



Министерство науки и высшего образования РФ

Уральский государственный горный университет

Горно-металлургическая секция
Российской академии естественных наук

ООО «Таилс КО»

XXIV УРАЛЬСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ДЕКАДА

МАТЕРИАЛЫ
XXXI Международной научно-технической
конференции

«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
9-10 апреля 2026 г.

Екатеринбург – 2026

УДК 622.7
ББК 33.4
Н 34

Н34

Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXXI Международной научно-технической конференции, 9-10 апреля 2026 г., проводимой в рамках XXIV Уральской горнопромышленной декады 2-11 апреля 2026 г., Екатеринбург: Издательство ИП Русских А.В., 2026. – 280 с. – ISBN 978-5-6047797-7-4

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 978-5-6047797-7-4

© ООО «Таилс КО», 2026

ДВОЙСТВЕННАЯ ПРИРОДА КОЭФФИЦИЕНТА ВАРИАЦИИ МАССОВОЙ ДОЛИ В ТОЧЕЧНЫХ ПРОБАХ

Козин В. З.

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

Коэффициент вариации массовой доли получил распространение в расчётах, связанных с опробованием руд. По ГОСТ 14180-80 определяют число точечных проб от партии по формулам, в которые входит коэффициент вариации

$$N_T = 0,075 V_T \cdot \sqrt{M} \quad (1)$$

и

$$N_T = \frac{4V_T^2}{P_{\text{доп}}^2}, \quad (2)$$

где V_T – коэффициент вариации точечных проб, %; $P_{\text{доп}}$ – допустимая относительная погрешность отбора объединённой пробы, %; M – масса партии, т.

Коэффициент вариации определяют экспериментально. Для этого следует отобрать от партии 50 точечных проб, выполнить анализ каждой пробы и рассчитать V_T .

$$V_T = \frac{S_T}{\alpha} \cdot 100, \%, \quad (3)$$

где S_T – среднеквадратичное отклонение массовой доли в отобранных точечных пробах; α – средняя массовая доля в точечных пробах.

Отбираемые точечные пробы равномерно распределяют по массе опробуемой партии.

Опробуемая партия всегда неоднородна.

Существует покусковая неоднородность, причиной которой являются различия отдельных кусков руды, и пространственная неоднородность, причиной которой являются различия по средней массовой доле отдельных частей руды, превышающих массу точечной пробы.

Объединённая проба представляет собой сумму масс точечных проб, каждая из которых состоит из n_T кусков. Относительная случайная погрешность каждой точечной пробы $P_{q_T}^2$ будет равна

$$P_{q_T}^2 = \frac{4S_K^2}{n_T}, \quad (4)$$

где S_K^2 – покусковая дисперсия, численно характеризующая покусковую неоднородность опробуемого продукта.

Покусковая дисперсия может быть найдена по размаху массовой доли в максимальных кусках опробуемой руды с использованием штучных образцов по формуле

$$S_K = \frac{\alpha_{\max} - \alpha_{\min}}{4}. \quad (5)$$

Число кусков n_T находим по формуле

$$n_T = \frac{q_T}{f \rho_p \cdot d^3}, \quad (6)$$

где q_T – масса точечной пробы, кг; d – размер максимальных кусков, м; ρ_p – плотность руды, кг/м³; f – коэффициент формы кусков руды, $f = 0,4$.

В рудном материале всегда есть куски пустой породы, поэтому $\alpha_{\min} = 0$.

Для раскрытых продуктов $\alpha_{\max} = \beta_M$, где β_M – массовая доля компонента в минерале. Для нераскрытых больших кусков руды при принятой в ГОСТ 14180-80 величине $b = 2$ в формуле минимальной массы ($q = kd^2$)

$$\alpha_{\max} = \frac{\rho_M \cdot d_3 \cdot \beta_M}{\rho_{\Pi} d}, \quad (7)$$

где ρ_M и ρ_{Π} – плотность минерала и породы; d_3 и d – размер зёрен минерала и кусков руды.

Найдем число кусков руды в массе точечной пробы $q_T = 8$ кг при крупности кусков $d_{95} = 50$ мм по формуле (6)

$$n_T = \frac{8}{0,4 \cdot 3000 \cdot (50 \cdot 10^{-3})^3} = 53.$$

Найдем $\alpha_{\max}$, если $d_3 = 1$ мм, а $\beta_M = 34,6$ %, по формуле (7)

$$\alpha_{\max} = \frac{4100 \cdot 1 \cdot 34,6}{3000 \cdot 50} = 0,945 \text{ \%}.$$

Найдём V_K , если $\alpha = 0,5$ %

$$V_K = \frac{S_K}{\alpha} \cdot 100 = \frac{\alpha_{\max}}{4 \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{0,945}{4 \cdot 0,5} \cdot 100 = 47,25 \text{ \%}.$$

Найдем коэффициент вариации точечных проб

$$V_{TK} = \frac{V_K}{\sqrt{n_T}} = \frac{47,25}{\sqrt{53}} = 6,5 \text{ \%}.$$

Для оценки $\alpha_{\max}$ по золоту примем, что в руде могут встретиться зёрна золота крупностью 0,3 мм.

Если средняя массовая доля золота в руде $\bar{\alpha} = 1$ г/т, то при попадании в кусок одной крупной золотины массовая доля золота в куске станет $\alpha_{\max}$

$$\alpha_{\max} = \bar{\alpha} + \frac{f \rho_M d_3^3 \cdot \beta_M}{q_K} \quad (8)$$

$$\alpha_{\max} = 1 + \frac{0,2 \cdot 19300 \cdot (0,3 \cdot 10^{-3})^3 \cdot 10^6}{0,4 \cdot 3000 \cdot (50 \cdot 10^{-3})^3} = 1,7 \text{ г/т.}$$

Покусковой коэффициент вариации

$$V_K = \frac{1,7}{4 \cdot 1} \cdot 100 = 42,5 \%$$

Коэффициент вариации точечных проб

$$V_{TK} = \frac{42,5}{\sqrt{53}} = 5,8 \%$$

Концентраты и хвосты – это продукты с максимальными размерами частиц флотационной крупности, преимущественно раскрытыми.

Покусковой коэффициент вариации

$$V_K = \sqrt{\frac{\rho_M \cdot (\beta_M - \alpha)}{\rho_{II} \cdot \alpha}} \cdot 100, \% \quad (9)$$

В точечную пробу массой q_T отбирают n_T кусков максимального размера (6). Тогда коэффициент вариации точечных проб

$$V_{TK} = \frac{V_K}{\sqrt{n_T}} \quad (10)$$

Расчёт для концентрата по меди $q_T = 0,1$ кг; $f = 0,4$; $\rho = 4000$ кг/м³; $d = 0,1$ мм.

$$n_T = \frac{0,1}{0,4 \cdot 4000 (0,1 \cdot 10^{-3})^3} = 0,625 \cdot 10^8.$$

Если $\rho_M = 4100$ кг/м³; $\beta_M = 34,6$ %; $\rho_{II} = 3000$ кг/м³ и $\alpha = 20$ %, то

$$V_K = \sqrt{\frac{4100 \cdot (34,6 - 20)}{3000 \cdot 20}} \cdot 100 = 99,9 \%$$

$$V_{TK} = \frac{99,9}{\sqrt{0,625 \cdot 10^8}} = 0,013 \%$$

Расчёт для золота в концентрате $\bar{\alpha} = 20$ г/т, $q_T = 0,25$ кг

$$\alpha_{\max} = \bar{\alpha} + \frac{f \cdot \rho_M d_3^3 \cdot \beta_M}{q_T} = 20 + \frac{0,2 \cdot 19300 \cdot (0,3 \cdot 10^{-3})^3 \cdot 10^6}{0,25} = 20 + 0,42 = 20,42 \text{ г/т.}$$

Коэффициент вариации точечных проб

$$V_{TK} = \frac{\alpha_{\max}}{4\bar{\alpha}} \cdot 100 = \frac{20,42}{4 \cdot 20} \cdot 100 = 25,5 \%$$

Расчёт для хвостов по меди $n_T = 0,625 \cdot 10^8$, $\bar{\alpha} = 0,05 \%$.

$$V_K = \sqrt{\frac{4100 \cdot (34,6 - 0,05)}{3000 \cdot 0,05}} \cdot 100 = 3073 \%;$$

$$V_{TK} = \frac{3073}{\sqrt{0,625 \cdot 10^8}} = 0,39 \%.$$

Расчёт для хвостов по золоту $\bar{\alpha} = 0,2$ г/т; $q_T = 0,25$ кг; $d_3 = 0,3$ мм.

$$\alpha_{\max} = 0,2 + 0,42 = 0,62 \text{ г/т};$$

$$V_{TK} = \frac{0,62}{4 \cdot 0,2} \cdot 100 = 77,5 \%.$$

Пространственная неоднородность для руд предопределяется технологией горных работ и организацией потока руды на фабрику.

Если руда поступает с разных участков, с различной массовой долей, то пространственная неоднородность может быть оценена по максимальным и минимальным значениям массовых долей в потоке руды на фабрику

$$V_{\text{пр}} = \frac{S_{\text{пр}}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{\alpha_{\max} - \alpha_{\min}}{4\alpha} \cdot 100\%. \quad (11)$$

Так, при $\bar{\alpha} = 0,5 \%$; $\alpha_{\max} = 0,7 \%$ и $\alpha_{\min} = 0,3 \%$

$$V_{\text{пр}} = \frac{0,7 - 0,3}{4 \cdot 0,5} \cdot 100 = 20\%.$$

Обычно массовые доли металлов в хвостах заметно коррелируют с массовыми долями соответствующих металлов в руде, и коэффициенты вариации цветных металлов в хвостах могут быть приняты аналогичными коэффициентам вариации этих металлов в руде или несколько больше.

Концентраты являются продуктами, качество которых регламентируется стандартами, договорами или инструкциями. Пространственная неоднородность концентратов составляет первые проценты. Но эта неоднородность увеличивается при использовании так называемой шихтовки или усреднения концентратов. Поэтому в общем случае следует принимать пространственный коэффициент вариации для них 5 %.

Дисперсия массовой доли в объединённой пробе S_{α}^2

$$S_{\alpha}^2 = \frac{S_T^2}{N_T} = \frac{1}{N_T} (S_{TK}^2 + S_{\text{пр}}^2) = \frac{1}{N_T} \left(\frac{S_K^2}{n_T} + S_{\text{пр}}^2 \right), \quad (12)$$

где S_T^2 – дисперсия точечных проб в эксперименте; N_T – число точечных проб; n_T – число кусков максимального размера в точечной пробе; S_K^2 – покусковая дисперсия; $S_{\text{пр}}^2$ – пространственная дисперсия.

Таким образом, дисперсия результата опробования состоит из двух составляющих, одна из которых может быть уменьшена как выбором массы точечной пробы, так и выбором числа точечных проб, вторая же составляющая может быть снижена только изменением числа точечных проб.

Дисперсия точечных проб, определяемая экспериментально, зависит от предварительного выбора массы точечной пробы, влияние которой на результат эксперимента может преобладать.

Соответственно относительная случайная погрешность отбора объединённой пробы

$$P_{\alpha}^2 = \frac{4}{N_T} (V_{\text{тк}}^2 + V_{\text{пр}}^2). \quad (13)$$

Сведём результаты расчётов в табл. 1.

Таблица 1 – Продукты и коэффициенты вариации

Продукт	α		d , мм	q_t , кг	$V_{\text{тк}}$, фр, %		$V_{\text{пр}}$, %	V_t , %	
	Cu, %	Au, г/т			Cu	Au		Cu, %	Au, %
Руда	0,5	1	50	8,0	6,5	5,8	20	22	22
Концентрат	20	20	0,1	0,25	0,013	25,5	5	5	25
Хвосты	0,05	0,2	0,1	0,25	0,390	77,5	25	25	80

Из табл. 1 следует, что при отборе пробы руды основное влияние на случайную погрешность оказывает пространственная неоднородность. Но даже в самых благоприятных по пространственной неоднородности условиях коэффициент вариации и по меди, и по золоту для партии (смены) будет около 7-8 %.

Для концентрата и хвостов принятые массы точечных проб для опробования на медь вполне достаточны.

Для опробования на золото, покусковые коэффициенты вариации для которого высоки, расчёт числа точечных проб следует вести по покусковым коэффициентам вариации.

Такое решение позволяет исключить трудоёмкую и дорогую работу в реальном процессе, а также использовать возможность дополнительного изучения свойств руды на фабрике.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗА ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Пелевин А. Е.

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

При обогащении любой руды всегда возникает вопрос о снижении количества хвостов и о возможности дополнительной переработки отходов обогащения с целью получения дополнительной товарной продукции. Переработка хвостов обогащения железных руд позволяет получить из них дополнительное количество концентрата. Дополнительная переработка хвостов обогащения или уменьшение количества текущих хвостов позволяет не только повысить комплексность использования минерального сырья, но и приводит к уменьшению объёма складироваемых отходов. В результате этого снижается степень техногенного воздействия горно-обогатительного комбината (ГОКа) на природную среду. Для переработки отходов желательно использовать экологически безопасные физические методы обогащения без использования химических реагентов. Основным требованием к технологии переработки отходов обогащения является отсутствие дополнительной операции их измельчения. Это обусловлено экономическими и экологическими факторами в связи с высокими затратами на электроэнергию при измельчении железных руд.

