песками гидроциклона цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата.

В работах [1-4] отмечено, что золото уральских колчеданных руд мелкое и тонкое, присутствует в двух основных видах: 1) микровключения (1-100 мкм) собственных минералов в сульфидах (самородное золото, обычно низкопробное, и теллуриды, реже другие сложные соединения золота); 2) «невидимое» (тонкодисперсное, субмикроскопическое) золото в сульфидах.

Исследуемые продукты цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата являются трудноцианируемым сырьем: при содержании класса - 0,071 мм 97-98 % из них прямым цианированием извлекается не более 17-19 % золота.

Выполнены исследования по центробежному концентрированию золота и серебра из продуктов цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата по принципу матричного планирования (полного факторного эксперимента – ПФЭ) для определения наиболее эффективного режима сепарации.

Исследования по гравитационному выделению драгметаллов из продуктов цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата выполнены на центробежном концентраторе Knelson КС-МДЗ.

Анализ результатов ПФЭ показал отсутствие какого-либо влияния центробежного ускорения и расхода флюидизационной воды на технологические показатели обогащения для исследуемого промпродукта. В качестве оптимальных параметров работы концентратора КС-МДЗ приняты условия опытов «центра плана», а именно, центробежное ускорение – 90 G, расход флюидизационной воды – 3,5 л/мин.

В режиме оптимальных параметров работы центробежного концентратора КС-МДЗ выполнены эксперименты на укрупненных навесках промпродуктов. Тяжелые фракции центробежной сепарации подвергли доводочной операции на концентрационном столе СКЛ-0,2. Схема проведения опытов представлена на рис. 1.

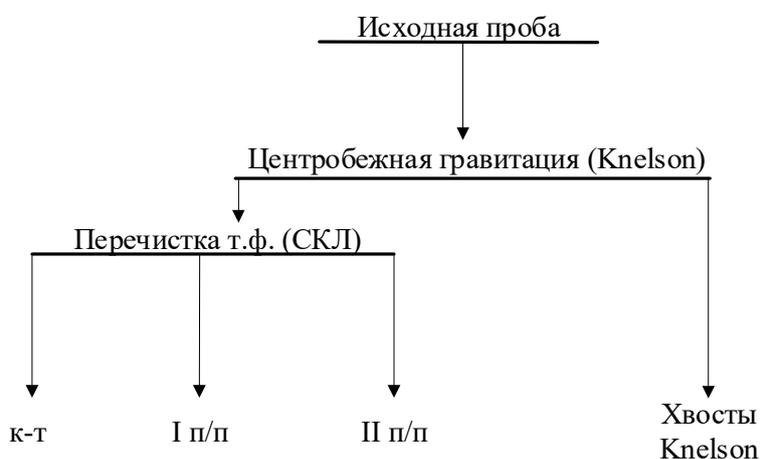


Рисунок 1 – Схема проведения опыта

Результаты исследований приведены в табл. 1.

По результатам гравитационного обогащения промпродуктов цикла доизмельчения и классификации «грубого» медного концентрата отмечено, что:

– содержание золота и серебра в гравитационном концентрате, получаемом при гравитационном обогащении песков гидроциклона, составило 65,00 г/т и 11,00 г/т;

– содержание золота и серебра в гравитационном концентрате, получаемом при гравитационном обогащении разгрузки мельницы, составило 88,70 г/т и 17,00 г/т.

Таблица 1 – Результаты гравитационного обогащения промпродуктов цикла доизмельчения и классификации «грубого» медного концентрата

Наименование продукта	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Золото	Серебро	Золото	Серебро
Разгрузка мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата					
<i>Концентрат СКЛ-0,2</i>	<i>0,05</i>	<i>88,70</i>	<i>17,00</i>	<i>1,96</i>	<i>0,07</i>
I п/п	0,72	11,20	11,00	3,83	0,70
II п/п	0,11	3,00	11,30	0,16	0,11
<i>Тяжелая фракция (Концентрат) Knelson</i>	<i>0,88</i>	<i>14,29</i>	<i>11,36</i>	<i>5,95</i>	<i>0,88</i>
Хвосты Knelson	99,12	2,00	11,30	94,05	99,12
Исходный продукт	100,00	2,11	11,30	100,00	100,00
Пески гидроциклона цикла доизмельчения «грубого» медного концентрата					
<i>Концентрат СКЛ-0,2</i>	<i>0,03</i>	<i>65,00</i>	<i>11,00</i>	<i>0,82</i>	<i>0,02</i>
I п/п	0,79	18,80	10,40	7,65	0,72
<i>Тяжелая фракция (Концентрат) Knelson</i>	<i>0,82</i>	<i>20,19</i>	<i>10,42</i>	<i>8,47</i>	<i>0,74</i>
Хвосты Knelson	99,18	1,80	11,50	91,53	99,26
Исходный продукт	100,00	1,95	11,49	100,00	100,00

По результатам исследований гравитационной обогатимости промпродуктов цикла доизмельчения и классификации «грубого» медного концентрата отмечено, что для дальнейшего изучения интерес представляет разгрузка мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата.

Для набора статистических данных о наличии гравитационно-извлекаемого золота в циркуляционном продукте схемы обогащения медно-цинковой руды (разгрузке мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата) проведена серия экспериментов на четырех укрупненных навесках проб, накопленных в течение десяти дней (продолжительность накопления каждой пробы) переработки руд на ОФ.

По данным количественного химического анализа содержание драгоценных металлов в накопительных пробах разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата составило:

- проба № 1: золота – 3,3 г/т, серебра – 16,15 г/т;
- проба № 2: золота – 5,8 г/т, серебра – 22,4 г/т;
- проба № 3: золота – 5,4 г/т, серебра – 18,5 г/т;
- проба № 4: золота – 3,6 г/т, серебра – 15,3 г/т.

Исследования по гравитационному обогащению накопительных проб разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата проводили по методике и схеме, приведенной на рис. 2.

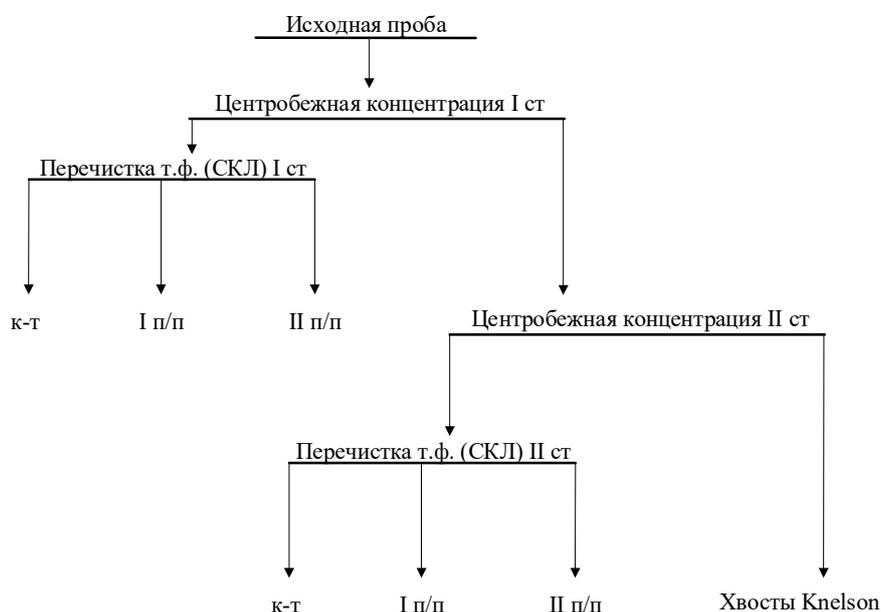


Рисунок 2 – Схема проведения исследований на накопительных пробах разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата

По результатам гравитационного обогащения разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата установлено:

- на пробе № 1 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 50-215 г/т, серебра – 24-69 г/т, при извлечении 8,6-9,8 % и 0,6-1,0 %, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 15-65;

- на пробе № 2 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 166 г/т, серебра – 85 г/т, при извлечении 15,7 % и 1,7 %, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 30;

- на пробе № 3 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 88 г/т, серебра – 52 г/т, при извлечении 8,7 % и 1,4 %, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 16;

- на пробе № 4 получен золотосодержащий гравитационный концентрат с содержанием золота 64 г/т, серебра – 26 г/т, при извлечении 13,1 % и 1,0 %, соответственно. Степень концентрирования золота в гравитационном концентрате составила 20.

Выполнена экономическая оценка гравитационно-флотационной технологии обогащения медно-цинковой руды с установкой центробежного концентратора в точке разгрузки мельницы доизмельчения «грубого» медного концентрата.

Реализация гравитационно-флотационной схемы позволит получить дополнительно 6,9 кг золота в год или 55,6 кг за расчетный период эксплуатации месторождения. Общий прирост стоимости товарной продукции за период составит 387,7 млн рублей.

Список литературы

1. Белогуб Е.В. Поведение золота при обогащении руд октябрьского медно-цинково-колчеданного месторождения (Башкортостан) / Е.В. Белогуб, В.В. Масленников, А.М. Цигалов // Колчеданные месторождения – геология, поиски, добыча и переработка руд. Материалы Всероссийской научной конференции (V Чтения памяти С.Н. Иванова). – Екатеринбург: Институт геологии и геохимии УрО РАН. 2013. С.8-11. http://www.igg.uran.ru/sites/default/files/v_chteniya_pamyati_sn_ivanova.pdf

2. Морозов Ю.П. Повышение комплексности использования сульфидных руд на основе дополнительного извлечения золота. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2015. – 61 с.

3. Чантурия Е.Л. Развитие теории и методов модификации технологических свойств минералов в разделительных процессах обогащения труднообогатимых руд цветных и редких металлов: дис. ... доктора техн. наук: 25.00.13 / Чантурия Елена Леонидовна. – Москва, 2006. – 338 с.

4. Мамонов С.В., Волкова С.В., Чинова Н.Б., Хисамова А.С., Горайчук П.К. Совершенствование технологии обогащения медно-цинковой руды колчеданного месторождения уральского типа // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2023. № 3. С. 86-96.

УДК 622.7

ИЗУЧЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНЫХ И ЦИНКОВЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ

Синьков И. С., Чинова Н. Б.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Медно-цинковые руды относятся к труднообогатимым, поскольку представляют из себя сложный структурный комплекс сульфидных минералов меди, цинка, железа и минералов вмещающих пород. Основной трудностью обогащения подобного типа руд является близость флотационных свойств сульфидных минералов меди и активированных ионами меди сульфидных минералов цинка, поскольку в обоих случаях на поверхности минерала образуются медьсодержащие соединения собирателя. Регулирование образования подобных соединений на поверхности сульфидов цинка в условиях селективной флотации обусловлено точным подбором флотационных реагентов, их соотношений и расходов.

В современных условиях переработки медно-цинковых руд при снижении содержания металлов в руде требования к конечным концентратам

остаются такими же высокими, в то время как темпы повышения качества не перестают расти. Для поддержания установившихся стандартов необходимо разрабатывать новые технологии переработки, а также создавать и испытывать новые реагенты.