В табл. 1 приведены результаты лабораторного обогащения хвостов Качканарского ГОКа по двухстадиальной схеме измельчения и мокрого магнитного обогащения при крупности измельчения $R_{95} = 0,071$ мм.

Массовая доля железа в концентратах, полученных из хвостов, снижается от хвостов сухой магнитной сепарации (СМС) к хвостам мокрой магнитной сепарации ММС-IV (табл. 1), но при этом значительно ниже массовой доли железа в концентрате, полученном при обогащении руды на обогатительной фабрике (62 % Fe). При этом выход полученных концентратов также снижается от хвостов СМС к хвостам ММС-IV (табл. 1).

К наиболее продуктивным продуктам по железу следует отнести хвосты СМС и ММС-I. Поэтому извлекать железо лучше из хвостов СМС и ММС-I. Однако эти хвосты имеют высокую крупность и для получения из них дополнительного концентрата потребуются дополнительные энергоёмкие операции измельчения, что сделает любую применяемую технологию нерентабельной. Хвосты ММС-II–IV являются менее продуктивными по железу. Поэтому извлекать железо из хвостов ММС-II–IV нецелесообразно. Однако хвосты ММС-II–IV достаточно мелкие и можно попробовать получить из них концентрат без дополнительного измельчения. Поэтому для различных видов хвостов были испытаны различные варианты их дообогащения.

Таблица 1 – Результаты обогащения хвостов Качканарского ГОКа

Продукт	Выход, %		Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %	
	к хвостам	к руде		к хвостам	к руде
Хвосты СМС (P95=30 мм)					
Концентрат	2,05	0,23	49,67	16,34	0,73
Хвосты	97,95	11,07	5,32	83,66	3,73
Исходный – хвосты СМС	100,00	11,30	6,23	100,00	4,46
Хвосты ММС-I (30,84 % класса –71 мкм)					
Концентрат	1,10	0,49	30,14	5,37	0,94
Хвосты	98,90	44,33	5,90	94,63	16,58
Исходный – хвосты ММС-I	100,00	44,82	6,17	100,00	17,52
Хвосты ММС-II (37,12 % класса –71 мкм)					
Концентрат	0,89	0,19	26,03	3,95	0,32
Хвосты	99,11	21,67	5,69	96,05	7,81
Исходный – хвосты ММС-II	100,00	21,86	5,87	100,00	8,13
Хвосты ММС-III (67,53 % класса –71 мкм)					
Концентрат	1,57	0,06	20,14	5,26	0,08
Хвосты	98,43	3,92	5,78	94,74	1,44
Исходный – хвосты ММС-III	100,00	3,98	6,01	100,00	1,52
Хвосты ММС-IV (87,12 % класса –71 мкм)					
Концентрат	1,27	0,009	19,43	3,42	0,011
Хвосты	98,73	0,731	7,05	96,58	0,327
Исходный – хвосты ММС-IV	100,00	0,740	7,21	100,00	0,338

Хвосты СМС получают в барабанных сепараторах при индукции магнитного поля $B = 0,25$ Тл [1, 2] и направляют на участок получения щебня, на котором они рассеиваются на грохотах с размером отверстия сита 6 мм. При этом фракция +6 мм является товарным щебнем, а фракция –6+0 мм является хвостами. Поэтому в дальнейшем фракция –6+0 мм обогащена с помощью СМС в пониженном магнитном поле (0,12 Тл) с получением магнитного продукта. Массовая доля железа в магнитном продукте СМС составила 15,81 %, что соответствует массовой доле железа в руде. Дальнейшее обогащение магнитного продукта СМС по двухстадиальной схеме измельчения и мокрого магнитного обогащения позволило получить концентрат с повышенной массовой железом 62,91 %. Можно обогащать фракцию –6+0 мм с помощью СМС и направлять магнитный продукт в приёмный бункер обогатительной фабрики. Поэтому хвосты СМС являются перспективным продуктом для повышения выхода концентрата за счёт их дополнительной переработки.

Хвосты ММС-I имеют повышенную крупность (–3+0 мм) и их количество составляет более 50 % от всех хвостов обогатительной фабрики. Поэтому их отдельно перерабатывать нецелесообразно. Однако можно значительно снизить потери железа с этими хвостами путём применения в операции ММС-I барабанных сепараторов с повышенной индукцией магнитного поля (0,2–0,25 Тл) [2, 3].

Суммарные хвосты ММС-II-IV имеют самую низкую потенциальную ценность (табл. 1). Для их дообогащения испытана в лабораторных условиях схема без измельчения, но с тонким грохочением [4, 5] с целью удаления с надreshётным продуктом крупных частиц породных минералов и бедных сростков. В первой операции использована ММС в повышенном магнитном поле ($B = 0,3$ Тл) для максимального извлечения магнетитсодержащих частиц. В последней операции использована ММС в пониженном магнитном поле ($B = 0,1$ Тл) с целью повышения качества концентрата. Результаты испытаний приведены в табл. 2.

Таблица 2 – Технологический баланс обогащения хвостов ММС-II-IV

Продукт	Выход, %		Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %	
	к хвостам	к руде		к хвостам	к руде
Концентрат	0,38	0,10	50,03	3,21	0,32
Хвосты	99,62	26,48	5,76	96,79	9,67
Хвосты ММС-II-IV	100,00	26,58	5,93	100,00	9,99

Применение схемы с тонким грохочением позволило получить пром-продукт с массовой долей железа 50,03 % при выходе 0,38 и 0,1 % к хвостам и к руде. Промпродукт требует доизмельчения и дополнительного обогащения с целью повышения массовой доли железа. Использование доизмельчения приведёт к повышению затрат на обогащение. При этом снизится выход концентрата. Поэтому суммарные хвосты ММС-II-IV подвергать дополнительному обогащению нецелесообразно.

Список литературы

1. 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.
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. Магнитные и электрические методы обогащения: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2003. – 157 с.
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 титаномagnetитовой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. № 5. С. 154–166.

ОСОБЕННОСТИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ПИРРОЛИДИНДИТИОКАРБАМАТА НА МИНЕРАЛАХ МЕДИ, ЦИНКА И СВИНЦА В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Матвеева Т. Н., Громова Н. К.

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

Из литературных источников и собственных исследований авторов известно, что реагенты класса дитиокарбаматов, в молекулах которых дитиокарбоновая группа связана с атомом азота N-C(S)SH, более селективны по сравнению с ксантогенатом в отношении сульфидов меди, свинца, цинка и золота благодаря наличию в структуре молекулы функциональных групп атомов, способных образовывать устойчивые соединения с атомами цветных и благородных металлов [1-3] и повышать гидрофобные свойства целевых минералов в условиях флотации. Кроме этого, реагенты этой группы, как правило, менее активны в отношении минералов железа и мышьяка, снижающих качество медных, свинцовых и цинковых концентратов.

В данной работе изучалась адсорбция пирролидиндитиокарбамата (пирроДТК) на аншлифах галенита, сфалерита и халькопирита с целью установления возможности его использования в качестве перспективного собирателя для повышения селективности флотации сульфидных минералов. Синтез пирроДТК осуществляется по стандартному для дитиокарбаматов методу [4] взаимодействия амина с сероуглеродом в присутствии щелочей или оснований (рис. 1).

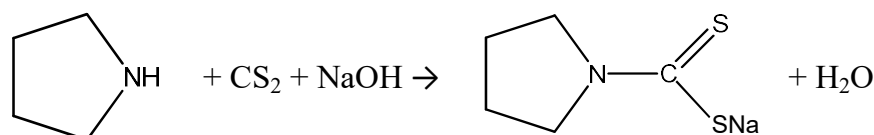


Рисунок 1 – Реакция синтеза ПирроДТК

Оба атома серы в дитиокарбаматах являются нуклеофилами, несущими отрицательный заряд, и проявляют склонность образовывать хелатные комплексы с переходными металлами. Соли пирролидиндитиокарбамата обладают повышенной устойчивостью в кислой среде [3].

Высокая реакционная способность и простота синтеза дитиокарбаматов обуславливают их применение не только в аналитической химии, но и в других областях, в том числе флотации.

Оценка состояния поверхности сульфидных минералов до и после контакта с раствором реагента пирроДТК проводилась методом сканирующей лазерной и электронной микроскопии на высокоразрешающем сканирующем лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700 и электронном микроскопе

LEO 1420VP с энергодисперсионным спектрометром INCA OXFORD ENERGY 350 [5].

Визуализация адсорбции пирродТК на галените и сфалерите при их совместном присутствии в аншлифе показана на рис. 2. Поверхность галенита после обработки реагентом полностью покрывается плотной коричневой пленкой. При увеличении $\times 150$ можно наблюдать, что пленка состоит из мелких новообразованных органических фаз. В энергодисперсионном спектре участков поверхности с реагентом наблюдается повышенное содержание углерода, что подтверждает образование его органического соединения на галените (рис. 2, а).

В отличие от галенита, поверхность сфалерита в значительно меньшей степени покрыта очень мелкими дискретными фазами реагента как в случае мономинерального образца (рис. 2, в), так и в аншлифе с включениями галенита (рис. 2, б).

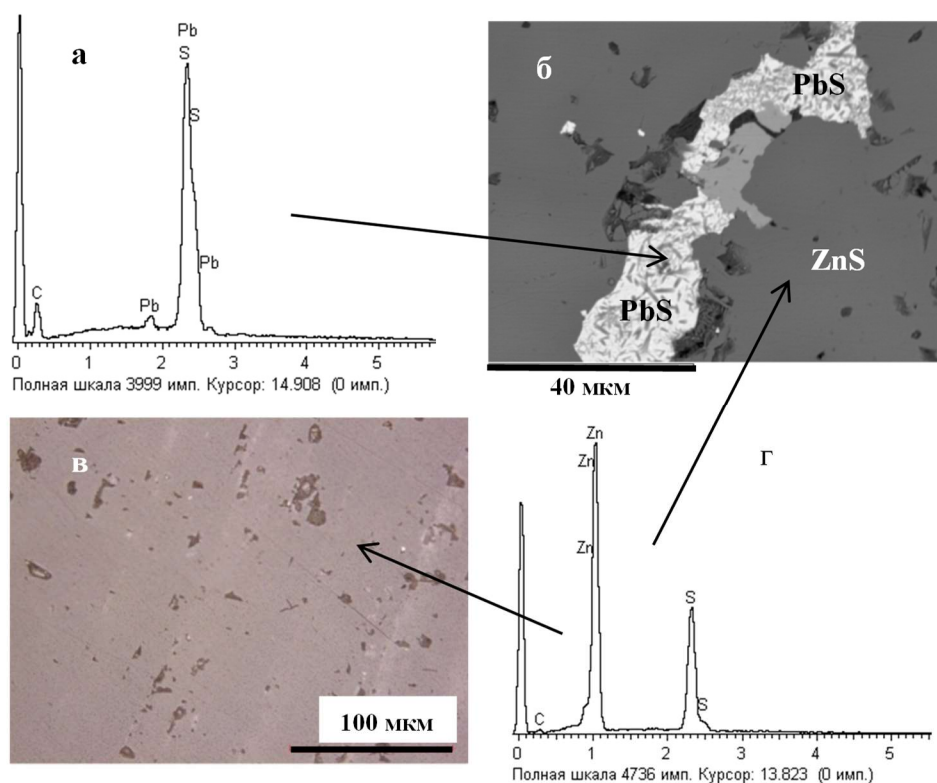


Рисунок 2 – Изучение адсорбции реагента пирродТК на поверхности галенита и сфалерита методами лазерной и электронной микроскопии:
а – энергодисперсионный спектр поверхности галенита; б – микрофотография поверхности аншлифа сфалерита с включениями галенита (LEO 1420VP);
в – снимок (KEYENCE VK-9700); г – энергодисперсионный спектр поверхности сфалерита после контакта с пирродТК

Закрепление пирродТК на халькопирите происходит с образованием устойчивого нерастворимого в воде комплексного соединения с медью, равномерно покрывающего всю поверхность минерала в виде мелких дискретных формирований пирролидиндитиокарбамата меди.

На микрофотографии электронного микроскопа LEO 1420VP участка халькопирита наблюдаются дискретные новообразования реагента в виде темных органических фаз округлой формы (рис. 3, б). В энергодисперсионном спектре этого участка (рис. 3, в) наблюдаются пики S и C, входящие в структуру реагента.