Наиболее эффективно в практике флотационного обогащения медно-цинковых руд себя показывают собиратели на основе дитиофосфатов, тионокарбаматов, либо их сочетание с ксантогенатами [1-7].

Исходя из этого в качестве собирателей, селективных к медным минералам, исследованы реагенты ФРИМ 2920, Florrea 2259А, Реафлот 3790, ТАФ-7 и их сочетания с бутиловым ксантогенатом калия (БКК).

Исследования собирательных свойств выбранных реагентов проведены на медно-цинковой руде одного из месторождений Магнитогорской мегасинклиналии, содержащей: Cu – 1,83 %; Zn – 1,35 %; S (сульфидная) – 43,90 %; Fe (общее) – 40,34 %; SiO₂ – 5,60 %.

По результатам фазового анализа установлено, что медь в исследуемой руде на 88,52 % ассоциирована с халькопиритом, на 9,29 % – с вторичными сульфидами (ковеллин, борнит, халькозин). Доля окисленной меди в руде составляет 2,19 %.

Цинк в руде ассоциирован со сфалеритом на 71,94 %. Отмечено повышенное (28,06 %) содержание не извлекаемых флотацией форм цинка: 10,79 % цинка связано с окисленными минералами, 17,27 % – с гидроксидами (окислами) железа и марганца.

Сера в руде на 95,26 % ассоциирована с пиритом, 3,62 % – с медьсодержащими минералами. На долю сфалерита приходится 1,12 % серы.

Железо общее в руде на 90,57 % связано с пиритом, на 6,10 % – с легкорастворимыми силикатами и на 3,33 % – с халькопиритом.

Первоначально проведены исследования медного цикла флотации по базовой фабричной технологии, предусматривающей:

- измельчение исходной руды до крупности 70 % класса -0,071 мм с подачей 50 г/т Na₂S и 150 г/т ZnSO₄ для депрессии сфалерита;

- операцию межциклового флотации с выделением медной «головки». В качестве собирателя использован БКК с расходом 10 г/т и БТФ 1522 с расходом 5 г/т;

- измельчение хвостов межциклового флотации до крупности 90 % класса -0,071 мм;

- операцию коллективной флотаций проводимую с предварительной активацией сульфидов цинка CuSO₄ при расходе 300 г/т. В качестве собирателя использован БКК с расходом 120 г/т и БТФ 1522 с расходом 5 г/т;

- доизмельчение концентрата коллективной флотации до крупности 90 % класса -0,045 мм с подачей 150 г/т Na₂S и 300 г/т ZnSO₄ для депрессии сфалерита;

– операцию основной медной флотации, проводимую с подачей 100 г/т Na₂S и 200 г/т ZnSO₄ для депрессии сфалерита. В качестве собирателя использован БКК с расходом 80 г/т;

– доизмельчение грубого медного концентрата до крупности 95 % класса -0,045 мм;

– I перерывную медную флотацию с подачей БКК при расходе 15 г/т;

– операцию промпродуктовой флотации, проводимую с подачей 50 г/т Na₂S и 100 г/т ZnSO₄ для депрессии сфалерита. В качестве собирателя использован БКК с расходом 10 г/т;

– II перерывную флотацию с получением медного концентрата.

В работе выполнены флотационные исследования по фабричной схеме и дополнительной подаче испытуемых реагентов (ИР). Флотационные исследования проведены при следующих соотношениях БКК и ИР: 100/30, 100/20, 100/10. Расход БКК во всех опытах принят постоянным, переменным фактором являлся расход селективного собирателя.

Результаты флотационных исследований приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Сводные результаты флотационных опытов в открытом цикле

Реагент	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		медь	цинк	медь	цинк
Базовый фабричный режим	6,18	22,50	1,91	74,76	8,74
ТАФ-7: 100/30	6,00	23,04	2,52	76,79	10,82
100/20	7,83	18,42	2,50	78,37	13,80
100/10	6,42	22,10	2,42	76,69	11,11
РЕАФЛОТ 3790: 100/30	6,10	22,74	1,95	75,79	8,94
100/20	6,13	22,60	2,06	74,89	9,27
100/10	5,97	22,61	2,14	74,58	8,92
ФРИМ-2920: 100/30	6,82	20,41	2,17	76,49	9,72
100/20	5,94	23,06	2,11	74,84	9,35
100/10	6,29	22,76	2,28	79,10	10,46
Florrea 2259A: 100/30	5,78	23,16	1,99	73,13	8,46
100/20	5,68	23,99	1,83	73,66	7,47
100/10	5,47	26,01	1,98	75,69	7,97

Для оценки селективности разделения медных и цинковых минералов выполнена математическая обработка результатов исследований на основе расчёта критерия селективности по К. Ф. Белоглазову:

$$\eta = \frac{\ln \frac{1}{1-\varepsilon_1}}{\ln \frac{1}{1-\varepsilon_2}},$$

где ε_1 – извлечение первого компонента в данный концентрат, д. ед.;

ε_2 – извлечение второго компонента в тот же концентрат, д. ед.

Расчёт критерия селективности выполнен для общего медного концентрата, в котором нежелательным компонентом является цинк. Результаты расчётов представлены на рис. 1.

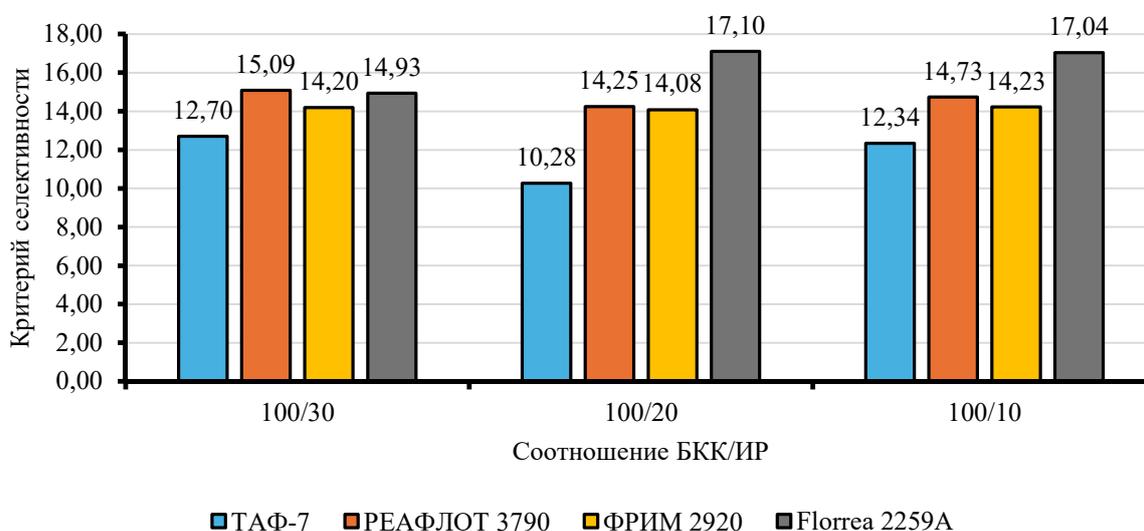


Рисунок 1 – Зависимость критерия селективности от соотношения реагентов

По результатам исследований отмечено, что наибольшие значения критерия селективности получены при использовании реагента А при его соотношениях с БКК, равных 100/20 и 100/10. Для дальнейших исследований принято соотношение БКК/Florrea 2259А, равное 100/10, обеспечивающее более высокое извлечение меди в медный концентрат.

Проведены опыты в замкнутом цикле по принципу непрерывного технологического процесса как по базовому фабричному режиму, так и по режиму с применением реагента Florrea 2259А. Схема замкнутых опытов приведена на рис. 2.

По результатам замкнутых опытов отмечено, что:

- по базовому фабричному реагентному режиму возможно получение медного концентрата с массовой долей меди 19,56 %, цинка 2,71 % при извлечении меди 86,19 %, цинка – 16,31 % и цинкового концентрата с массовой долей цинка 50,50 %, меди 1,67 % при извлечении цинка 66,35 %, меди –

- по режиму с применением реагента Florrea 2259А возможно получение медного концентрата с массовой долей меди 19,95 %, цинка 2,63 % при извлечении меди 86,95 %, цинка – 15,89 % и цинкового концентрата с массовой долей цинка 50,12 %, меди 1,69 % при извлечении цинка 66,82 %, цинка – 1,42 %.

Таким образом, по результатам исследований отмечено, что применение селективного собирателя Florrea 2259А в сочетании с БКК в соотношении 100/10 позволяет повысить массовую долю меди в медном концентрате

на 0,39 % при одновременном повышении извлечения в него меди на 0,76 %, в то время как массовая доля цинка и его извлечение снижаются на 0,08 % и на 0,42 % соответственно. В связи с уменьшением потерь цинка и более полным извлечением меди в медном цикле флотации удалось повысить извлечение цинка в цинковый концентрат на 0,47 %, а также снизить извлечение в него меди на 0,19 %.

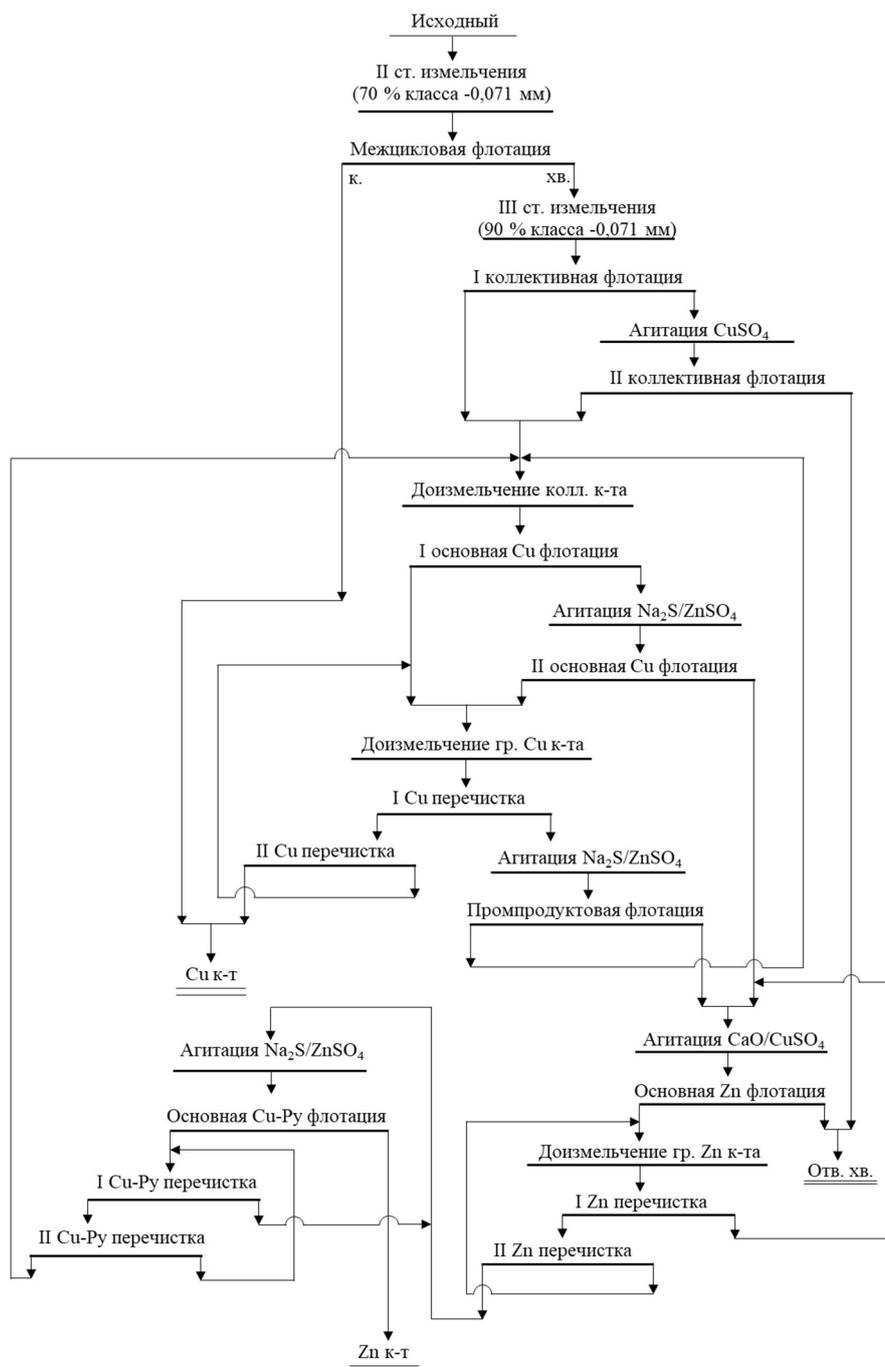


Рисунок 2 – Схема проведения опытов в замкнутом цикле

Список литературы

1. Рябой В. И., Асончик К. М., Полькин В. Н. и др. / Применение селективного сорбителя при флотации медно-цинковых руд // Обогащение руд. – 2008. – №3. – С. 20-22.

2. Рябой В. И., Шендерович В. А., Крепетов В. П. Применение аэрофлотов при флотации руд // Обогащение руд. – 2005. – №6. – С. 43-44.

3. Рябой В. И., Кретов В. П., Смирнова Е. Ю. Исследования по использованию диалкилдитиофосфатов серии БТФ при флотации сульфидных руд // Обогащение руд. – 2013. – №2. – С. 17–21.

4. Храмцова И. Н., Меджибовский А. С., Дементьев А. В., Блиев Э. А., Нафталь М. Н., Антоненко Л. В., Цымбал А. С., Херсонский М. И. Применение реагентов-собираелей производства ООО «НПП КВАЛИТЕТ» в современных процессах флотационного обогащения сульфидных руд цветных и драгоценных металлов // Цветные металлы и минералы. – 2019. – С. 753-766.

5. Николаев А. А., Со Ту, Горячев Б. Е. Исследование закономерностей кинетики флотации неактивированного сфалерита композициями сульфгидрильных собирателей флотометрическим методом // ГИАБ. – 2015. – №6. – С. 86-95.

6. Абрамов А. А. Флотация Реагенты собиратели. Том 7 М.: Горная книга 2012. – 656 с.

7. G. Lui, Zhong, T. Dai. Investegation of the selectivity of ethoxy carbonyl thionocarbametes during the flotation of copper sulfids. Mineral and metallurgical proc., 2008, Vol. 25, № 1.

УДК 622.7

ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ В РАМКАХ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТВЁРДОГО ТОПЛИВА

Бураков И. А.¹, Бураков А. Ю.², Никитина И. С.¹, Горбунов А. И.¹, Аунг К. М.¹

¹ФГБОУ ВО «Национальный исследовательский университет «МЭИ»,

г. Москва, Россия

²ООО «АкваАналитика», г. Москва, Россия

Согласно распоряжению Правительства Российской Федерации (РФ) №1523-р от 9 июня 2020 года на территории РФ введена в действие Энергетическая стратегия РФ на период до 2035 года (Стратегия). Согласно Стратегии, в указанный период предполагается «переход к экологически чистой и ресурсосберегающей энергетике» [1]. Согласно [2] на 2020 год на территории РФ энергетических объектов в качестве основного топлива, использующих твёрдое топливо эксплуатировалось 960 единиц. По значению установленной мощности данное количество объектов обеспечивает 24,25 % всей установленной мощности ТЭС РФ. Преобладание энергетических объектов, работающих в качестве основного топлива на угле значительно (более 60 % выработки) для Сибирского и Дальневосточного федеральных округов. Причём по прогнозам к 2027 году потребность тепловых электрических станций (ТЭС) РФ в угле возрастёт до 74469 тыс. т.у.т. [2]. Для реализации задачи перехода к «экологически чистой и ресурсосберегающей энергетике» следует решить проблему негативного влияния энергетических

объектов, работающих на угле, на окружающую среду. По оценкам авторов материала [3] факельное сжигание угля влечёт за собой образование выбросов загрязняющих веществ по SO_x порядка 40-100 кг на 1 тонну сгоревшего топлива (кг/т.с.т.); по NO_x 4-14 кг/т.с.т.; по монооксиду углерода 0,1-0,45 кг/т.с.т.; по углеводородам 0,45-1,0 кг/т.с.т.; по водяному пару до 360 кг/т.с.т.; по CO_2 до 3000 кг/т.с.т.; по летучим золе и шлаку до 250 кг/т.с.т. Количество образующихся выбросов загрязняющих веществ при сжигании угля больше по сравнению с сжиганием мазута и значительно больше по сравнению с сжиганием природного газа. Существуют системы очистки выбросов загрязняющих веществ от ТЭС диапазон эффективности которых варьируется в пределах от 25 до 99,9 % в зависимости от типа нейтрализуемых выбросов и применяемой технологии [4]. Одним из наиболее перспективных методов является комбинированный метод очистки, включающий в себя как переработку исходного топлива, так и применение системы очистки уходящих газов. В ряде работе [4-7] авторами рассматривалась возможность применения последовательной предварительной и глубокой энерготехнологической переработки твёрдого топлива с целью повышения качества получаемых продуктов газификации, экологичности эксплуатации энергетических объектов и реализации программы ресурсосбережения, обозначенной в [1]. Типовая технологическая схема системы переработки исходного твёрдого топлива представлена на рис. 1.

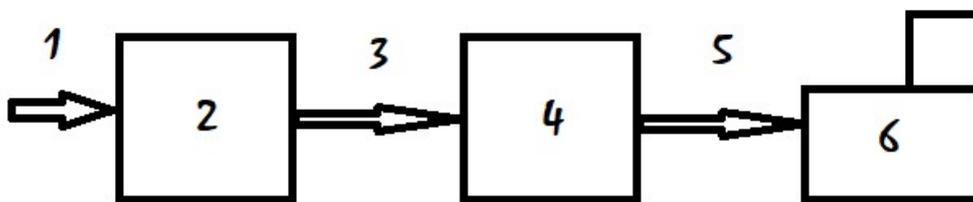


Рисунок 1 – Технологическая схема системы переработки угля

1 – исходный уголь; 2 – система обогащения; 3 – концентрат обогащённого угля; 4 – газификация; 5 – синтетический (генераторный) газ; 6 – энергетический объект

Коллектив авторов согласно представленной на рис. 1 схеме, в публикуемом труде анализирует возможность воздействия на качество продуктов газификации, в рамках эксплуатации данной схемы.

ОБОГАЩЕНИЕ ОДНОФАЗНЫМИ СРЕДАМИ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

В качестве тяжёлой среды в промышленности используют суспензии в качестве частиц-утяжелителей, в составе которых выступают магнетит, кварцевый песок, глина, сланцевые породы, лесс, барит, пирит и другие виды [8]. При применении суспензий в качестве тяжёлой среды в корытных сепараторах возникают следующие проблемы эксплуатации: трудности при приготовлении суспензий; потребность в постоянной гомогенизации и об-

новлении используемых суспензий при эксплуатации в рабочей зоне; наличие уноса частиц-утяжелителей в концентрат обогащённого угля [4-6]. Перечисленные выше проблемы (полностью, либо частично) можно решить применением однофазных тяжёлых сред (высокоминерализованных водных растворов). Известны работы связанные с оценкой возможности применения в качестве тяжёлой среды однородных органических жидкостей, таких как: трихлорэтан, четырёххлористый углерод, пятихлорэтан, дибромэтан, бромформ, ацетилентетрабромид, трихлорфторметан; так же известны работы связанные с оценкой возможности применения в качестве тяжёлой среды водных растворов неорганических солей, таких как: хлористый кальций, хлористый цинк, йодистая ртуть, йодистый калий [5, 8-11]. Применение вышеперечисленных жидкостей в промышленности носит ограниченный характер по причинам: высокой стоимости, токсичности, трудности в проведении регенерации тяжёлой среды [5, 8-11].

Коллектив авторов в лабораториях кафедр ТОТ и ТЭС НИУ «МЭИ» провёл экспериментальные и последующие расчётные исследования на возможность применения в качестве тяжёлых сред высокоминерализованных водных растворов природного и техногенного происхождения, использование которых нивелируют как проблемы, связанные с эксплуатацией суспензий, так и проблемы, возникающие при предшествующих коллективу из НИУ «МЭИ» исследованиях. В качестве тяжёлых сред рассматривались подземные природные хлоридные натриевые рассолы, бишофит, высокоминерализованные воды солёных озёр (в частности, вод солёных озёр Баскунчак, Эльтон, Эбейты, Как-Холь и Тинаки), сточные воды ТЭС (в частности, сточные воды Na-катионитных фильтров).

Методика экспериментальных исследований заключалась в определении технологических показателей процесса обогащения, а именно: показатель извлечения концентрата, степени концентрации и сокращения, эффективность обогащения.

Исходный обогащаемый уголь (предварительно классифицированный по размерам, характеризующим выход исходного сырья после мельниц, дробилок различной мощности и видов) помещался в рабочую зону лабораторного корытного сепаратора, заполненную тяжёлой средой (разновидность сред перечислена выше), далее за счёт разности плотностей происходило разделение на концентрат (всплывшая часть угольной массы) и отходы (утонувшая часть угольной массы). Концентрат и отходы извлекались из рабочей зоны лабораторного корытного сепаратора, промывались водой с показателем общей жёсткости около 3 мг-экв/дм³, высушивались, взвешивались и затем подвергались согласно ГОСТ Р 55661-2013 «Топливо твёрдое минеральное. Определение зольности» определению зольности. По полученным данным массы и зольности высчитывались технологические показатели обогащения, перечисленные выше.

В качестве исходных углей были проанализированы угли месторождений Тигиит, Калева, Чжо Сейн, Синтаунг, Та Пей Чун Республики Союз Мьянма; угли месторождений Багануур, Налахит и Шивэ-Ово – Монголии; угли Эльгинского месторождения и Кузнецкого угольного бассейна РФ; угли месторождения Зиди, расположенного на территории Таджикистана.