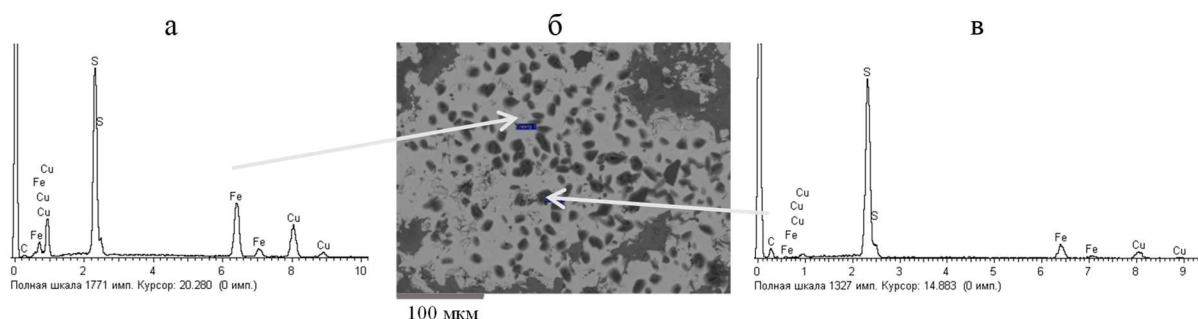


Рисунок 3 – Микрофотография участка поверхности аншлифа халькопирита после контакта с пирродТК (б) и энергодисперсионные спектры халькопирита (а) и фазы адсорбированного реагента (в)

Устойчивость соединений пирродТК на халькопирите свидетельствует о прочной химической связи функциональной группы N-C(S)S реагента с атомами Cu (II) на поверхности минерала.

Таким образом, закрепление реагента пирродТК на поверхности минералов происходит в виде органических фаз различной формы, внешнего вида и размера, количество адсорбированного реагента также индивидуально.

Методом УФ-спектроскопии на спектрофотометре Shimadzu-1800 по остаточной концентрации реагента в растворе после контакта с минералом количественно определена адсорбция пирродТК на фракции халькопирита флотационной крупности (–0,1+0,063 мм).

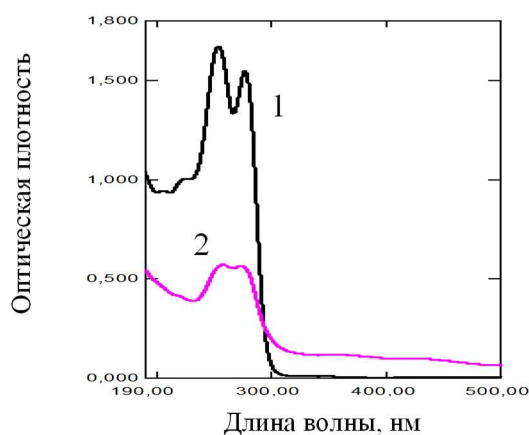
Наличие характеристических максимумов светопоглощения раствора пирродТК при длинах волн 277 и 254 нм позволяет количественно оценить изменение концентрации реагента в растворе в соответствии с законом Бугера-Ламберта-Бера и адсорбцию реагента на минерале по разнице исходной и остаточной концентраций пирродТК в жидкой фазе суспензии. На рис. 4 приведены УФ-спектр исходного раствора 20 мг/л пирродТК (спектр 1), а также УФ-спектр жидкой фазы суспензии после взаимодействия с халькопиритом (спектр 2).

После 5 мин контакта минерала с исходным раствором пирродТК происходит резкое снижение оптической плотности с 1,67 до 0,57, что свидетельствует о понижении концентрации пирродТК в жидкой фазе суспензии до 6,94 мг/л, т.е. реагент адсорбировался на поверхности минералов.

Выполнен расчет количества адсорбированного реагента по формуле:

$$A = \frac{(C_{\text{исх}} - C_{\text{ост}})V_{\text{ж.ф.}}}{m},$$

где A – адсорбция реагента, мг/г; $C_{\text{исх}}$, $C_{\text{ост}}$ – исходная и остаточная концентрации реагента соответственно, мг/л; $V_{\text{ж.ф.}}$ – объем жидкой фазы, мл; m – масса навески минерала, мг.



Длина волны, нм	Оптическая плотность раствора ПирродТК	
	Исходный	После взаимодействия
277	1,55	0,56
254	1,67	0,57

Рисунок 4 – УФ-спектры исходного раствора ПирродТК (1) и после взаимодействия с халькопиритом (2)

Расчет показал, что адсорбция пирродТК на халькопирите составила 0,53 мг/г.

Выводы

Методами сканирующей электронной и лазерной микроскопии получены новые экспериментальные данные об особенностях формирования адсорбционного слоя реагента пирродТК на поверхности сульфидных минералов меди, цинка и свинца, входящих в состав полиметаллических руд.

Закрепление пирродТК на галените происходит с образованием плотной коричневой пленки, состоящей из мелких дискретных органических фаз. Устойчивость соединений пирродТК на халькопирите свидетельствует о прочной химической связи функциональной группы N-C(S)S реагента с атомами Cu (II) на поверхности минерала с образованием пирролидиндитиокарбамата меди. На сфалерите адсорбция реагента практически отсутствует.

Избирательное закрепление реагента на рудных минералах сможет обеспечить их селективное извлечение в разноименные концентраты при флотации комплексных руд.

Авторы выражают благодарность кандидатам геол.-мин. наук Е. В. Копорулиной и В. А. Минаеву за помощь в проведении исследований.

Список литературы

1. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б. Экспериментальное обоснование собирателей класса циклических и алифатических дитиокарбаматов для извлечения золотоносных сульфидов из комплексных руд // ФТПРПИ. – 2021. – № 1. – С. 137-145.
2. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б., Гладышева О. И. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтил-дитиокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации

- труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. – 2022. – № 4. – С. 98-107.
3. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. – М.: Наука, 1984. – 23 с.
4. Бурдонов А. Е., Вчисло Н. В., Верочкина Е. А., Розенцвейг И. Б. Синтез новых производных ксантогенатов и дитиокарбаматов и их применение в процессах обогащения // Известия вузов. Прикладная химия и биотехнология. – 2023. – Т. 13. – № 2. – С. 160–171. DOI: 10.21285/2227-2925-2023-13-2-160-171. EDN: PNMZLC.
5. Matveeva T. N., Minaev V. A., Gromova N. K. Determining Modes of Thiol Collector Attachment at Sulfide Minerals by Optical, Electron Scanning and Laser Microscopy // Journal of Mining Science. – 2023. – Vol. 59. – № 4. – pp. 673–680. DOI:10.1134/S106273912304018X.

УДК:622.765.4

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ В ПНЕВМАТИЧЕСКИХ МАШИНАХ ПРИ ВЫСОКОСКОРОСТНОЙ ФЛОТАЦИИ

Метелев А. А.^{1,2}, Морозов В. В.², Суханов А. Е.²

¹АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия, ²ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Россия

Комбинированные пневматические флотомашины колонного типа, предназначены для обогащения широкого спектра руд и техногенного сырья, включая труднообогатимые руды цветных металлов.

Важным условием достижения эффективности обогащения бедных медных руд является реализация высокоскоростных режимов пневматической флотации. Современная концепция эволюции флотационных машин, в т. ч. машин серии КФМ, предусматривает оптимизацию геометрических пропорций рабочих камер, обеспечивающих увеличение их производительности без снижения качества концентрата [1].

Для оптимизации размеров и пропорций рабочей камеры флотационных аппаратов необходимо принять во внимание особенности процесса вторичной концентрации, протекающего в зоне транспортирования пены. Образующиеся в процессе флотации аэрофлокулы проходят путь от зоны образования и минерализации до места разгрузки в пенный продукт и подвергаются существенной деструкции из-за утончения гидратной прослойки, приводящей к схлопыванию и укрупнению пузырьков, составляющих их структурную основу [2].

Задачей настоящей работы являлось экспериментальное исследование влияния расхода воздуха на захват зерен и шламов нерудных минералов в пенный продукт с водной фазой аэрофлокул и обратный процесс их удаления при протекании процессов вторичной концентрации в пенном продукте. Для решения задачи определения оптимальных параметров процесса вторичной концентрации в работе [3] был выбран подход, связывающий выход в пенный

продукт гидрофильных минеральных компонентов со скоростью подъема пены и, соответственно, с расходом воздуха.

С целью исследования концентрирования минералов в продуктах флотации при варьировании расхода воздуха была применена изображенная на рис. 1 флотационная установка с замкнутым циклом движения продуктов флотации.

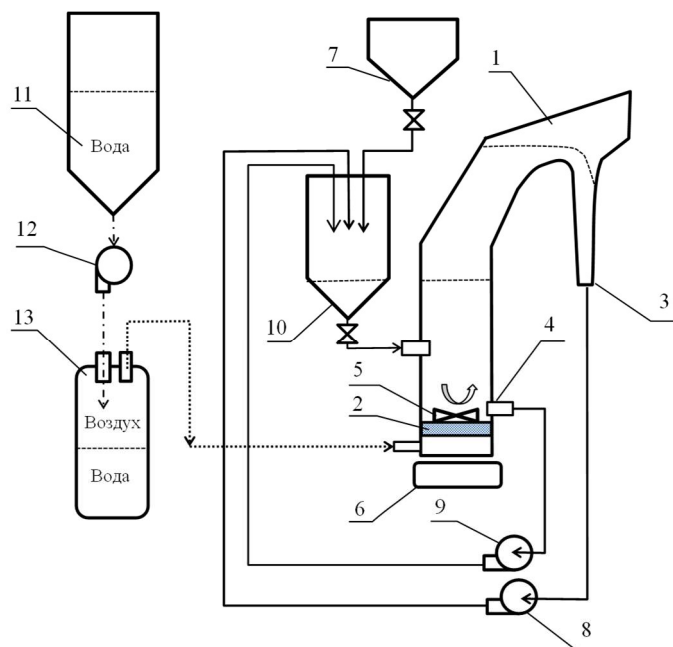


Рисунок 1 – Схема узлов замкнутой установки пенной флотации для исследования гидроаэродинамического режима:

- 1 – стеклянная флотокамера; 2 – пористая перегородка; 3, 4 – разгрузочные патрубки пенного и камерного продукта; 5 – магнитный элемент; 6 – магнитная мешалка;
- 7 – емкость загрузки питания флотации; 8, 9 – перистальтические насосы для перекачки пенного и камерного продуктов; 10 – приемник продуктов флотации;
- 11 – емкость с вытеснительной водой; 12 – насос-регулятор расхода вытеснительной воды; 13 – вытеснитель воздуха

Анализ флотационного процесса проводили с применением визиометрической методики с использованием твердых люминофоров – имитаторов флотируемых и нефлотируемых рудных минералов.

В качестве имитаторов минералов использовали люминофоры Э-515-115 и ЭЛ-570М (сульфиды цинка и кадмия, активированные ионами меди и серебра). Для перевода люминофора Э-515-115 во флотируемую форму применяли его обработку в растворе медного купороса с концентрацией 63 мг/л и последующую гидрофобизацию в растворе бутилового ксантогената с концентрацией 100 мг/л. Люминофор ЭЛ-570М такой обработке не подвергался и сохранял гидрофильность поверхности. Люминофор Э-455-115 обладает фотолюминесценцией с длиной волны 455 нм (синее свечение), люминофор ЭЛ-570М – фотолюминесценцией с длиной волны 570 нм (желтое свечение).

Соотношение имитаторов в узлах флотационной установки определяли по результатам спектрального анализа изображений. Результаты визиометрического анализа, проведенного с использованием программного пакета XnView, позволили определить соотношение флотируемого и нефлотируемого имитатора.

Полученные результаты исследований позволили измерить влияние расхода воздуха на характеристики пенного продукта. Как видно из рис. 2, увеличение расхода воздуха вызывает существенное увеличение выхода и относительной доли в пенном продукте нефлотируемого материала – люминофора ЭЛ-570. Увеличение концентрации вспенивателя также приводит к повышению массовой доли нефлотируемого компонента в пенном продукте.

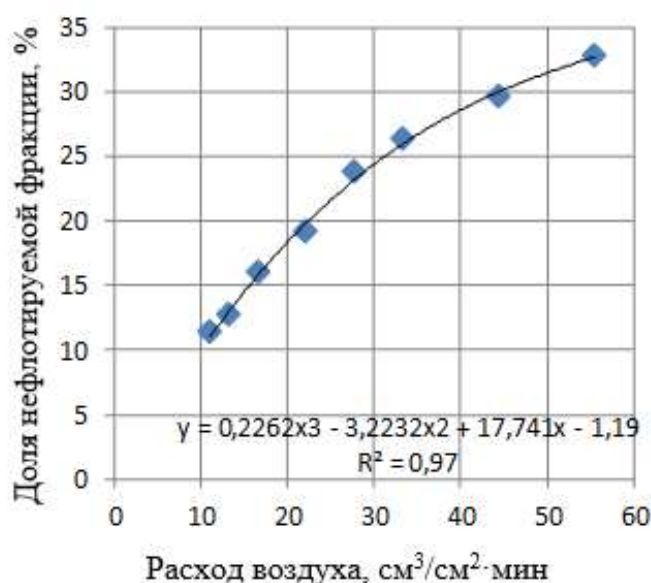


Рисунок 2 – Зависимость относительной доли не флотируемой фракции (люминофора ЭЛ-570М) в пенном продукте от расхода воздуха по данным визиометрического анализа

При увеличении расхода воздуха возрастал выход пенного продукта, извлечение меди и наблюдалось снижение содержания меди в пенном продукте. Причиной таких результатов является увеличение скорости подъема пены, сокращение времени пребывания аэрофлокул в зоне транспортирования – вторичной концентрации и, соответственно, меньшая интенсивность удаления зерен и шламов нерудных минералов.