По результатам экспериментальных и расчётных исследований применяемый метод обогащения с использованием однофазных сред природного и техногенного происхождения позволяет сократить зольность в концентрате угля в 4 раза и ниже (при зольности в исходном угле от 8 до 40 % предлагаемые тяжёлые среды нового типа позволяют снизить зольность до 2-10 % в концентрате угля). Теплота сгорания по результатам проведения обогащения предлагаемыми средами может быть увеличена в концентрате от 1,03 до 1,90 раз в зависимости от типа исходного угля, применяемой тяжёлой среды, размера обогащаемого угля. Стоит отметить, что угли месторождения Та Пей Чун обогащать рассмотренными однофазными средами не представляется возможным из-за высокой средней плотности углей этого месторождения (эффективность процесса обогащения не превышала 7 %).

У остальных рассмотренных углей эффективность обогащения варьируется в зависимости от плотности и типа тяжёлой среды, а также от типа обогащаемого угля от 20,1 до 63,4 %. На рис. 2 частично представлены результаты экспериментальной и расчётной работы.

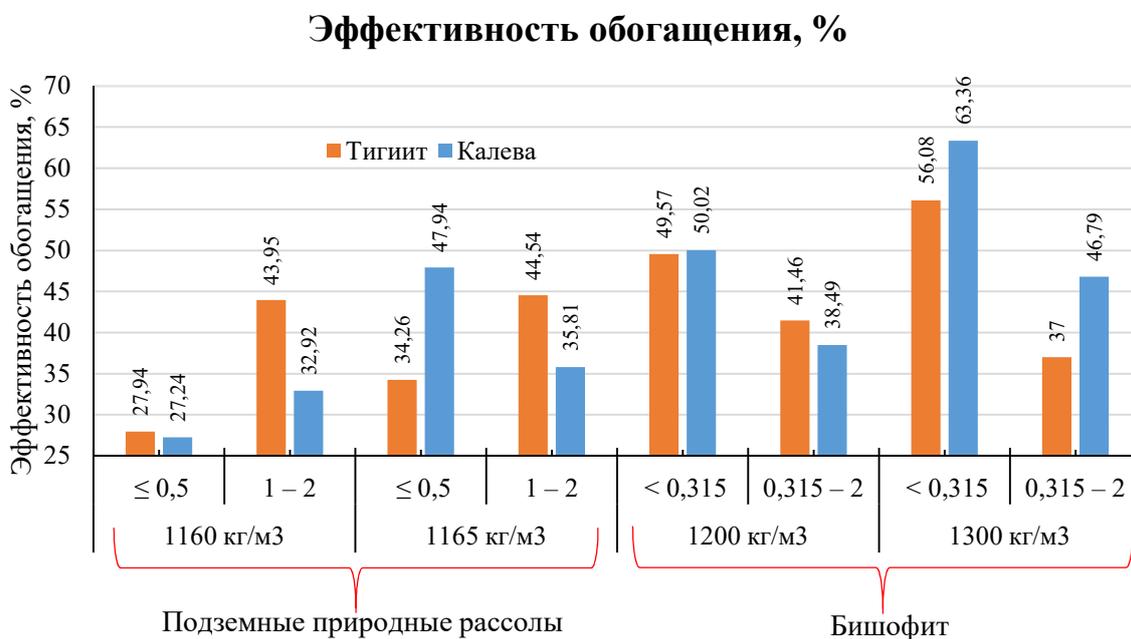


Рисунок 2 – Сравнение эффективностей обогащения углей месторождений Тигиит и Калева в зависимости от типа применяемой тяжёлой среды

Стоит отметить, что для реализации процесса обогащения с применением в качестве тяжёлой среды сточных вод Na-катионитных фильтров следует изменить концепцию эксплуатации фильтров (в части проведения процесса регенерации).

ВЛИЯНИЕ ПРОЦЕССА ОБОГАЩЕНИЯ НА ПРОДУКТЫ ГАЗИФИКАЦИИ

При дальнейшей расчётной работе было установлено, что предварительная подготовка исходного сырья для проведения процесса газификации существенно влияет на получаемый синтетический (генераторный) газ в плане качества. В качестве технологий исследования были выбраны технологии газификации с сухой пылевидной подачей исходного сырья – типа Shell, Siemens, HT-L, MHPS (МНП); с подачей исходного сырья в виде водугольного топлива – типа GE (Техасо), ECUST (ОМВ), E-Gas, MCSG. На основании работ [4, 12] можно сделать вывод, что эти технологии широко применимы в мировой практике газификации. Расчётные исследования проводились с применением программных комплексов Termoflex Inc. и MathCAD. Согласно работам [4, 13] применение данных программных пакетов позволяет получить результаты, максимально сходные с реальными промышленными.

Применение ступени обогащения в качестве подготовки исходного сырья газификации позволяет для ряда технологий поточной газификации рассматривать возможность управления качеством получаемого синтетического газа.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Применение предварительной ступени обогащения с использованием в качестве тяжёлой среды однофазных высокомолекулярных водных растворов природного и техногенного происхождения обеспечивает увеличения калорийности синтетического газа в среднем в 1,03-1,90 раз в зависимости от применяемой технологии.

Применение ступени обогащения с использованием в качестве тяжёлой среды однофазных сред природного и техногенного происхождения перед процессом газификации с точки зрения уменьшения углеродного следа более предпочтительней для бурых углей, коими угли месторождения Тигиит и являются.

Список литературы

1. Энергетическая стратегия Российской Федерации на период до 2035 года. Утв. Распоряжением Правительства РФ от 9 июня 2020 г. №1523-р.
2. ИТС 38-2022. Сжигание топлива на крупных установках в целях производства энергии (информационно-технический справочник по наилучшим доступным технологиям). 2022. – 275 с.
3. Росляков П. В., Егорова Л. Е., Ионкин И. Л. Расчёт вредных выбросов ТЭС в атмосферу. Москва. Издательство МЭИ. 2002 г. – 84 с.
4. Аунг Х. Н. Разработка методов повышения эффективности получения экологически чистого топлива на основе переработки твёрдого топлива для условий Мьянмы. Дисс. канд. техн. наук. Москва 2023 г. – 111 с.

5. И. А. Бураков, А. Ю. Бураков, И. С. Никитина, А. А. Дудолин, Аунг Х. Н., Ёе В. А., Аунг К. М. О преимуществах применения процессов обогащения с использованием высокоминерализованных водных растворов в системе ТЭС // Промышленная энергетика, №2. 2023. с. 32–37.

6. I. A. Burakov, A. Y. Burakov, I. S. Nikitina, Aung H. N., Ye V. A., Aung K. M., E. A. Anufrieva, V. M. Lozenko. Development of a system of energy technological processing of coal deposits for energy and other industries // Journal of Physics: Conference Series 1683 (2020) 042080.

7. Г. С. Ходаков. Водоугольные суспензии в энергетике. Теплоэнергетика // 2007. №1. с. 35–45.

8. М. С. Клейн, Т. Е. Вахонина. Технология обогащения углей // КузГТУ. Кемерово. 2011. 128 с.

9. И. А. Ощепков, Г. Л. Евменова. Натриевые соли низших карбоновых кислот - активизаторы гравитационного обогащения углей в водных тяжёлых средах // Вестник КГТУ, 4(74). 2009 г. с. 42 – 48.

10. Т. Г. Романенко, В. С. Бутовецкий. Технология обогащения углей. Москва. Недра, 1976. 304 с.

11. А. И. Субботин, В. В. Бобриков, А. И. Новосельцев, С. Н. Подображин, С. И. Протасов, Е. Г. Ситникова, Ю. П. Сморгачев, Р. А. Стандрик, В. Д. Чигрин, А. Г. Утемов. Правила безопасности при обогащении и брикетировании углей (сланцев). Нормативные документы по безопасности надрозной и разрешительной деятельности в угольной промышленности, ПБ 05-580-03 «Правила безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей (сланцев)». 168 с.

12. А. Ф. Рыжков, Т. Ф. Богатова, Цзэн Линянь, П. В. Осипов. Развитие поточных газификационных технологий в Азиатско-тихоокеанском регионе // Теплоэнергетика. №11. 2016. с. 40–50.

13. Н. Д. Рогалев, А. А. Дудолин, А. В. Андрушин, Э. К. Аракелян, С. В. Мезин. Применение современных информационных технологий в учебном процессе и научных исследованиях // Вестник МЭИ № 6. 2017. с. 9 – 19.

УДК 622.7

АНАЛИЗ ДЕКОМПОЗИЦИОННЫХ СХЕМ ПРОЦЕССА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ

Власов А. С.¹, Бархунова Л. А.², Мамаева С. М.², Интогарова Т. И.¹

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

²МАОУ СОШ № 12, г. Мирный, Россия

Флотоклассификация является комбинированным процессом, объединяющим процессы флотации и гидравлической классификации в одном аппарате [1]. Она отличается большим многообразием вариантов, которое определяется разновидностями составляющих ее методов флотации и гидравлической классификации, режимами и пространственно-временными факторами их осуществления. Условно пространство, в котором осуществляется процесс

флотоклассификации, разделим на зоны. Главными зонами являются зоны флотационного и гравитационного разделения материала, которые находятся в определенном взаимодействии и взаимосвязи.

Взаимное расположение зон флотации и гидравлической классификации определяет различные варианты флотоклассификации. Разновидности флотоклассификации проявляются также в зависимости от того, в какую зону подается исходное питание [2].

На основе декомпозиции любой вариант флотоклассификации включает следующие составные части: подачу пульпы (ПП) и воздуха (ПВ) в процесс, флотацию (Ф), гидравлическую классификацию (К), выделение концентрата (ВК), хвостов (ВХ), слива (ВС) и песков (ВП). Процессы (Ф) и (К) условно представлены в соответствующей очередности. Декомпозиционные схемы возможных вариантов приведены на рис. 1.

В каждом варианте имеется множество реализаций, обусловленных видами флотации и классификации, режимами их проведения, степенью взаимодействия. Флотация включает разновидности процессов с механическим перемешиванием пульпы в камерных или чановых флотомашинах, процессов без механического перемешивания в чановых и колонных машинах, процессов пенной сепарации с совмещением и разделением зон пенообразования и сепарации частиц. Виды гидравлической классификации определяются характером движения среды и включают разновидности разделения в вертикальных, наклонных, горизонтальных и закрученных потоках.

Системный анализ декомпозиционных схем флотоклассификации позволяет оценить особенности известных методов и определить направления развития процесса флотоклассификации. Так одним из вариантов флотоклассификации является реализация процесса с самопроизвольным формированием песков. В данном варианте основным является процесс флотации, а из хвостов флотации формируются слив и пески. Этот вариант может быть реализован путем реконструкции существующих флотационных аппаратов в части формирования и выделения песковой фракции. Классификация в данном случае является самопроизвольным попутным процессом. Реализация такого варианта позволяет исключить запесковывание флотомашин, эффективно использовать этот вариант на грубоизмельченном материале и в замкнутом цикле измельчения. Наибольшего эффекта следует ожидать в случае реализации пневматической флотации в аэролифтных, колонных и чановых машинах [5].

Развитием этого варианта является создание новых комбинированных процессов, реализующих принцип классификации хвостов флотационного процесса. Возможны реализации, позволяющие получать при работе в замкнутом цикле измельчения кондиционный концентрат или отвальные хвосты [6].

В отдельную группу выделены варианты флотоклассификации, обеспечивающие оптимизацию флотации за счет гидравлической классификации.

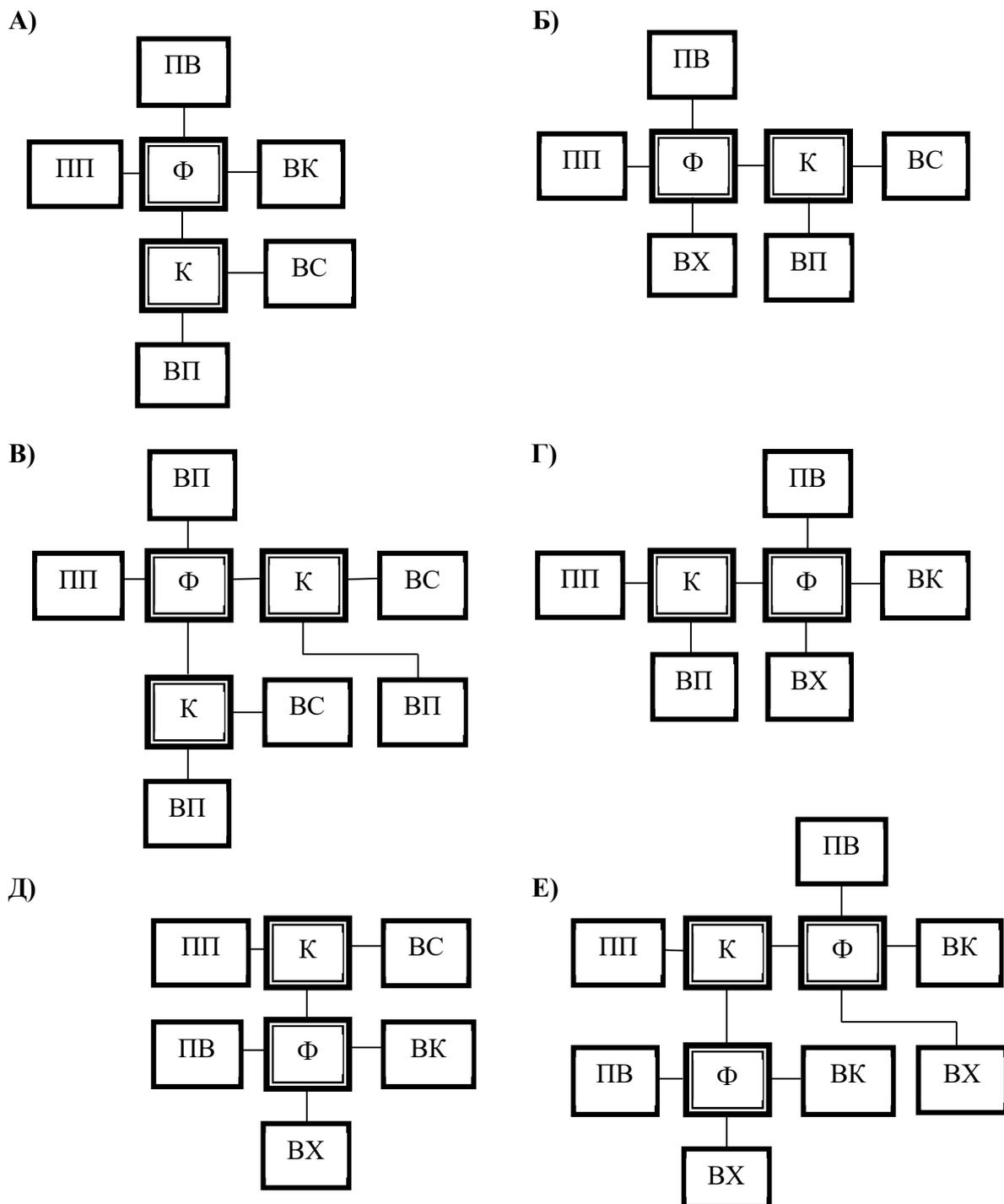


Рисунок 1 – Декомпозиционные схемы процесса флотоклассификации:

Ф, К – процессы флотации и классификации;

ПП, ПВ – процессы подача пульпы, воздуха;

БК, ВХ, ВС, ВП – процессы выделения концентрата, хвостов, слива, песков

К ним относится вариант с выделением песковой фракции из зоны флотации тонкодисперсных частиц и ее флотацией в отдельной зоне с обеспечением необходимых оптимальных условий.

Эффективным является вариант, по которому классы крупности гидравлической классификации подаются в разные зоны процесса пенной сепарации. Чем выше крупность частиц, тем ближе к разгрузочному порогу подаются частицы в пенный слой [3].

Одним из направлений флотоклассификации является использование классификации для разделения пенных продуктов флотации. Процесс предусматривает совмещение классификации с выделением пенных продуктов. Варианты этого направления флотоклассификации позволяют получать один кондиционный или несколько разнокачественных пенных продуктов [4]. Один из вариантов этого направления обеспечивает разделение пенных продуктов в суживающихся потоках. В перспективе реализация варианта позволяет существенно снизить энергетические и эксплуатационные затраты при повышении показателей обогащения.

Важным вопросом взаимодействия процессов флотации и гидравлической классификации является влияние воздуха на гравитационное разделение частиц. Это влияние выражается в изменении скорости восходящего потока и физическом взаимодействии частиц и пузырьков [5].

Чем больше насыщенность пульпы пузырьками воздуха, тем выше должна быть скорость восходящего потока в зоне гидравлической классификации.

При теоретическом анализе процессов флотоклассификации системным анализом декомпозиционных схем флотоклассификации определены перспективные направления развития этого процесса; теоретически и экспериментально показано, что аэрация пульпы во флотоклассификации приводит к повышению крупности разделения и эффективности гидравлической классификации.

Список литературы

1. Морозов Ю. П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд [Текст]: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.
2. Флотационный классификатор [Текст]: пат. 2548866 Рос. Федерация: МПК С22В 3/02, В03D 1/14. / Ю. П. Морозов, А. В. Колтунов, Е. А. Фалей и др.; заявитель и патентообладатель ООО «Таилс КО». – № 2014102027/02; заявл. 22.01.2014; опубл. 20.04.2015, Бюл. № 11.
3. Технологическая оптимизация процесса пенной сепарации различных классов крупности / Чуянов Г. Г., Кравец Б. Н., Морозов Ю. П. и др. // Обогащение руд. – Иркутск ИПИ. – 1984. – С. 66-74.
4. Моделирование процесса вторичной концентрации минералов / Морозов Ю. П., Козин В. З., Колтунов А.В. // Изв. Вузов. Горный журнал. - №12. – 1986. – С. 96-99.
5. Фалей Е. А. Флотоклассификация с разделением пенного продукта в сужающемся желобе [Текст] / Е. А. Фалей, А. В. Колтунов, Т. И. Интогарова, О. С. Валиева // Мат-лы междунар. науч.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (6-7 апреля 2016 г.). – Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2016. – С. 242-245.

6. Бекчурина Е. А., Интогарова Т. И. Использование процесса вторичной концентрации минералов в пене для повышения технологических показателей флотоклассификации [Текст] / Е. А. Бекчурина, А. В. Колтунов, Т. И. Интогарова, О. С. Валиева // Мат-лы междунар. науч.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (19-20 апреля 2017 г.). – Екатеринбург: изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2017. – С. 324-328.

УДК 622.7

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ ЗА СЧЕТ СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБОВ

Анненкова Д. Н.¹, Семенова М. А.², Жернаков К. Е.², Интогарова Т. И.¹

¹МПТИ (ф) ФГАОУ ВО «Северо-Восточный федеральный университет

им. М.К. Аммосова», г. Мирный, Россия

²МАОУ СОШ № 12, г. Мирный, Россия

Процесс флотоклассификации предусматривает объединение в одном аппарате процессов флотации и гидравлической классификации. Наибольшие перспективы связаны с реализацией данного процесса во флотоклассификаторах чанового типа, устанавливаемых в замкнутом цикле измельчения. При этом продуктами флотоклассификации являются пески, возвращаемые в мельницу, слив, поступающий на обогащение по традиционной флотационной схеме, и пенный продукт. В зависимости от характеристик исходного сырья пенный продукт флотоклассификации может соответствовать по качеству кондиционному концентрату либо, в случае переработки хвостов обогащения или техногенного сырья, являться обогащенным продуктом, пригодным для дальнейшей переработки другими методами.

Эффективность работы флотоклассификаторов доказана результатами лабораторных и промышленных испытаний на ряде обогатительных фабрик [1]. В ходе промышленной эксплуатации чановых флотоклассификаторов на Красноуральской, Сибайской, Бурибаевской обогатительных фабриках получено значительное количество кондиционного медного концентрата при достаточно высоком попутном извлечении в него золота и серебра.

Одним из направлений повышения показателей флотационного обогащения в машинах колонного и чанового типов является интенсификация вторичной концентрации минералов в пенном слое, осуществляемая в основном посредством орошения пены водой.

Повышение эффективности вторичной концентрации минералов в пене может быть достигнуто за счет применения обогащения в сужающихся желобах, предусматривающего формирование разнокачественных слоев

пены и разделение пены по высоте на продукты обогащения. Сужение потока пены за счет увеличения высоты пенного слоя и уменьшения площади поверхности пены снижает коалесценцию пузырьков, повышает вероятность повторного закрепления в пене освободившихся флотируемых частиц. Увеличение толщины пенного слоя облегчает условия разделения пенного потока на разнокачественные верхний и нижний продукты.

На Красноуральской обогатительной фабрике проведены испытания сужающихся желобов на пенных продуктах основной медной флотации медной руды Волковского месторождения [2]. Массовая доля меди в руде 0,7 %. Сужающиеся желоба устанавливали на 1-4 камерах флотомашин основной флотации и на 8 камерах контрольной флотации. Угол наклона днища желобов составлял 20°. Установлено, что с первых четырех камер флотомашин основной флотации в сужающихся желобах может быть получен медный концентрат с массовой долей меди 12,6 % при выходе его 42 % от исходного пенного продукта. Концентраты структурного разделения пенных продуктов контрольной флотации по качеству соответствуют качеству пенных продуктов основной флотации и могут быть направлены в перечистные операции.

Таким образом, основываясь на положительных результатах испытаний сужающихся желобов, разработаны новые конструкции флотоклассификаторов с разделением пенного продукта в сужающихся желобах [3-5].

Установка сужающихся желобов во флотоклассификатор обеспечивает получение в верхнем продукте сужающихся желобов концентрата высокого качества, сравнимого с концентратом после одной или нескольких перечистных операций флотации. Такое конструктивное решение дает возможность перерабатывать бедные по содержанию ценных компонентов руды и вовлекать во вторичную переработку хвосты обогащения. Использование процесса обогащения пенного продукта в сужающихся желобах позволяет перейти на скоростной режим флотации с максимальным выходом флотируемых минералов в пену. При этом возможно получение в сливе флотоклассификатора отвальных хвостов, что существенно снижает машиноёмкость последующего флотационного процесса. Типовая схема флотоклассификации с разделением пенного продукта в сужающихся желобах представлена на рис. 1.

Исследования флотоклассификации с разделением пенного продукта в сужающемся желобе выполнены на измельченной пробе хвостов Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) с массовой долей меди 0,11 %.