Результатами исследований показано, что эффективность пенной флотации минералов меди существенно уменьшается при удельном расходе воздуха более $0,6 \text{ м}^3/\text{м}^2 \cdot \text{мин}$ (табл. 1).

Таблица 1 – Параметры пенного продукта (ПП) и показатели флотации медной руды в установке пенной флотации с замкнутым циклом при варьировании расхода воздуха

№	Удельный расход воздуха, м ³ /м ² ·мин	Выход пенного продукта, г	Масса твердого в ПП, г	Доля твердого в ПП, %	Скорость подъема ПП, м/мин	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
1	0,16	3,07	0,97	31,60	0,19	15,1	75,1
2	0,22	3,44	1,05	30,52	0,24	14,4	77,5
3	0,33	3,98	1,25	30,41	0,38	12,9	81,8
4	0,44	4,79	1,38	28,81	0,49	12,2	82,8
5	0,60	6,36	1,5	27,99	0,64	11,3	83,8
6	0,76	7,99	1,99	24,91	0,80	9,8	84,1

Реализация режима скоростной флотации требует поддержания режима, обеспечивающего стекание механически захваченной воды из аэрофлокулов в сформированном пенном продукте. Требуемый результат достигается путем увеличения диаметра этой зоны относительно зоны аэрации – флотации, обеспечивающего снижение скорости подъема пены при равной продолжительности пребывания в зоне транспортирования – вторичной концентрации. Так, в модернизированной флотомашине КФМ-1400 ВМГ с целью сохранения оптимальных условий вторичной концентрации в пенном продукте при реализации высокоскоростного режима флотации было достигнуто пропорциональным увеличением диаметра верхней части корпуса (рис. 3).

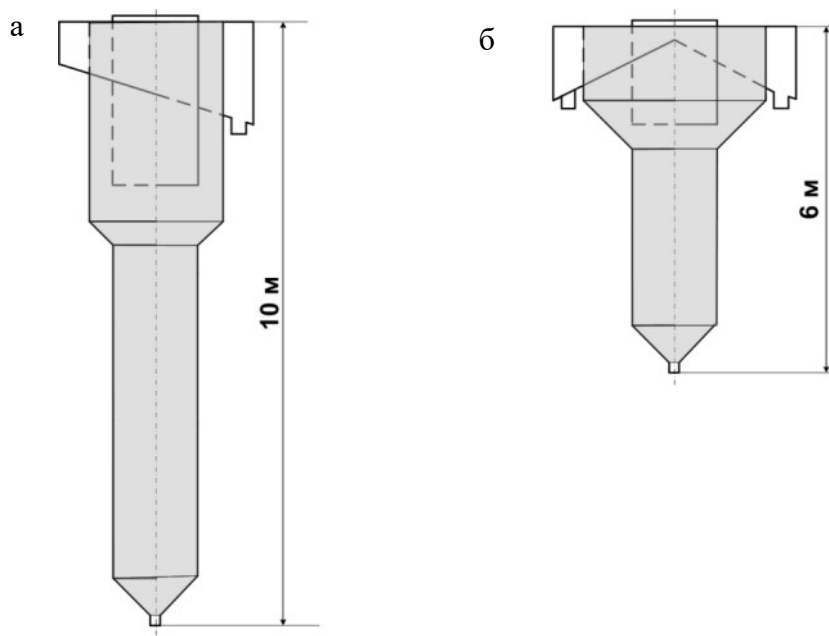


Рисунок 3 – Изменение пропорций рабочей камеры флотомашин КФМ при модернизации: а – КФМ-1400; б – КФМ-1400ВМГ

За счет таких изменений удалось при переходе на высокоскоростной режим пенной флотации обеспечить сохранение требуемых кондиций получаемого концентрата. Практическим результатом модернизации флотомашин КФМ (модели КФМ 1400ВМГ и КФМ-2500 с производительностью по исходной пульпе до 1500 м³/ч.) путем увеличения диаметра верхней части корпуса стало в конечном итоге увеличение ее производительности с 0,371 до 0,985 т/ч·м³ при сохранении требуемого качества медного концентрата.

Список литературы

1. Видуецкий М. Г., Гарифулин И. Ф., Мальцев В. А., Пургин А. П. Колонные пневматические флотационные машины. Эволюция. Екатеринбург, Изд-во УрФУ, 2020. – 149 с.
2. Femenias F., Maldonado M., Miranda N., Gutierrez L. Flotation Performance and Gas Dispersion Properties in a Laboratory Flotation Cell // Minerals. – 2022. – 12(11), 1351. <https://doi.org/10.3390/min12111351>.
3. Метелёв А. А., Видуецкий М. Г., Гарифулин И. Ф., Пургин А. П., Морозов В. В. Моделирование и оптимизация гидроаэродинамического режима в зоне транспортирования – вторичной концентрации в колонных флотационных машинах // Руды и металлы. – 2025. – 4. – С. 88-100.

УДК 622.73

О МЕХАНИЗМЕ НЕТЕПЛООВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МОЩНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ИМПУЛЬСОВ НА ПРИРОДНЫЕ МИНЕРАЛЫ

Бунин И. Ж., Иванова Т. А., Хабарова И. А.

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

Изучение влияния импульсно-периодических наносекундных высоковольтных разрядов в воздухе атмосферного давления на поверхностные и объемные свойства природных (породообразующих и рудных) минералов представляет интерес как с точки зрения развития теоретических представлений о механизмах структурных фазовых преобразований минерального вещества и процессах дефектообразования в минералах, горных породах и рудах на различных структурных уровнях, так и для решения практических задач по направленному изменению технологических свойств минералов с целью повышения эффективности переработки труднообогатимого минерального сырья [1-3].

По мнению авторов [4, 5], способы *теплового* разрушения горных пород на основе использования для нагрева мощных СВЧ-генераторов имеют большие перспективы применения в технологических решениях процессов обогащения алмазосодержащих руд. Эксперименты [4] показали, что процесс нагревания кимберлита (глубина скин-слоя $\delta \sim 60$ см) до температуры

300-400 °С за несколько секунд СВЧ-излучения с частотой 2,45 ГГц и мощностью ~600 Вт сопровождался серией микровзрывов, что вызывало разрушение образцов. Эффективность процесса дезинтеграции кимберлитовых пород в процессе быстрого СВЧ-нагрева существенно повышалась за счет предварительной выдержки образцов в паровой ванне. Наличие в горной породе до ~ 5% воды может привести при тепловом воздействии к разрушению материала из-за быстрого испарения влаги, вызывающего резкое повышение давления насыщенного пара в порах и микрополостях породы, а возникающие механические напряжения – превысить предел прочности породы [4, 5].

В [6–8] определены следующие условия и характерные черты *нетеплового* воздействия мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) на естественные и искусственные среды различной природы: 1) температура T среды в целом, а также температура ее характерных сравнительно однородных элементов практически не изменяется; 2) амплитуда напряженности электрического поля импульса E_A много больше амплитуды статического пробоя среды E_{Ast} ; 3) длительность импульса Δt много меньше времени тепловой релаксации среды, $\Delta t \ll \Delta t_T$. При этом в течение времени, много меньшего характерных времен установления теплофизических свойств материалов компонентов, составляющих среду, локальная температура в процессе воздействия может быть высокой. В сквозных разрядах в плотном слое частиц рудных минералов (сульфидов, оксидов), расположенном между электродами источника импульсного высоковольтного напряжения, происходит концентрация энергии в малых областях контакта между частицами, что сопровождается сильным локальным нагревом, плавлением и испарением минерального вещества в области контакта [9, 10].

Исследование процесса растворения служит одним из эффективных методов выявления механизма изменений химической активности, поверхностных и технологических свойств природных минералов в результате энергетических воздействий [11, 12]. Неоднородность структурных свойств минералов в значительной мере связана с жидкими, газовыми и газовой-жидкими включениями (ГЖВ), являющимися следствием процесса перекристаллизации. В докладе представлены экспериментальные данные о влиянии нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на физико-химические поверхностные (растворимость, микротвердость кварца) и объемные (состав включений в микроклине) свойства природных минералов-диэлектриков.

Материалы и методики исследований. Процесс растворения кварца контролировали по количеству кремния, который определяли в виде ортосиликата фотоколориметрическим методом по образовавшейся в кислой среде комплексной гетерополиокислоте $H_4[Si(Mo_3O_{10})_4] \times H_2O$, окрашенной в желтый цвет. Кварц перемешивали в течение четырех часов при 2700 мин^{-1} в сосуде из химически устойчивого стекла в 0,1N растворе NaOH (Т:Ж=1:15;

$T=20^{\circ}\text{C}$). При проведении экспериментов определяли не предельную концентрацию кремния, которая может быть достигнута при растворении минеральных частиц, а возможность их растворения в растворах кислот в строго определенных условиях. Отличительным признаком протекания процесса растворения минералов в таких условиях эксперимента является зависимость от дефектности поверхности частиц, а не от скорости потока при перемешивании [13]. Предварительную обработку минеральных проб высоковольтными наносекундными импульсами проводили на воздухе при нормальных условиях и следующих электрофизических параметрах импульсного воздействия: передний фронт, длительность и частота повторения импульсов 2-5, 4-10 нс и 100 Гц соответственно, амплитуда импульса $U_A=25$ кВ; напряженность электрического поля в межэлектродном промежутке длиной 5 мм составляла $E\sim 10^7$ В $\times$ м $^{-1}$. Микротвердость кварца определяли по методу Виккерса (HV , кгс/мм 2) согласно ГОСТ-2999-75 на микротвердомере ПМТ-3М; нагрузка на индентор составляла 200 г, время нагружения – 10-15 с.

Результаты и обсуждение. В результате воздействия наносекундных МЭМИ наблюдалось потемнение бледно-кремовых частиц ожелезненного кварца; частицы приобрели песочный цвет. В водной фазе суспензии кварца (1:10) обнаружено трехвалентное железо (до 10 мг/л), свидетельствующее об окислении поверхности частиц. Сравнение кинетических кривых растворения частиц кварца до и после ($t_{\text{обр.}}=10$ с) электроимпульсной обработки свидетельствуют об общем повышении концентрации ортосиликата в растворе в среднем на 5 мг/л во всем временном интервале перемешивания (рис. 1, а), связанном с увеличением доли тонких частиц, что согласуется с результатами гранулометрического анализа (повышение выхода классов $-0,1+0,08$ мм и $-0,063$ мм). Практически эквидистантное расположение кривых свидетельствует о незначительном влиянии МЭМИ на скорость растворения частиц кварца. С увеличением времени обработки МЭМИ ($t_{\text{обр.}}=10-150$ с) происходило разупрочнение поверхности и снижение микротвердости кварца (твердость по Моосу 7); максимальное относительное изменение микротвердости минерала зафиксировано при $t_{\text{обр.}}=150$ с и составило $\Delta HV \sim \Delta HV \approx 29\%$ (с 1425 до 1015 кгс/мм 2). Возможным механизмом разупрочнения поверхности кварца в условиях воздействия наносекундных импульсов высокого напряжения является процесс дезинтеграции минерального вещества за счет образования микроканалов неполного (незавершенного) электрического пробоя в результате генерации носителей заряда (первичных электронов) [14] и дефектных областей в кристалле для облегченного переноса носителей заряда [15].

Многочисленные наблюдения показывают, что жидкие, газожидкие (ГЖВ) и газовые включения присутствуют практически во всех породообразующих минералах, что показано в [16] на примере микроклина, плагиоклаза, кварца, турмалина и других минералов (рис. 1, б). Распределение включений по классам крупности неравномерное, преобладают включения

размерами от 1 до 7,5 мкм, включения размером более 20 мкм практически отсутствуют. ГЖВ в минералах имеют разные размеры и расположены хаотично, либо приурочены к микроскопическим трещинкам и контактам зерен минералов. Химический состав включений в минералах характеризуется широким набором элементов: натрий, калий, кальций, магний, аммоний, железо; HCO_3^- , CO_3^{2-} , Cl^- , F^- , SO_4^{2-} , предельные, непредельные и ароматические углеводороды и амины.