Для проведения исследований разработан и изготовлен лабораторный флотоклассификатор с объемом камеры 15 л. Переменными параметрами при проведении лабораторных испытаний флотоклассификатора являлись давление воздуха, подаваемого от компрессора в систему аэрации и уровень подачи исходного питания в камеру флотоклассификатора. Реализованы режимы подачи исходного питания в камеру флотоклассификатора над

диспергаторами, в подпенный слой и режим пенной сепарации. Давление воздуха на входе в аэрационную систему составляло 0,1 и 0,2 МПа.



Рисунок 1 – Схема флотоклассификации с разделением пенного продукта в сужающихся желобах

В качестве флотационных реагентов использованы бутиловый ксантогенат калия, сернистый натрий и сосновое масло.

Для проведения химического анализа отобраны пробы слива, песков, пенного продукта флотоклассификации без разделения в сужающемся желобе и верхний и нижний продукты сужающегося желоба.

В результате исследований установлено, что наиболее высокое извлечение меди в пенный продукт флотоклассификации достигается в режиме пенной сепарации. При давлении воздуха 0,2 МПа получен пенный продукт с массовой долей меди 0,35 % при извлечении 73,66 %. Обогащение пенного продукта в сужающемся желобе позволило повысить массовую долю меди в верхнем продукте желоба до 0,65 % при извлечении 39,07 %. При давлении воздуха 0,1 МПа получен пенный продукт с массовой долей меди 0,57 % при извлечении 61,45 %, массовая доля меди в верхнем продукте сужающегося желоба составила 1,12 % при извлечении 36,45 %.

Для проведения дальнейших исследований взяты продукты, полученные в режиме с давлением воздуха 0,2 МПа. Нижний продукт сужающегося желоба с массовой долей меди 0,23 % подвергнут флотационному обогащению. В результате флотации получен пенный продукт с массовой долей меди 1,1 % при извлечении от исходных хвостов 21,28 %.

В результате проведенных экспериментальных исследований для переработки хвостов ЖОФ предложена схема, включающая операции флото-

классификации в замкнутом цикле с измельчением и флотации с получением медьсодержащего продукта, пригодного для гидрометаллургической переработки. По предлагаемой схеме нижний продукт сужающихся желобов флотоклассификатора направляется на флотационное обогащение. Концентрат флотации и верхний продукт сужающихся желобов направляются на гидрометаллургическую переработку. Слив флотоклассификации и хвосты флотационного обогащения являются отвальными хвостами, пески флотоклассификации поступают в мельницу.

На основании результатов лабораторных исследований выполнен расчет качественно-количественной схемы переработки хвостов ЖОФ, согласно которому по предлагаемой схеме возможно получение медьсодержащего продукта для гидрометаллургической переработки с массовой долей меди 0,76 % при извлечении в него меди 60,35 %. Массовая доля меди в отвальных хвостах при этом составляет 0,048 %, выход хвостов составляет 91,24 %.

Таким образом, установлено, что флотоклассификация с разделением пенного продукта в сужающихся желобах позволяет повысить технологические показатели флотационного обогащения во флотоклассификаторах. Также в ходе проведенных испытаний определены направления дальнейшего совершенствования флотоклассификаторов. При переходе на скоростной режим флотации и, как следствие, большом выходе пенного продукта скорость его прохождения через сужающийся желоб является высокой, в результате снижается эффективность вторичной концентрации минералов в пене. В связи с этим дальнейшее развитие флотоклассификации связано с разработкой аппаратов, в которых достигается оптимальное время нахождения пенного продукта в сужающемся желобе путем оптимизации конструктивных параметров сужающихся желобов и реализацией подачи в них пенного продукта на двухфазную пену.

Список литературы

1. Морозов Ю. П. Исследование закономерностей и промышленные испытания флотоклассификации руд и хвостов обогащения [Текст] / Ю. П. Морозов, Г. Ж. Абдыкирова, Е. А. Фалей, С. Б. Дюсенова // Цветные металлы. – 2016. – № 6. – С. 29-37.
2. Морозов Ю. П. Теоретическое обоснование и разработка новых методов и аппаратов извлечения тонкодисперсных благородных металлов из руд [Текст]: дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Морозов Юрий Петрович. – Екатеринбург, 2001. – 397 с.
3. Флотационный классификатор [Текст]: пат. 2548866 Рос. Федерация: МПК С22В 3/02, В03D 1/14. / Ю. П. Морозов, А. В. Колтунов, Е. А. Фалей и др.; заявитель и патентообладатель ООО «Таилс КО». – № 2014102027/02; заявл. 22.01.2014; опубл. 20.04.2015, Бюл. № 11.
4. Флотационный классификатор [Текст]: пат. 2608120 Рос. Федерация: МПК С22В 3/02, В03D 1/14. / Ю. П. Морозов, Е. А. Фалей; заявитель и патентообладатель ООО «Таилс КО». – № 2015126383; заявл. 01.07.2015; опубл. 13.01.2017, Бюл. № 2.
5. Фалей Е. А. Флотоклассификация с разделением пенного продукта в сужающемся желобе [Текст] / Е. А. Фалей, А. В. Колтунов, Т. И. Интогарова, О. С. Валиева // Мат-лы междунар. науч.-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и

УДК 622.7

ТРАДИЦИОННАЯ И «СУХАЯ» УКЛАДКИ ХВОСТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Федотов К. В., Травников С. С.

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

Высокие экологические требования к процессам транспортирования, укладки и хранения хвостовых продуктов обогатительных фабрик в хвостохранилище, возникающие перед технологами горных предприятий, вынуждают их искать альтернативу существующему традиционному способу.

Повышение экологических требований к традиционной укладке хвостов, очевидно. Хвостовая пульпа, прошедшая обогатительный процесс и в виде тонкоизмельчённых минералов, насыщенная химическими соединениями, может путём дренирования попасть в подземные воды либо водные источники, возможен прорыв дамбы хвостохранилища особенно в паводковые периоды.

Альтернативой традиционной укладке хвостов ОФ на многих ГОКах является «сухая» укладка (влажность 8-10 %). Преимущества такого способа прежде всего экологические это:

- закладка «сухих» хвостов (с добавлением цемента) в подземные горные выработки;
- укладка хвостов с низкой влажностью технологически безопаснее (снижается риск прорыва дамбы или дренирование химически насыщенных вод);
- повышенная устойчивость и сейсмоустойчивость гидротехнических сооружений, наращенных «сухими» продуктами;
- уменьшение объема хвостохранилища на величину объема воды;
- уменьшение затрат на рекультивацию хвостохранилища.

Целью данной работы являлось технико-экономическое сравнение транспортирования и укладки хвостов по традиционному и «сухому» вариантам. Расчет производился на хвостовых продуктах одной из золотоизвлекательных фабрик севера Иркутской области.

В настоящее время применяют различные методы обезвоживания продуктов обогащения.

Согласно [3] на рудных обогатительных фабриках крупные классы (+3 мм) обезвоживают дренированием на грохотах или в обезвоживающих

элеваторах. Вторая стадия может осуществляться дренированием в бункерах или на дренажных складах. Обезвоживание мелких классов (-3+0,1 мм) и шламов (менее 0,1-0,5 мм) осуществляется сгущением, фильтрованием, сушкой.

Фабрики, применяющие технологию «сухой» укладки хвостов, расположены в разных климатических зонах и решения об использовании метода складирования обусловлены местным климатом. Известны десятки ГОКов различной производительности, внедривших или проектирующих систему складирования «сухих» хвостов.

Схема обезвоживания отходов обогатительных фабрик («сухие» хвосты) состоит обычно из двух процессов: обезвоживания в гидроциклонах и обезвоживании при помощи высокочастотных грохотов.

В первой стадии хвостовую пульпу под давлением подают в гидроциклон. Сгущенный продукт направляется на высокочастотный грохот.

По результатам исследований была предложена технологическая схема (рис. 1).

Пульпа хвостов флотации из главного корпуса ЗИФ производительностью $Q_{п} = 1455,02 \text{ м}^3/\text{ч}$ направляется в сгуститель диаметром 30 м и по одному из двух пульповодов, в металлический бак, установленный перед сгустителем, который выполняет функции гашения энергии потока и его деаэрации.

Для эффективного протекания процесса сгущения в пульпу подается раствор флокулянта Nalco Optimer 883IQ. Разгрузка сгустителя – пульпа, сгущенная до 57 % твердого (Т:Ж = 1:0,75). Из зумпфа сгущенная пульпа в напорно-самотечном режиме по магистральному и распределительному пульповодам складывается в хвостохранилище.

После сгущения в радиальном сгустителе хвостовой продукт теряет большой процент влажности и приобретает вид пасты.

Дальнейшее обезвоживание возможно путём применения фильтр-пресса, вакуум-фильтра, либо виброгрохота с сеткой, имеющей мелкую перфорацию. В нашем случае использовали высокочастотные грохоты, позволяющие довести продукт до влажности 15 %.

Обезвоживание происходит за счет высокой частоты колебаний на полиуретановой сетке виброгрохота. Перфорация сеток грохота имеет размеры ячейки 53 мкм.

Особенностью, позволяющей грохоту эффективно работать с мелким продуктом, является полиуретановая сетка. Сетка, имея высокий коэффициент «живого сечения» (до 45 %), обеспечивает его высокую удельную производительность. Применение высокочастотных грохотов, не прибегая к использованию фильтр-прессов позволяет довести продукт до низкой влажности. Возможно получение пульпы влажностью до 10 %. Подрешетный продукт поступает в отстойный пруд, обеспечивая обратное водоснабжение предприятия.

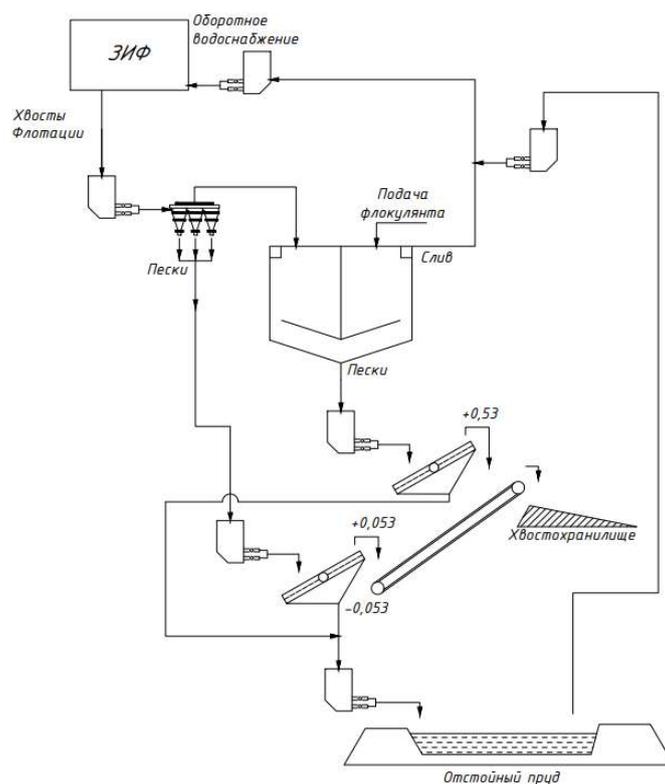


Рисунок 1 – Схема участка сгущения и обезвоживания

Участок обезвоживания на грохотах располагается на борту хвостохранилища (см. рис. 2).