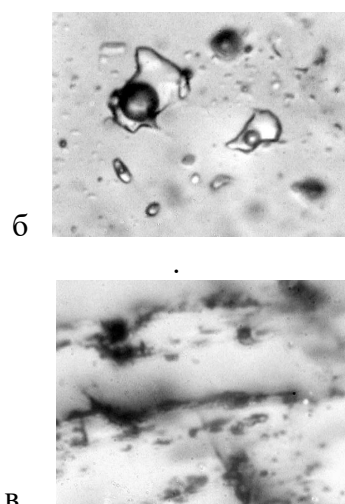
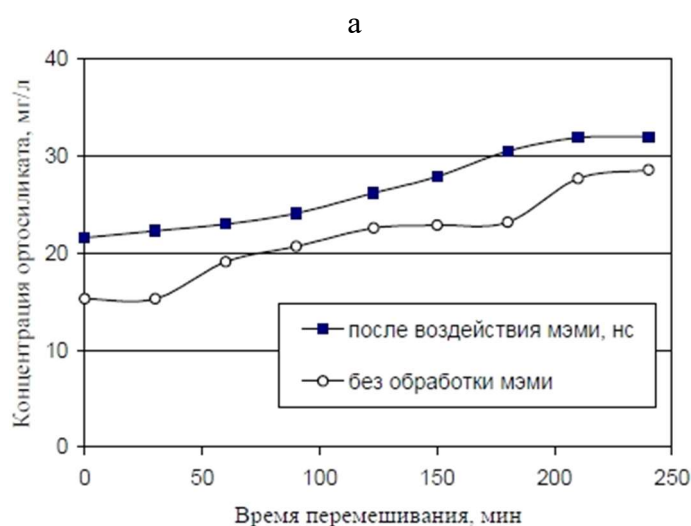


Рисунок 1 – Влияние МЭМИ на кинетику растворения ожелезненного кварца (а); газовой-жидкие включения в кварце (б) и микроклин (в) (х 1345)

При исследовании водных суспензий сульфидных минералов после воздействия МЭМИ наблюдалось выделение влаги из пор или ГЖВ частиц сульфидов вследствие действия пондеромоторных сил. Обогащение водной фазы суспензий веществами из пор и ГЖВ, разрушенных под воздействием МЭМИ, а также активация процесса растворения сульфидов вызывали изменение рН и окислительно-восстановительного потенциала водной фазы [11, 12]. В результате электромагнитной импульсной обработки ($t_{\text{обр.}} = 10-60$ с) измельченных проб микроклина и исследований состава водной вытяжки из микровключений (по данным Л. С. Скамницкой, КНЦ РАН) установлен эффект изменения как состава водной вытяжки, так и концентрации ее отдельных компонентов. Максимальная концентрация органического углерода в вытяжке обнаружена после кратковременной ($t_{\text{обр.}} = 10$ с) обработки МЭМИ (повышение концентрации $C_{\text{орг.}}$ с 2,7 до 10,8 мг/л), а наибольшая концентрация ионов натрия, калия, кальция, магния, лития, HCO_3^- , Cl^- , SO_4^{2-} установлена в водной вытяжке микроклина после воздействия в течение $t_{\text{обр.}} = 60$ с. Повышение концентрации отдельных ионов, по всей видимости, свидетельствует о растрескивании минеральной матрицы (декрипитации), вскрытии включений вследствие повышения в них давления до критических

значений при температуре $\sim 300^\circ\text{C}$ [17], что, по всей видимости, возможно при воздействии наносекундных МЭМИ.

Полученные экспериментальные данные свидетельствуют о возможности и эффективности применения импульсных энергетических воздействий с определенными электрофизическими параметрами для направленного изменения технологических свойств минералов.

Работа выполнена в рамках ФНИ по теме FMMS-2024-0006.

Список литературы

1. Чантурия В. А., Бунин И. Ж. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов // ФТПРПИ. – 2007. – № 3. – С. 107-128.
2. Huang W., Chen Y. The application of high voltage pulses in the mineral processing industry. – A review // Powder Technol. – 2021. – Vol. 393. – No 11. – P. 116-130.
3. Чантурия В. А., Исмагилов Р. И., Миненко В. Г. и др. Влияние мощных электромагнитных импульсов на эффективность процессов дезинтеграции и магнитной сепарации железистых кварцитов // ФТПРПИ. – 2025. – № 5. – С. 165-178.
4. Диденко А. Н., Зверев Б. В., Прокопенко А. В. СВЧ-разрушение и измельчение твердых пород на примере кимберлита // ДАН. – 2005. – Т. 403. – № 2. – С. 187-188.
5. Диденко А. Н. СВЧ-энергетика: Теория и практика. – М.: Наука, 2003. – 446 с.
6. Вдовин В. А., Гуляев Ю. В., Чантурия В. А., Черепенин В. А. Нетепловое воздействие мощных электромагнитных импульсов на золотосодержащую горную породу // Радиотехника и электроника. – 2005. – Т. 50. – № 9. – С. 1129-1122.
7. Черепенин В. А. Релятивистские многоволновые генераторы и их возможные применения // УФН. – 2006. – Т. 176. – № 10. – С. 1124-1130.
8. Вдовин В. А., Денисов Р. А., Сапецкий С. А., Черепенин В. А. Технология экспериментов нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на естественные и искусственные среды // Радиотехника и электроника. – 2023. – Т. 68. – № 9. – С. 910-916.
9. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Ковалев А. Т. Об автоэмиссионных свойствах сульфидных минералов при воздействии мощных наносекундных импульсов // Изв. РАН. Серия физическая. – 2007. – Т. 71. – № 5. – С. 670-673.
10. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Ковалев А. Т. Концентрация энергии в электрических разрядах между частицами полупроводниковых сульфидных минералов при воздействии мощных наносекундных импульсов // Изв. РАН. Сер. физич. – 2008. – Т. 72, № 8. – С. 1118-1121.
11. Бунин И. Ж., Иванова Т. А., Лунин В. Д. Влияние высокоэнергетических воздействий на процесс растворения золотосодержащих минералов // ГИАБ. – 2002. – № 8. – С. 172-176.
12. Чантурия В. А., Бунин И. Ж., Иванова Т. А. Влияние мощных электромагнитных импульсов на процесс растворения и физико-химические свойства сульфидных минералов // Материаловедение. – 2005. – № 11. – С. 21-26.
13. Черняк А. С. Процессы растворения: выщелачивание, экстракция. – Иркутск: Изд. Иркут. ун-та, 1998. – 407 с.
14. Куликов В. Д. Модель канала электрического пробоя в ионных кристаллах // ЖТФ. – 2012 – Т. 82. – № 2. – С. 35-40.
15. Воробьев Г. А., Еханин С. Г., Несмелов Н. С. Электрический пробой твердых диэлектриков // ФТТ. – 2005. – Т. 47. – № 6. – С. 1048-1052.

16. Щипцов В. В., Каменева Е. Е., Скамницкая Л. С. Теория и практика обогащения минерального сырья Карелии // Труды Карельского НЦ РАН. – Петрозаводск: Ин-т геологии Карельского НЦ РАН, 2006. – С. 183-196.
17. Щербаков И. П., Куксенко В. С., Чмель А. Е. Роль примесной воды при ударном разрушении кварца вблизи фазового перехода при 573°C // ЖТФ. – 2015. – Т. 85. – № 9. – С. 149-154.

УДК 622.765

ПРИМЕНЕНИЕ АЗОСОЕДИНЕНИЙ В КАЧЕСТВЕ МОДИФИКАТОРОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ

**Лавриненко А. А., Кузнецова И. Н., Лусинян О. Г., Гольберг Г. Ю.,
Марченко Д. Ю., Корзинова А. С.**

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

Современный этап развития горнорудной промышленности характеризуется вовлечением в переработку бедных малосульфидных медно-никелевых руд сложного вещественного состава. Одним из направлений повышения эффективности флотации таких руд является поиск новых реагентов-модификаторов, способных активировать поверхность сульфидных минералов, входящих в состав руды [1]. Несомненный интерес представляют органические реагенты, содержащие атомы с неподелёнными электронными парами, в частности, азот в степени окисления -3; благодаря высокой реакционной способности эти электронные пары способны взаимодействовать с вакантными орбиталями атомов и ионов металлов, в том числе с *d*-орбиталями меди и никеля. Авторами работы [2] на основе результатов лабораторных исследований показана возможность повышения эффективности флотации медно-никелевой руды при использовании добавок ароматических азо-соединений. При этом заметна тенденция к увеличению извлечения меди и никеля для соединений, в которых азогруппа находится в орто-положении к гидроксильной группе ароматического кольца. Возможность образования прочных комплексов меди и никеля с реагентами, имеющими названную особенность строения, показана в работе [3]. До настоящего времени неясно, как влияют на процесс флотации свойства азосоединений. Также неясно влияние на флотацию медно-никелевых руд соединений, содержащие две азогруппы (бис-азосоединения). По нашему предположению, перспективность их применения в качестве модификаторов при флотации медно-никелевых руд обусловлена возможностью образования устойчивых комплексных соединений с ионами меди [4].

Цель настоящей работы заключается в определении влияния ароматических соединений, содержащих одну и две азогруппы, на флотацию медно-никелевой руды.

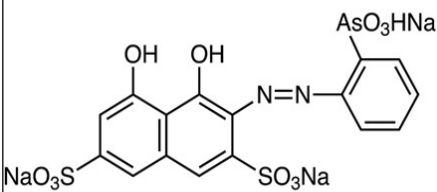
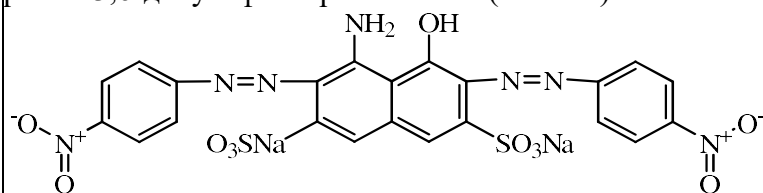
Задачи исследования:

- анализ элементного и вещественного составов медно-никелевой руды;
- выполнение лабораторных экспериментальных исследований по флотации руды с применением в качестве реагентов-модификаторов различных азосоединений.

Исследования были проведены на пробе медно-никелевой руды Кольского полуострова. Содержание элементов (в %, по данным рентгенофлуоресцентного анализа): медь – 0,25; никель – 0,44; сера – 1,13; железо – 12,90; кремний – 17,20; алюминий – 2,50; магний – 15,80. По данным рентгенофазового анализа, в составе руды были выявлены следующие минералы: сульфидные – пентландит, виоларит, никеленосный пирротин; медные – халькофиллит и халькопирит; силикатные – антигорит (каркасный), кордиерит (кольцевой), присутствующий в сростках с сульфидными минералами, и другие. Магний содержится преимущественно в антигорите и кордиерите.

В качестве модификаторов были исследованы реагенты, содержащие как одну, так и две азогруппы (табл. 1).

Таблица 1 – Перечень реагентов-модификаторов

Наименование, формула	Селективен на ионы
Реагент 1	Cu, Ni
Реагент 2: арсеназо-1 	Cu, Ni
Реагент 3: 2,7-бис(азо-5-нитробензол)-1-амино-8-гидрокси-3,6-дисульфонатриевая соль (бис-азо) 	Cu

В молекулах исследованных реагентов гидроксильная группа находится в орто-положении по отношению к гидроксильной группе бензольного кольца, что дает основание для предположения о возможности образования комплексных соединений с ионами меди и никеля.

Лабораторные эксперименты были выполнены по схеме, предусматривающей операции основной и контрольной флотации. Последовательность подачи реагентов: модификатор (порядка 1 г/т) → собиратель (бутиловый

ксантогенат калия, 112 г/т) → пенообразователь (МИБК, 21 г/т). По результатам опытов определяли выход концентрата (γ), извлечение меди и никеля (ϵ_{Cu} и ϵ_{Ni}). Полученные данные приведены на рис. 1.

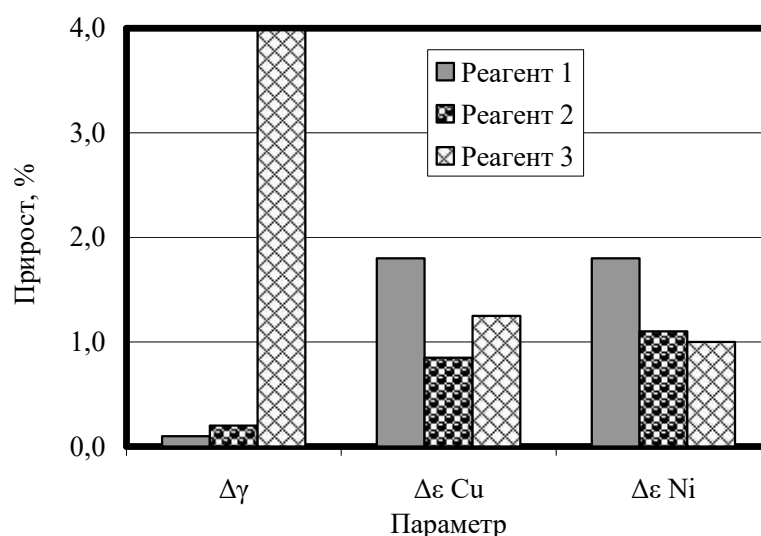


Рисунок 1 – Влияние реагентов-модификаторов (расход 1 г/т) на изменение показателей флотации медно-никелевой руды:

$\Delta\gamma$ – прирост выхода концентрата, %; $\Delta\epsilon_{\text{Cu}}$ и $\Delta\epsilon_{\text{Ni}}$ – прирост извлечения меди и никеля соответственно, %

На рис. 1 видно, что реагенты 1 и 2 практически не влияют на выход концентрата, и в то же время увеличивают извлечение меди и никеля. При этом реагент 1 показал более высокую эффективность по сравнению с реагентом 2: прирост значений извлечения меди и никеля составил для реагента 1 соответственно 1,8 и 1,8 %, а для реагента 2 – соответственно 0,9 и 1,1 %. В отличие от перечисленных выше реагентов, реагент 3 увеличивает как выход концентрата (примерно на 4,0 %), так и извлечение меди и никеля (в среднем на 1,0 %). Вероятно, это связано с тем, что названный реагент способен к образованию комплексных соединений не только с ионами меди и никеля, но и магния на поверхности таких силикатных минералов, как антигорит и кордирит.

Выводы. На основании результатов экспериментальных исследований по флотации медно-никелевой руды было установлено:

- из исследованных в качестве модификаторов азосоединений наиболее эффективен реагент 1: при расходе 1 г/т он обеспечивает прирост извлечения в концентрат меди и никеля на 1,8 %;

- реагент 3 из класса бис-азосоединений при расходе 1 г/т обеспечивает прирост извлечения в концентрат меди и никеля на величину примерно 1,0 %, но в то же время увеличивает выход концентрата примерно на 4,0 %, вероятно, за счёт образования комплексных соединений с ионами магния на поверхности магнийсодержащих силикатных минералов.

Список литературы

1. Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения. Изд. 4-е, перераб. и доп. – М.: Горная книга, 2016. – 595 с.
2. Гусев В. Ю., Байгачёва Е. В., Гоголишвили В. О. Азопроизводные пирокатехина, резорцина и салициловой кислоты как собиратели для флотации сульфидных руд // Журнал прикладной химии. – 2019. – Т. 92, № 12. – С. 1598-1609.
3. Основы аналитической химии. Изд. 5-е, стереотипное. Под ред. Ю. А. Золотова. Т. 1. – М.: Академия, 2012. – 384 с.
4. Марданова В. И., Гаджиева С. Р., Чырагов Ф. М. Изучение комплексообразования меди(II) с 2,7-бис(азо-2-гидрокси-3-сульфо-5-нитробензол)-1,8-дигидрокси-нафталин-3,6-дисульфатриевой солью в присутствии третьих компонентов // Известия ВУЗОВ. Прикладная химия и биотехнология. – 2019. – Т. 9, № 3. – С. 385-394.

УДК 622.765.061

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАГЕНТА ГРУППЫ ДИТИАЗИНОВ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ

Гетман В. В., Каркешкина А. Ю.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

В ИПКОН РАН исследованы реагенты класса дитиазинов: МТХ – пергидро-1,3,5-дитиазин-5-ил-метан и ЭТХ – бис-пергидро-1,3,5-дитиазин-5-ил-этан, которые относятся к новому поколению эффективных сорбентов благородных металлов, используемых для предварительного их концентрирования из растворов [1]. Селективное выделение золота из золотосодержащих продуктов при флотации с применением МТХ и ЭТХ обусловлено образованием труднорастворимых соединений на поверхности частиц золота [2, 3]. Действие реагента МТХ исследовалось при флотации пирита с искусственно нанесенным золотом, а также для извлечения золота из золотосодержащей руды [4]. Реагент проявил селективные, но недостаточно сильные собирательные свойства, поэтому был рекомендован в качестве дополнительного к ксантогенату (БКК) собирателя при флотации золотосодержащих продуктов [5].

Новый реагент, исследованный в работе, 1-карбокси-2|пергидро-(1,3,5-дитиазин)|-5-илэтан (КПДЭ) также относится к группе дитиазинов. Рекомендован в качестве сорбента, позволяющего эффективно извлекать благородные и редкоземельные металлы из слабокислых водных растворов [6]. Большое сродство к тяжелым металлам предполагает возможность наличия флотационных качеств.

Реагент КПДЭ является гетероциклическим сероазотсодержащим соединением, в котором донорные атомы третичного азота и серы разделены углеводородными мостиками. Строение реагента представлено на рис. 1.

На рис. 2 показаны УФ-спектры раствора реагента (спектрофотометр UV-1800 Shimadzu). Ранее [7] было установлено, что пик реагента КПДЭ проявляется в кислой среде при $pH = 3$ при длине волны 192–194 нм, поэтому

раствор при различной концентрации и калибровочный график снимали при $pH = 3$ (рис. 2, а, б).

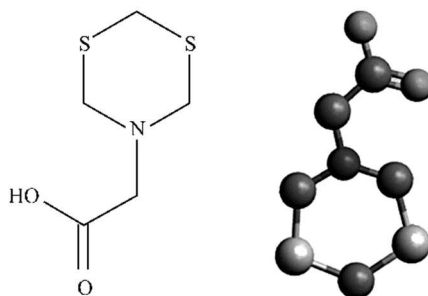


Рисунок 1 – Строение 1-карбокси-2-[пергидро(1,3,5-дитиазин)]-5-илэтана

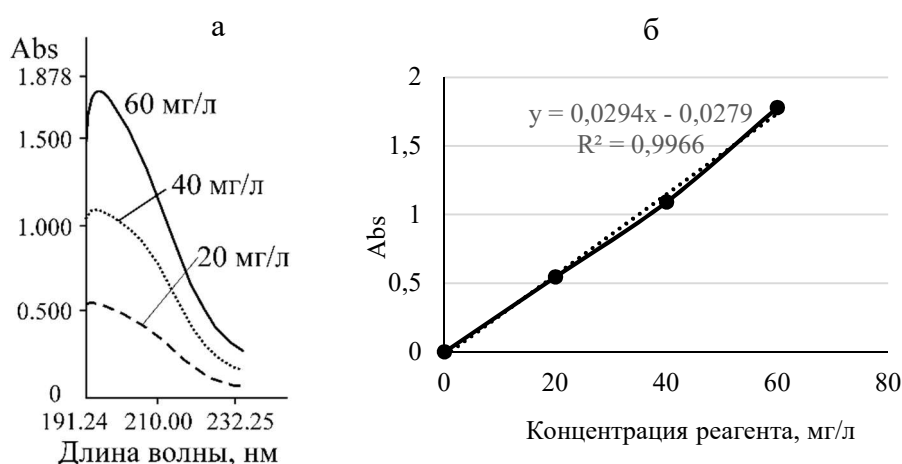


Рисунок 2 – УФ-спектры реагента КПДЭ при различной концентрации при $pH = 3$ (а) и калибровочный график (б)

Адсорбцию реагента на минеральных порошках галенита и сфалерита оценивали по остаточной концентрации реагента в растворе по уравнению калибровочной прямой реагента после взаимодействия с минеральными порошками в растворе с $pH = 3$. По данным рис. 3 отмечено повышение адсорбции КПДЭ после взаимодействия с поверхностью галенита. В процессе пятиминутного перемешивания на 1 г галенита крупностью $-0,063+0,044$ мм адсорбировалось 1,23 мг реагента, на сфалерите реагент практически не адсорбировался (0,22 мг/г).

Флотационные исследования осуществляли на мономинеральных фракциях галенита и сфалерита крупностью $-100+63$ мкм. Опыты проводили в дистиллированной воде, навеска минерала 1 г, объем камеры 0,035 л. В качестве собирателя использовали БКК, КПДЭ, в качестве вспенивателя – МИБК. Расход реагентов от 0 до 40 мг/л. В результате мономинеральной флотации галенита (рис. 4, а) одним пенообразователем МИБК показано, что выход галенита в щелочной среде при $pH = 9,2$ (NaOH) выше на 23 % по сравнению с флотацией при $pH = 5,2$. В щелочной среде с ростом концентрации КПДЭ выход

галенита в концентрат повышается с 20 до 60 %. В нейтральной среде выход галенита возрастает незначительно с 4,7 до 22 % (рис. 4, б).

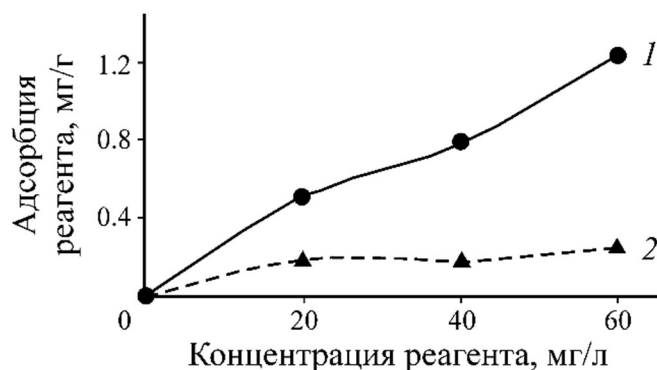


Рисунок 3 – Адсорбция КПДЭ на минеральных фракциях галенита (1) и сфалерита (2) при pH = 3

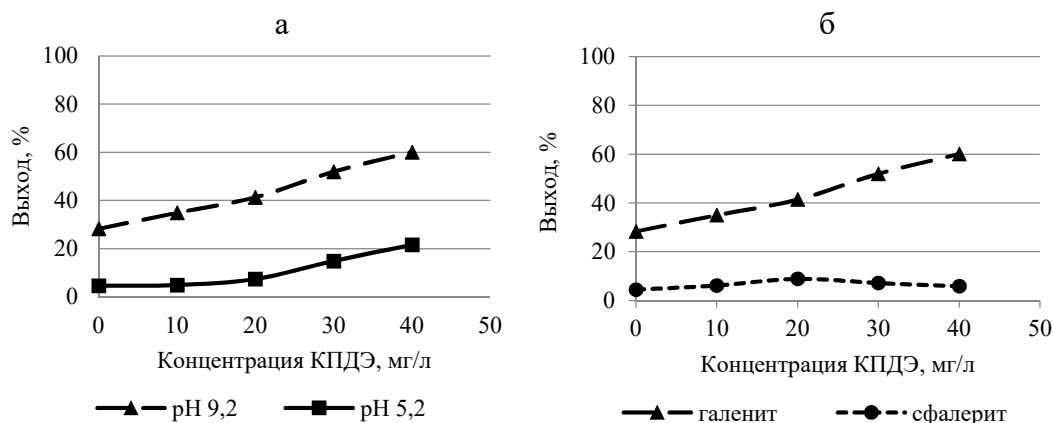


Рисунок 4 – Результаты мономинеральной флотации галенита с реагентом КПДЭ при различных pH (а), зависимость выхода галенита и сфалерита от концентрации КПДЭ при pH = 9,2 (б)

В табл. 1 представлены результаты флотации галенита и сфалерита традиционным реагентом-собирателем – БКК (20 мг/л), селективным собирателем – КПДЭ (20 мг/л), а также при совместном использовании БКК и КПДЭ.

Таблица 1 – Результаты сравнительной мономинеральной флотации галенита и сфалерита

Реагент	Выход галенита, %	Выход сфалерита, %
БКК 20 мг/л	80,44	61,02
КПДЭ 20 мг/л	41,40	8,80
БКК 20 мг/л + КПДЭ 20 мг/л	75,85	11,08

В результате сравнительной флотации минералов с использованием в качестве собирателя одного реагента КПДЭ выход галенита составил 41,4 %, сфалерита – 8,8 % (разница в выходе минералов 32,6 %). При тех же условиях флотации одним БКК выход минералов составил 80,44 % для галенита и

61,02 % для сфалерита (разница в выходе минералов 19,42 %), что свидетельствует о более высокой селективности реагента КПДЭ по сравнению с БКК. При совместной подаче реагентов КПДЭ 20 мг/л + БКК 20 мг/л увеличивается разница в излечении галенита и сфалерита (64,77 %): выход галенита составляет 75,85 %, сфалерита – 11,08 %. Таким образом, реагент КПДЭ обеспечивает селективное флотационное разделение галенита и сфалерита и может быть использован при флотации свинцово-цинковых руд.