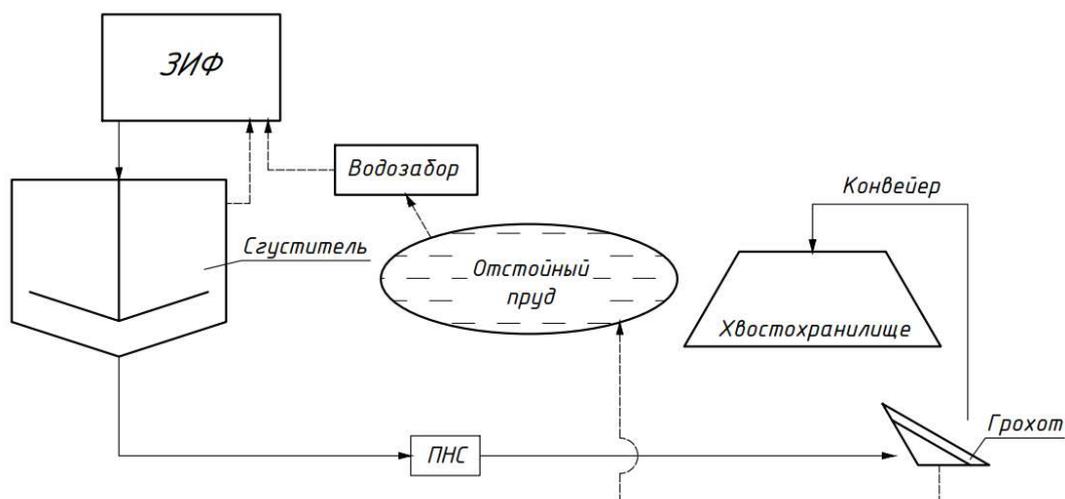


Рисунок 2 – Схема обратного водоснабжения и отведения обезвоженных хвостовых отходов обогащения с обезвоживанием на грохоте возле хвостохранилища

Отвал хвостохранилища комплектуется ленточными конвейерами. Конвейер оборудован телескопическим устройством для удлинения его по

мере заполнения отвала, кроме того, он может быть выполнен в виде поворотной консоли с вылетом до 30-40 м и углом поворота в плане до 120 °С.

Для сравнения традиционного и «сухого» метода укладки, был проведен технико-экономический расчет обоих вариантов.

Выводы

Традиционная и «сухая» укладка экономически равнозначны. Эффективность «сухой» укладки хвостов преобладает при учете экологического фактора. Решения по выбору организации места хвостохранилища и способа укладки хвостов принимают индивидуально в каждом случае в зависимости от горно-геологических и экологических условий местности.

К преимуществам «сухой» укладки хвостов следует отнести:

- повышается устойчивость и безопасность гидротехнических сооружений, снижается риск прорыва дамб хвостохранилищ
- затраты на рекультивацию значительно ниже, чем для традиционных хвостохранилищ с прудом воды, рекультивацию можно вести параллельно с эксплуатацией.

К недостаткам «сухой» укладки хвостов следует отнести:

- дополнительные капитальные и эксплуатационные затраты на организацию обезвоживания;
- сложность транспортирования продуктов влажностью 15 % при минусовых температурах.

Список литературы

1. Евдокимов П. Д., Сазонов Г. Т. «Проектирование и эксплуатация хвостовых хозяйств обогатительных фабрик. Изд. 2, перераб. и доп. М., «Недра», 1978. – 439 с.
2. Горлова О. Е., Орехова Н. Н. Обезвоживание продуктов обогащения и оборотное водоснабжение обогатительных фабрик: учебное пособие. Москва; Вологда: Инфра-Инженерия, 2022. – 236 с.
3. Руденко К. Г., Шемаханов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание. М.: Недра, 1981. – 349 с.
4. Баранов В. Ф. (ЗАО «Механобр инжиниринг») Системы сгущения и складирования отвальных хвостов (обзор мировой практики), «Обогащение руд» № 3, 2009. С. 43-48.
5. Виногородский Э. Б. (ЗАО «Механобр инжиниринг») Технико-экономическое обоснование сгущения хвостовых пульп в горнорудной промышленности, «Обогащение руд», № 6, 2010. С. 39-43.
6. Кибирев В. И. (ЗАО «Механобр инжиниринг») Сгущение хвостовой пульпы – шаг к «зеленой» технологии складирования хвостов, «Обогащение руд» № 6, 2010. С. 44-48.

СОДЕРЖАНИЕ

КАК ОТДЕЛИТЬ ТОВАРНЫЙ БАЛАНС ОТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО Козин В. З.	3
ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ СНИЖЕНИЯ ПОТЕРЬ ЖЕЛЕЗА С ХВОСТАМИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ Пелевин А. Е.	6
К ВОПРОСУ ОБ ОБОГАТИМОСТИ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ РОССЫПЕЙ Газалеева Г. И., Шигаева В. Н.	9
ВЫБОР СОСТАВА ЛЮМИНОФОРСОДЕРЖАЩИХ РЕАГЕНТОВ– МОДИФИКАТОРОВ И РЕЖИМОВ ОБРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ИМИТАТОРОВ АЛМАЗОВ Морозов В. В., Подкаменный Ю. А., Двойченкова Г. П., Рожин Н. И.	13
РАЦИОНАЛЬНЫЕ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ НАКОПЛЕНИЯ ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ Лавриненко А. А., Кунилова И. В., Шимкунас Я. М., Сафронов О. А.	17
ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ СВЕРХПРОВОДЯЩИХ МАТЕРИАЛОВ ПРИ МАГНИТНОМ ИЗВЛЕЧЕНИИ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ МИНЕРАЛОВ Лавриненко А. А., Сыса П. А.	20
ВЛИЯНИЕ СВОЙСТВ МОДИФИЦИРОВАННЫХ КРАХМАЛОВ НА ФЛОТАЦИЮ ОТАЛЬКОВАННОЙ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ Кузнецова И. Н., Лавриненко А. А., Гольберг Г. Ю., Лусинян О. Г.	24
ТЕСТИРОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВНЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ТОНКОГО ЗОЛОТА ИЗ КОМПЛЕКСНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б.	28
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ КАК МЕЖЦИКЛОВОЙ ОПЕРАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА КОНЦЕНТРАТОВ ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ В УСЛОВИЯХ ПЕРЕРАБОТКИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПЕЙ Никитина Ю. Н., Двойченкова Г. П., Тимофеев А. С.	32
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ МОДИФИЦИРОВАННЫХ РЕАГЕНТОВ С ВЫСОКОЙ СОБИРАТЕЛЬНОЙ СПОСОБНОСТЬЮ ДЛЯ ДЕЙСТВУЮЩИХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕЖИМОВ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО МАТЕРИАЛА Чуть-Ды В. А., Бабушкина А. Л., Двойченкова Г. П.	37
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОБОСНОВАНИЕ ПОВТОРНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОТВАЛЬНЫХ ХВОСТОВ ОСНОВНОГО ОБОГАЩЕНИЯ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ Масанов А. Ю., Двойченкова Г. П., Стегницкий Ю. Б., Тимофеев А. С.	42

МОДИФИЦИРОВАНИЕ ПОВЕРХНОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ПЛАЗМЕ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ ИМПУЛЬСНО-ПЕРИОДИЧЕСКИХ РАЗРЯДОВ АТМОСФЕРНОГО ДАВЛЕНИЯ Бунин И. Ж., Рязанцева М. В., Хабарова И. А.....	47
ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ СТЕСНЁННОСТИ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ РАЗЛИЧНОЙ ПЛОТНОСТИ НА КОЭФФИЦИЕНТЫ РАВНОПАДАЕМОСТИ Хамидулин И. Х., Морозов Ю. П.....	52
ИСПЫТАНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНЫХ КОНЦЕНТРАТОРОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЗОЛОТО-СУРЬМЯНЫХ РУД САРЫЛАХСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ Нургалеев В. А., Подкаменный Ю. А.....	59
ЦЕМЕНТАЦИОННОЕ ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ИЗ ПОДОТВАЛЬНЫХ ВОД МЕДНО-ЦИНКОВОГО РУДНИКА Межогских В. В., Курдюмов В. Р., Тимофеев К. Л., Воинков Р. С., Лебедь А. Б., Новокшанова В. Н.	62
СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ПЛАТИНОВОЙ ГРУППЫ ИЗ СОЛЯНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ Зелях Я.Д., Воинков Р. С., Тимофеев К. Л., Мамяченков С. В., Маковская О. Ю.....	67
ГИДРОХИМИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ХЛОРИДА СЕРЕБРА Трошина П. А., Зелях Я. Д., Зверева А. А., Воинков Р. С., Мамяченков С. В., Маковская О. Ю.....	73
ДОИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ КУЧНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ МЕТОДОМ ГИДРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ Морозов Ю. П., Вальцева А. И., Битимбаев М. Ж., Шварук А. В., Кунаев М. С.....	78
ПОВЫШЕНИЕ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ И ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ ПРОЦЕССА ГИДРО- И ЭЛЕКТРОХЛОРИНАЦИИ ПУТЕМ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗНОГО ВОДОРОДА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ ЭНЕРГИИ Морозов Ю. П., Вальцева А. И., Битимбаев М. Ж., Шварук А. В., Кунаев М. С.....	81
ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ КАРАГАЙЛИНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ Морозов Ю. П., Вальцева А. И., Битимбаев М. Ж., Шварук А. В., Кунаев М. С.....	84
ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТЕХНОГЕННЫХ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ ДОБАВОК ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ НЕФЕЛИНОВОГО СЫРЬЯ Пиляева О. В., Шепелев И. И., Жуков Е. И., Головных Н. В.	87