Список литературы

1. Пат. 2490070 РФ. Способ флотации сульфидных руд, содержащих благородные металлы / Чантурия В. А., Иванова Т. А., Дальнова Ю. С., Недосекин Т. В., Гапчич А. О., Зимбовский И. Г. // Оpubл. в БИ. – 2012. – № С1.
2. Пат. 2102508 РФ. Способ извлечения золота и палладия из растворов / Алеев Р. С., Дальнова Ю. С., Аксеенко Р. И. и др. // Оpubл. в БИ. – 1998. – № С1.
3. Пат. 2134307 РФ. Способ извлечения благородных металлов из растворов / Алеев Р. С., Дальнова Ю. С., Аксеенко Р. И. и др. // Оpubл. в БИ. – 1999. – № С1.
4. Пат. 2490070 РФ. Способ флотации сульфидных руд, содержащих благородные металлы / Чантурия В. А., Иванова Т. А., Дальнова Ю. С., Недосекин Т. В., Гапчич А. О., Зимбовский И. Г. // Оpubл. в БИ. – 2012. – № С1.
5. Гетман В. В., Гапчич А. О. Использование реагента МТХ при флотации мышьяковистых золотосодержащих руд // Обогащение руд. – 2014. – № 5. – С. 22–26.
6. Хорозова О. Д., Дальнова Ю. С., Бабкин А. В., Мельникова И. М., Трясина А. С., Шукман Е. С. Синтез и физико-химические свойства 1-карбокси-2-/пергидро(1,3,5-дитиазин)/-5-илэтана при сорбции тяжелых, благородных и редкоземельных элементов // Сорбционные и хроматографические процессы. – 2024. – Т. 24. – № 1. – С. 76-87.
7. Гетман В. В., Каркешкина А. Ю. Применение нового комплексообразующего реагента группы дитиазинов при флотационном разделении галенита и сфалерита // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2025. – № 3. – С. 161-171. DOI: 10.15372/FTPRPI20250316.

УДК 622.73

ФЛОТАЦИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ШЛАМОВЫХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Киенко Л. А., Воронова О. В.

ФГБУН Хабаровский Федеральный исследовательский центр
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

Отходы, образующиеся в результате переработки минерального сырья горнорудных предприятий, занимают значительные природные пространства и являются мощным фактором загрязнения окружающей среды [1-2]. Объем их исчисляется на ряде предприятий десятками миллионов тонн. По имеющимся данным массив хвостов обогащения флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании (ЯГРК) [3], базирующейся на переработке руд Вознесенского рудного района Приморского края, оценивается не менее чем в

30 млн т. Вместе с тем предприятие в последние годы испытывало острый дефицит доступного для переработки сырья. С 2013 г. работа горно-обогатительного комплекса остановлена.

Месторождения Вознесенского массива потенциально располагают большими запасами флюоритовых руд, однако доступность к ним требует проведения масштабных дорогостоящих вскрышных работ, что в настоящее время не представляется возможным.

Изучение состава и обогатимости лежалых хвостов обогатительной фабрики Ярославской горнорудной компании, проводимые нами с 2016 года, показали перспективность их вторичной переработки, возможность получения качественных флюоритовых концентратов. Исследованы семь проб, представляющих основной массив хвостохранилища, с содержанием CaF_2 15,2–20,7 %. Кроме того, изучалась возможность обогащения материала, отобранного в зонах концентрации особо тонкой части сбрасываемых отходов обогащения с более низкими содержаниями флюорита (11,56–13,12 %).

При изучении возможности флотационного обогащения вторичного сырья [4-7] необходимо учитывать специфические факторы, негативно влияющие на разделение минералов:

- наличие на поверхности частиц реагентных покрытий, оставшихся от первого этапа переработки;
- вторичные образования на поверхности минералов, возникшие в связи с длительными контактами с водной и воздушной средой в процессе пребывания в хвостохранилище;
- высокую степень загрязнения флюорита за счет взаимопрорастаний с породными минералами, так как наиболее чистые его зерна извлечены на стадии первичного обогащения.

В результате проведенных исследований *на материале проб основного массива* были определены технологические нюансы, на основе которых построена схема обогащения, позволяющая получать флюоритовые концентраты с массовой долей CaF_2 свыше 93 % при извлечении флюорита (в зависимости от содержания в исходной пробе) 58,0–67,5 %.

В целях оценки перспектив максимально полного использования имеющихся техногенных отходов отдельно изучались особенности состава и технологических свойств проб, отобранных в зоне с высокой концентрацией шламового материала. По имеющимся данным, запасы такого материала могут составлять до 25 % общего объема отходов, проскладированных в хвостохранилище. Как известно, флотационное обогащение продуктов с высоким содержанием шламов требует особого подхода [8, 9].

В 2024 году в зимний период времени методом бурения и подлёдного отбора сформирована проба (ХВФ-8), представляющая собой, в основной массе, шламовый продукт. Массовая доля CaF_2 в ней составила 12,2 %, CaCO_3 – 12,98 %, SiO_2 – 26,64 %, Zn – 0,42 %. Низкий карбонатный модуль (0,94), отражающий соотношение содержаний CaF_2 и CaCO_3 , являющийся одним из

основных критериев обогатимости карбонатно-флюоритовых руд, указывает на дополнительные проблемы извлечения флюорита. Из прочих минералов в пробе содержатся сульфиды (пирит, пирротин, сфалерит), полевые шпаты, гранаты, слюдистые компоненты и кварц.

На рис. 1 отражены результаты гранулометрического анализа двух проб: хвостов, представляющих собой основную часть массива хвостохранилища (ХВФ-7), и отобранной с донных участков (ХВФ-8). Анализ выполнен с применением лазерного прибора для измерения частиц ANALIZETTE 22 немецкой фирмы FRITZSCH. Содержание класса размером менее 15 мкм составляет 79 %, против 40 % в материале пробы ХВФ-7.

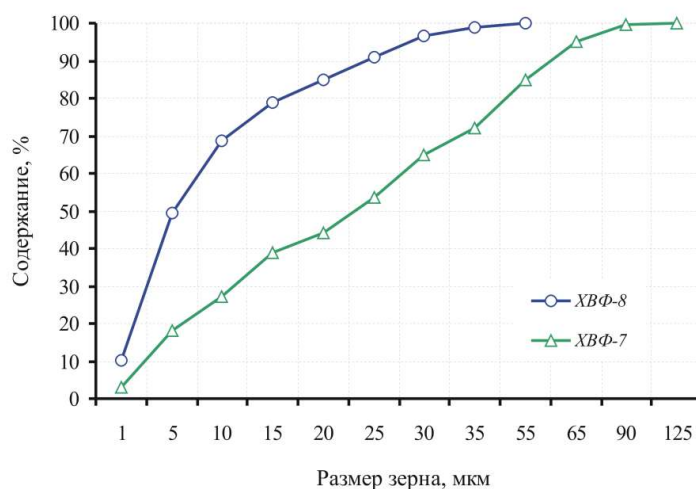


Рисунок 1 – Гранулометрический состав проб техногенных хвостов

Проведенные исследования и анализ полученных данных показали: несмотря на то, что по гранулометрическому составу пробы представляют собой тонкоизмельчённую шламообразную массу, контакт материала с мелющей средой необходим. При этом достигается частичная оттирка присутствующих на частицах минералов поверхностных покрытий, а также дополнительное обособление компонентов.

Проведенные нами ранее исследования на первичных рудах, содержащих большие объёмы шламовых фракций, показали, что эффективность флотации существенно возрастает в условиях пониженных значений плотности пульпы [10]. В табл. 1 приведены результаты экспериментов по извлечению флюорита из техногенных хвостов пробы ХВФ-8, представленной шламовыми фракциями, в условиях переменных значений плотности пульпы в основной флотации.

Лучшие результаты обеспечивает флотация флюорита при плотности в головной операции 12 %. Дальнейшее увеличение степени разбавления пульпы сопровождается довольно резким ростом потерь флюорита с хвостами при некотором росте качества концентрата.

**Таблица 1 – Результаты экспериментов по извлечению флюорита
из шламово-илистых фракций техногенных хвостов
в условиях переменной плотности основной флотации**

Опыт	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение CaF ₂ , %	Условия опыта
			CaF ₂	CaCO ₃		
1	Концентрат	5,81	88,95	3,72	42,32	Плотность основной флотации – 18 % SiO ₂ – 2,47 %
	Промпродукт 1-8	28,93	13,85	21,85	32,83	
	Хвосты	65,26	4,65	9,57	24,85	
	Питание	100,00	12,21	12,98	100,00	
2	Концентрат	6,64	89,8	3,53	49,14	Плотность основной флотации – 16 % SiO ₂ – 2,18 %
	Промпродукт 1-8	24,53	12,17	20,95	24,62	
	Хвосты	68,83	4,63	8,84	26,24	
	Питание	100,00	12,13	12,78	100,00	
3	Концентрат	6,44	91,71	1,98	48,91	Плотность основной флотации – 14 % SiO ₂ – 2,03 %
	Промпродукт 1-8	27,44	12,25	19,60	27,83	
	Хвосты	66,11	4,25	11,23	23,26	
	Питание	100,00	12,08	12,93	100,00	
4	Концентрат	6,84	93,18	1,37	52,50	Плотность основной флотации – 12 % SiO ₂ – 1,74 %
	Промпродукт 1-8	24,56	11,06	20,29	22,37	
	Хвосты	68,60	4,45	11,46	25,13	
	Питание	100,00	12,14	12,94	100,00	
5	Концентрат	5,41	94,55	0,96	41,82	Плотность основной флотации – 10 % SiO ₂ – 1,6 %
	Промпродукт 1-8	24,48	12,97	19,81	25,96	
	Хвосты	70,11	5,62	11,48	32,22	
	Питание	100,00	12,23	12,95	100,00	

Флотация в пульпах с высокой степенью разбавления предполагает существенную корректировку дозировок основных реагентов. Снижение плотности пульпы в 1,5 раза и более сопровождается снижением концентрации реагентов в объеме пульпы. К тому же, тонкие шламовые продукты имеют значительно более развитую общую площадь поверхности, для покрытия которой необходимы дополнительные единицы поверхностно-активных соединений. Соответственно возникает дефицит реагентов (в основном собирателей). При обогащении проб основной части массива хвостохранилища дозировка собирателя (жирных кислот таллового масла) в количестве 500 г/т являлась оптимальной. Для тонкого материала с высоким содержанием шламов, как было установлено в результате исследований, расход собирателей необходимо увеличивать на 40-60 %. Флотация на материале пробы ХВФ-8, состоящей преимущественно из тонких шламов, по схеме с восемью перемешками пенного продукта при дозировке в основную флотацию 700-800 г/т собирателя обеспечивает получение качественных концентратов. Извлечение флюорита по схеме в открытом цикле составило 53,4-58,5 %, массовая доля CaF₂, соответственно, 93,95-92,61 %.

Одной из важнейших характеристик флюоритовых концентратов является содержание в них диоксида кремния, оказывающего крайне негативное

влияние на процесс их последующей химической переработки. Даже при не-большом повышении содержания SiO_2 выход фторидов, как готовой продукции химического передела, заметно снижается. Этот фактор существенно влияет на ценообразование. Концентраты, полученные по выбранной схеме в оптимальном технологическом режиме, содержат не более 1,6-1,8 % SiO_2 , что несколько ниже требований, обозначенных в ГОСТ 29249-2023 на флотационные флюоритовые концентраты марки ФФ-92А и даже на концентраты марок ФФ-95А и ФФ-95Б с более высоким содержанием CaF_2 .

Таким образом, в результате проведенных экспериментов установлена возможность извлечения флюорита из тонкого шламового техногенного сырья Ярославской горнорудной компании. Предложена технология, обеспечивающая получение качественных концентратов с извлечением флюорита до 58,5 % по схеме открытого цикла.

Список литературы

1. Чантурия В. А., Шадрунова И. В., Горлова О. Е. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Устойчивое развитие горных территорий. – 2021. – Т. 13 – № 2(48) – С. 224-237.
2. Кондратьев С. А., Ростовцев В. И., Коваленко К. А. Развитие экологически безопасных технологий комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья // Горный журнал. – 2020. – № 5. – С. 39-46.
3. Киенко Л. А., Саматова Л. А., Воронова О. В., Плюснина Л. Н. Разработка и совершенствование технологии переработки тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № S9. – С. 302-307.
4. Beneventi D., Carre B., and Gandini A. Precipitation and solubility of calcium soaps in basic aqueous media. // J. Colloid Interface Sci., – 2001. – Vol. 237 – No. 1. – P. 142-144.
5. Киенко Л. А., Воронова О. В., Кондратьев С. А. Влияние состава собирательных комплексов на результаты флотационного обогащения техногенных отходов Ярославской горнорудной компании // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 4. – С. 152-159.
6. 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. 150-159.
7. Киенко Л. А., Воронова О. В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 78-83.
8. Классен В. И., Недогоров Д. И., Дебердеев И. Х. Шламы во флотационном процессе. – М.: Недра, 1969. – 160 с.
9. Кузькин А. С., Пуговкина В. И. О механическом переходе минералов различной крупности в пенный продукт флотации // Флотация тонковкрапленных руд. – Л.: Наука, 1985. – С. 103-110.
10. Киенко Л. А., Воронова О. В. Селективная флотация тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд в условиях повышения дисперсной однородности пульпы // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 1. – С. 176-182.