МЕТОДЫ ЛОКАЛЬНОЙ ОЧИСТКИ ПОДШЛАМОВОЙ ВОДЫ В ОБОРОТНОЙ СИСТЕМЕ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ Головных Н. В.	91
ПРЕДЕЛ ДОСТОВЕРНОСТИ ОТБОРА ПРОБ ПРОДУКТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК Комлев А. С.	96
МЕТОДОЛОГИЯ РАСЧЕТА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ СХЕМ ПОДГОТОВКИ ПРОБ Ступакова Е. В.	102
ПРИМЕНИМОСТЬ ТРЕБОВАНИЙ ГОСТ 14180-80 ПРИ ОТБОРЕ ПРОБ КРУПНОКУСКОВЫХ ПРОДУКТОВ НА ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРАХ Лепилова И. В.	106
ПОЛУЧЕНИЕ СУЛЬФАТА МЕДИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ЭКСТРАКЦИИ ИЗ РАСТВОРА ПОСЛЕ ХИМИЧЕСКОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОГО ШЛАКА Фомченко Н. В., Булаев А. Г., Муравьев М. И., Меламуд В. С.	112
ИССЛЕДОВАНИЕ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ МЕЛКОДИСПЕРСНЫХ СЫПУЧИХ МАТЕРИАЛОВ Морозов Ю. П., Завьялов С. С., Мамонов Р. С.	118
ИССЛЕДОВАНИЕ ДРОБИМОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД СВОБОДНЫМ УДАРОМ Афанасьев А. И., Зубов В. В., Потапов В. Я., Потапов В. В., Чиркова А. А.	123
МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ВЛИЯНИЯ РУДЫ НА КАЧЕСТВО КОНЦЕНТРАТА Бузмаков В.Н., Володина Ю.В.	127
ИЗВЛЕЧЕНИЕ МЕДИ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТО-МЫШЬЯКОВИСТЫХ РУД Сагатбек С., Тусупбекова Т. Ш., Макашева Г. К., Елеусиз С., Калиаскар С.	131
ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ОТВАЛЬНЫХ МЕДНЫХ ХВОСТОВ МЕТОДОМ ФЛОТАЦИИ Макашева Г. К., Елеусиз С., Тусупбекова Т. Ш., Мугинов А. О., Сагатбек С.	135
ИЗМЕНЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ШЛАКА ОТ СПОСОБА ЕГО ОХЛАЖДЕНИЯ Мугинов А. О., Тусупбекова Т. Ш., Макашева Г. К., Сагатбек С., Елеусиз С.	141
ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ПЕРЕРАБОТКИ РУД С ИЗВЛЕЧЕНИЕМ БЛАГОРОДНЫХ МЕТАЛЛОВ И ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ Турдиев Ш. Ш., Хасанов А. С., Боймуродов Н. А.	144

МИНЕРАЛЬНО-СЫРЬЕВАЯ БАЗА ПЛАТИНОВЫХ МЕТАЛЛОВ УЗБЕКИСТАНА Турдиев Ш. Ш., Хасанов А. С., Боймуродов Н. А.....	147
ВЛИЯНИЕ КОНЦЕНТРАЦИИ NaCl НА ИЗВЛЕЧЕНИЕ СЕРЕБРА ПРИ СОЛЕВОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЫЛИ Хасанов А. С., Саидахмедов А. А., Мирзанова З. А.....	150
ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕРАБОТКИ ПЫЛЕГАЗОВЫХ ПРОДУКТОВ ПРОИЗВОДСТВА МЕДИ Хасанов А. С., Саидахмедов А. А., Мирзанова З. А.....	152
ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ НОВЫХ АКТИВАТОРОВ НА ФЛОТИРУЕМОСТЬ СФАЛЕРИТА Турьисбеков Д. К., Тусупбаев Н. К., Семушкина Л. В., Нарбекова С. М., Мусина М. М., Калдыбаева Ж. А., Мухамедилова А. А.	157
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВАНАДИЯ ИЗ КИСЛЫХ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ФЛОТАЦИОННЫМ МЕТОДОМ Медяник Н. Л., Смирнова А. В.....	161
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ОБОРУДОВАНИЯ L-МИКРО И НПО УНИТЕХ В ЛАБОРАТОРНОМ ПРАКТИКУМЕ ПО ФИЗИЧЕСКОЙ ХИМИИ Курмачева В. С., Малышев А. Н., Федоров С. А., Меньшиков С. Ю.....	165
ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРСПЕКТИВ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ПУЛЫПЫ В СХЕМЕ ФЛОТАЦИИ ТРУДНООБОГАТИМОГО СЫРЬЯ Киенко Л. А., Воронова О. В.	170
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИИ ФЛЮОРИТА ИЗ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ ДИСПЕРГИРУЮЩИХ ДОБАВОК Воронова О. В., Киенко Л. А.	175
О НАХОДКАХ АЛМАЗОВ В НЕКОТОРЫХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ХАБАРОВСКОГО КРАЯ Лаврик Н. А., Литвинова Н. М., Степанова В. Ф., Банщикова Т. С.....	179
БЛАГОРОДНЫЕ МЕТАЛЛЫ В ЗОЛОТО-МЕДНО-ПОРФИРОВОЙ РУДЕ МАЛМЫЖСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ (УЧ. СВОБОДА) Гурман М. А.	182
ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЗАМКНУТОГО ВОДООБОРОТА Уразова Ю. В., Тиунов М. Ю., Федотов Е. Н., Чикин А. Ю.	187
ИССЛЕДОВАНИЕ И ПОДБОР РЕАГЕНТА ДЕПРЕССОРА ДЛЯ ФЛОТАЦИИ БЕДНЫХ СПОДУМЕНОВЫХ РУД Федотов Е. Н., Уразова Ю. В., Тиунов М. Ю., Бурдонов А. Е.....	191

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ УРАНА И ЗОЛОТА ИЗ ИОНИТОВ, НАСЫЩЕННЫХ В СЕРНОКИСЛЫХ ТИОЦИАНАТНЫХ РАСТВОРАХ Собенников Р. М., Епифоров А. В., Шипнигов А. А.	197
ОЦЕНКА ЧЕРНОСЛАНЦЕВЫХ ПОРОД В КАЧЕСТВЕ ИСТОЧНИКА МИКРОЭЛЕМЕНТОВ МЕТОДОМ ИНАА Иванников С. И., Маркин Н. С., Земскова Л. А.	201
ОЦЕНКА ГРАВИТАЦИОННОЙ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕТОДОМ GRG-ТЕСТА Лебедев И. Ф., Винокуров В. Р., Львов Е. С.	206
ОЦЕНКА АЭРИРОВАННОСТИ ПУЛЬПЫ ВО ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИНАХ Упорова И. В., Пеньков П. М., Мамонов Р. С.	211
РАЗРАБОТКА ПРИБОРА ДЛЯ ОЦЕНКИ ДИСПЕРСНОГО СОСТАВА ПУЗЫРЬКОВ ВОЗДУХА В КАМЕРАХ ФЛОТОМАШИН Мамонов Р. С.	214
ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССА ВТОРИЧНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ МИНЕРАЛОВ В ПЕННОМ СЛОЕ ОРОШЕНИЕМ Упорова И. В., Ишимников В. Ю.	218
ПОЛУЧЕНИЕ БИОГЕННОГО СЕРОВОДОРОДА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СУЛЬФАТРЕДУЦИРУЮЩИХ БАКТЕРИЙ Гринько С. Д., Файберг А. А., Епифоров А. В., Гудков С. С.	222
ВЫБОР АЛЬТЕРНАТИВНЫХ ВАРИАНТОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИНКОВОГО КЛИНКЕРА Соколов Л. В., Польшгалов С. Э., Колмачихина О. Б., Лобанов В. Г., Маклашова Е. Д.	226
О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ИОНООБМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ И ЦИНКА ИЗ ЛИМОННОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ Маковская О. Ю., Бабинцев А. А.	231
ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ПЕРЕРАБОТКА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ УГЛИСТЫХ КОНЦЕНТРАТОВ В ПРИСУТСТВИИ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ Данилин Л. М., Луговицкая Т. Н., Головкин Д. И., Рогожников Д. А.	236
АЗОТНОКИСЛОТНОЕ РАСТВОРЕНИЕ ХАЛЬКОПИРИТА В ПРИСУТСТВИИ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ Шкляев Ю. Е., Дизер О. А., Луговицкая Т. Н., Рогожников Д. А.	239
УСТРОЙСТВО ТОЛСТОСЛОЙНОЙ ШАХТНОЙ КРЕПИ С ПОВЫШЕННОЙ СТОЙКОСТЬЮ К ВЫЩЕЛАЧИВАНИЮ МЕТОДОМ МОКРОГО ТОРКРЕТИРОВАНИЯ С АКТИВАТОРОМ ТВЕРДЕНИЯ Шуняев И. С., Ласкина Т. С., Кошкаров В. Е.	242

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТУРБУЛИЗАЦИОННОЙ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ХВОСТОВ ЦИАНИРОВАНИЯ Пеньков П. М.	246
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТОНКОГО ГРОХОЧЕНИЯ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА Пелевин А. Е.	251
ПРИМЕНЕНИЕ ГРАВИТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ГЕМАТИТСОДЕРЖАЩИХ РУД Пелевин А. Е.	253
СОЗДАНИЕ ГРЕМУЧЕЙ РТУТИ (ФУЛЬМИНАТА РТУТИ) НА ОСНОВЕ РТУТНО-СУРЬМЯНЫХ РУД Соложенкин П. М.	255
ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ СХЕМА ПОЛУЧЕНИЯ СИНТЕТИЧЕСКОГО ВОЛЛАСТОНИТА Павлов И. В., Павлов В. Ф.	257
К ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ПНЕВМАТИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ В СХЕМЕ ПОДГОТОВКИ ПРОБ МАТЕРИАЛОВ СОДЕРЖАЩИХ НЕДРОБИМЫЕ ВКЛЮЧЕНИЯ Волков П. С.	261
ПОЛУЧЕНИЕ КОНДИЦИОННОГО ТРИФТОРИДА СКАНДИЯ ИЗ ПЛАВИКОВОКИСЛОГО РАСТВОРА ДЕСОРБЦИИ ТВЭКС Андреева С. И., Татарников А. В., Соловьев А. А., Мешков Е. Ю., Трошкина И. Д.	267
УПРАВЛЕНИЕ КАЧЕСТВОМ И ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ РУДЫ ПУТЕМ ВНЕДРЕНИЯ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ В ЦИКЛ РУДОПОДГОТОВКИ Зиятдинов С. В., Ефремова Т. А., Овчинникова Т. Ю., Мамонов С. В.	271
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ДРАГОЦЕННЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ЦИРКУЛЯЦИОННЫХ ПОТОКОВ В СХЕМЕ ОБОГАЩЕНИЯ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ КОЛЧЕДАННОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Чинова Н. Б., Синьков И. С., Мамонов С. В.	275
ИЗУЧЕНИЕ СЕЛЕКТИВНОСТИ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНЫХ И ЦИНКОВЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ Синьков И. С., Чинова Н. Б.	279
ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ В РАМКАХ ЭНЕРГОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ТВЁРДОГО ТОПЛИВА Бураков И. А., Бураков А. Ю., Никитина И. С., Горбунов А. И., Аунг К. М.	284

АНАЛИЗ ДЕКОМПОЗИЦИОННЫХ СХЕМ ПРОЦЕССА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ	
Власов А. С., Бархунова Л. А., Мамаева С. М., Интогарова Т. И.	289
ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ ЗА СЧЕТ СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБОВ	
Анненкова Д. Н., Семенова М. А., Жернаков К. Е., Интогарова Т. И.	293
ТРАДИЦИОННАЯ И «СУХАЯ» УКЛАДКИ ХВОСТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК	
Федотов К. В., Травников С. С.	297

Научное издание

**МАТЕРИАЛЫ
XXIX Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»**

04-05 апреля 2024 г.

Ответственность за предоставленные
материалы несут авторы

Компьютерная верстка Хамидулин И.Х., Бекчурина Е.А.

Издательство ИП Русских А.В.

Подписано в печать 01.04.24 г. Бумага офсетная. Формат
60×84¹/₁₆. Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Усл. п. л. 19,25. Тираж 116. Заказ № 2430188

Отпечатано в типографии ИП Русских А.В.
620085, г. Екатеринбург, ул. Монтерская, 3А, литер 81
Тел. 8 (343) 228-02-32