РАЗРАБОТКА СТАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ФЛОТАЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ДАННЫХ

Сидорович А. С., Киселева А. В., Купцова А. В.
АО «Механобр инжиниринг», Санкт-Петербург, Россия

Введение

Непостоянство состава комплексных руд цветных металлов в границах одного месторождения зачастую приводит к необходимости повторного исследования обогатимости проб для корректировки технологического регламента. При этом изменения технологических показателей могут оказаться малы по сравнению с исходными значениями, и для получения достоверных сведений об их величине требуется большой объем лабораторных работ [5]. Определение основных закономерностей флотационного обогащения изучаемой руды, а именно изучение кинетики флотации минералов на некоторой представительной пробе, может служить основой для моделирования технологической схемы и прогнозирования показателей ее работы при условии сохранения принципиального вещественного состава исходного питания, но с изменением содержания определенных компонентов в нем [3, 8]. С этой целью в АО «Механобр инжиниринг» используют модуль для моделирования технологических схем *HSC Sim Flowsheet Module* (версия 9.9.2.3) программного обеспечения HSC Chemistry 9 [2], позволяющий автоматизировать технологические расчеты и прогнозировать технологические показатели.

Материалы и методы исследования

В качестве объекта исследования использовалась технологическая проба золото-медно-магнетитовой руды, характеризующаяся высоким (31,5 %) содержанием рудных минералов и сложным составом вмещающих пород. Вещественный состав исходной руды определен с помощью количественного оптического анализа, рентгенофазового (РФА), рентгеноспектрального микроанализа (РСМА), химического и фазового анализов (табл. 1).

Таблица 1 – Вещественный состав исходной пробы руды

Минерал, группа минералов	Содержание, масс. %	Минерал, группа минералов	Содержание, масс. %
Халькопирит	1,78	Прочие сульфиды	0,02
Сульфиды железа (пирит, марказит, пирротин)	2,76	Нерудные минералы	64,84
Оксиды железа (магнетит, гематит, гидроокислы)	30,60	Сумма	100,00

Содержание элементов в продуктах обогащения определялось в аккредитованной химической лаборатории методом атомно-эмиссионной спектро-

скопии с индуктивно-связанной плазмой (АЭС-ИСП, ICP-AES) в соответствии с СТО АЦ 3.001-2016¹ (медь, железо) и титриметрическим методом в соответствии с НСАМ №352-Х² (сера). Количественный минералогический анализ продуктов обогащения производился с помощью взаимодополняющих количественного оптического и химического анализов по трем компонентам – меди, железу, сере. Оптический анализ продуктов обогащения проводился с использованием анализатора фрагментов микроструктуры твердых тел «Минерал С7»³ на базе микроскопа SorTop RX-50 со встроенным модулем для автоматической сегментации слабоконтрастных минералов, использующего алгоритмы искусственного интеллекта. С учетом данных автоматического минералогического анализа содержания основных рудных минералов корректировались с использованием нормативно-молекулярного метода Ниггли.

Методика проведения исследований

Сбор экспериментальных данных проводился путем наработки необходимого и достаточного объема конечных и промежуточных продуктов основной флотации. Опыты по наработке материала проводились в открытом цикле. Технологический режим флотации не имеет прямого отношения к теме настоящей работы, поэтому остается без уточнения. Полученные продукты были разделены на классы крупности $-0,1+0,032$ мм и $-0,032+0$ мм, от которых были отобраны представительные пробы для химического и оптического анализов. Препараты для оптического анализа (аншлифы) были изготовлены специалистами⁴ АО «Механобр инжиниринг». Вещественный состав каждой фракции определялся по совокупным результатам анализов.

Порядок обработки экспериментальных данных

Автоматизация обработки микроизображений. Автоматизация подсчета и идентификации минеральных зерен позволяет существенно ускорить проведение анализа и повысить его точность за счет обработки большего числа зерен [7]. В АО «Механобр инжиниринг» применяется методика автоматической обработки изображений на анализаторе «Минерал С7» как по цветовым характеристикам, так и с использованием технологии глубокого машинного обучения для определения контура зерен нерудных минералов (рис. 1).

¹ СТО АЦ 3.001–2016. Методика (метод) измерений. Породы горные, руды, продукты их переработки. Определение массовых долей элементов атомно-эмиссионным методом с индуктивно связанной плазмой. – ФГУП «ВИМС», 2025.

² НСАМ №352-Х. Определение общего содержания серы сжиганием в токе кислорода в горных породах, рудах и продуктах их переработки титриметрическим методом. – ФГУП «ВИМС», 2025.

³ Автоматизированный анализатор для оптико-минералогических исследований горных пород, руды и рудных концентратов «Минерал С7». Номер в Государственном реестре средств измерений 27438-10. Свидетельство ОС.С.31.058.А № 40862. Соответствует ТУ 4317-001-12285114-2004.

⁴ Авторы выражают благодарность сотрудникам отдела технологических исследований АО «Механобр инжиниринг» инженеру Свешникову Н. А. и научному сотруднику Поповой Е. А. за изготовление препаратов и проведение автоматизированного минералогического анализа.

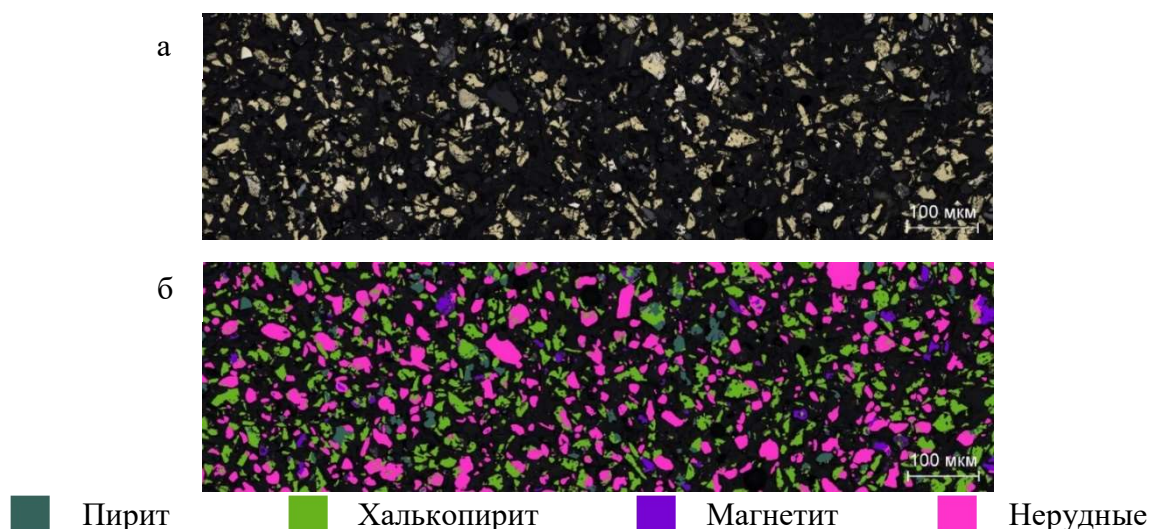


Рисунок 1 – Панорамное изображение препарата:

а – до обработки; б – после обработки изображения с помощью ПО «Минерал С7»

Анализ изображений препаратов позволяет количественно определить массовую долю минерала, содержание свободных зерен, долю минерала в сростках с другими минералами и распределение их по размерам. Согласование данных оптического анализа с результатами химического анализа позволяет количественно и качественно описать вещественный состав продуктов, который необходим для расчета параметров уравнения кинетики флотации и создания статической модели.

Автоматизация технологических расчетов. Для моделирования обогащательного процесса с помощью HSC Chemistry 9 (модуль *HSC Sim Flowsheet Module*, версия 9.9.2.3) после компоновки схемы цепи аппаратов задаются параметры питания в меню *Stream Setup*: производительность по твердому, производительность по воде, список анализируемых минералов, гранулометрический состав с распределением минералов по классам крупности. Каждой единице оборудования нужно задать математические модели, в соответствии с которыми будут рассчитываться параметры происходящих в них процессов. Далее с помощью инструмента *Mass Balance* требуется задать тип потоков (*Solids/Slurry*), выбрать переменные (минералы, классы крупности и т.д.), по которым будет вестись расчет массового баланса, задать необходимые классы крупности и ввести данные по вещественному составу фракций (*Measurement Data*). Результаты оценочного расчета массового баланса по экспериментальным данным являются основой для дальнейшей работы модели.

Для моделирования разделения минеральных частиц по флотирруемости в камерах флотомашин необходимо рассчитать параметры уравнения кинетики флотации (инструмент *Model Fit*) и задать их в модель агитационного чана, в котором, согласно алгоритмам программы, минеральным частицам присваиваются различия во флотирруемости. Например, при фракционном сьеме пенного продукта I и II операций основной флотации соответственно

получены 3 и 2 экспериментальные точки, содержащие сведения об извлечении зерен халькопирита, пирита, магнетита и нерудных минералов двух классов крупности. Согласование экспериментальных данных с кинетической моделью флотации первого порядка с прямоугольным распределением флотиремости [1] позволяет рассчитать параметры предельного извлечения R_{∞} , % и константу скорости флотации $k_{\max}$, мин⁻¹ для минеральных частиц различных классов крупности и внедрить их в модель агитационного чана. После этого становится возможен расчет статической модели основной флотации (рис. 2). Для объединения фракционных продуктов можно использовать любой приемник, предварительно задав ему модель идеального смесителя (*Perfect Mixer*).

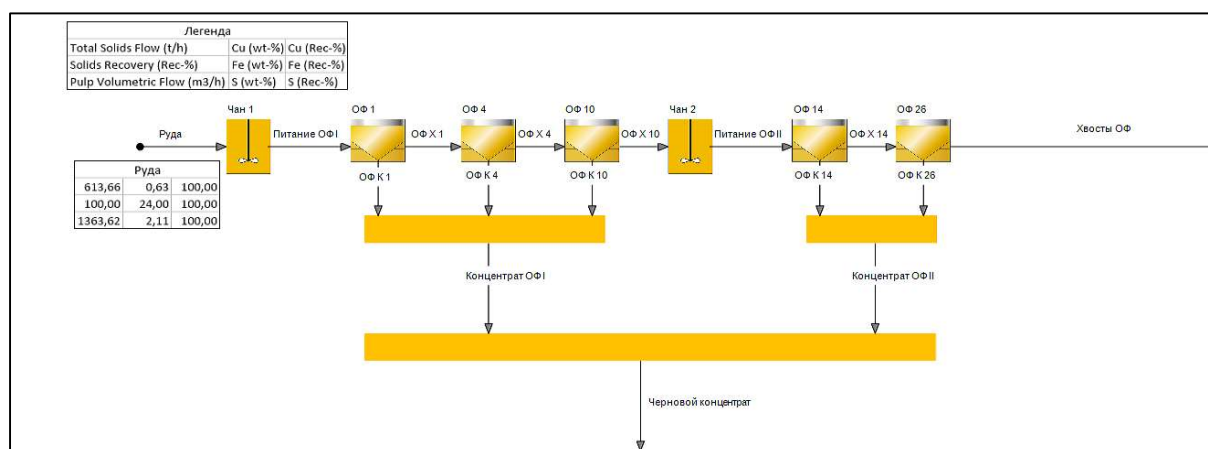


Рисунок 2 – Модель основной флотации

Массовый баланс – экспериментальный и рассчитанный с помощью ПО, приведен в табл. 2.

Таблица 2 – Баланс элементов по продуктам обогащения

Продукт	Выход, %	Содержание, %			Извлечение, %		
		Cu	Fe	S	Cu	Fe	S
Результаты лабораторных опытов							
Концентрат ОФ I	9,12	6,12	18,69	14,10	88,59	7,10	60,94
Концентрат ОФ II	2,55	0,77	15,65	3,63	3,12	1,66	4,39
Черновой конц-т	11,67	4,95	18,03	11,81	91,71	8,77	65,33
Хвосты ОФ	88,33	0,06	24,79	0,83	8,29	91,23	34,67
Руда	100,00	0,63	24,00	2,11	100,00	100,00	100,00
Результаты работы статической модели							
Концентрат ОФ I	7,57	7,31	18,48	16,07	88,66	5,83	57,71
Концентрат ОФ II	0,54	1,19	11,72	3,45	1,03	0,26	0,88
Черновой конц-т	8,11	6,90	18,03	15,23	89,69	6,09	58,59
Хвосты ОФ	91,89	0,07	24,53	0,95	10,31	93,91	41,41
Руда	100,00	0,63	24,00	2,11	100,00	100,00	100,00

Обсуждение результатов

В силу известных упрощений моделируемой системы, в том числе за счет исключения из рассмотрения многообразия нерудных минералов и сведения их к одной условной минеральной фазе с абсолютной плотностью, соответствующей кварцу SiO_2 , наблюдаются различия между экспериментальными и прогнозными значениями выходов продуктов. Также необходимо учитывать, что в настоящей модели все минеральные зерна считаются полностью раскрытыми [6], что может приводить к завышению показателей содержания. Оценивая качество модели по величине суммы квадратов отклонений измеренных и прогнозных значений [4], можно говорить о том, что для 71,4 % точек величина этого критерия не превышает 5 (рис. 3 – красные маркеры).

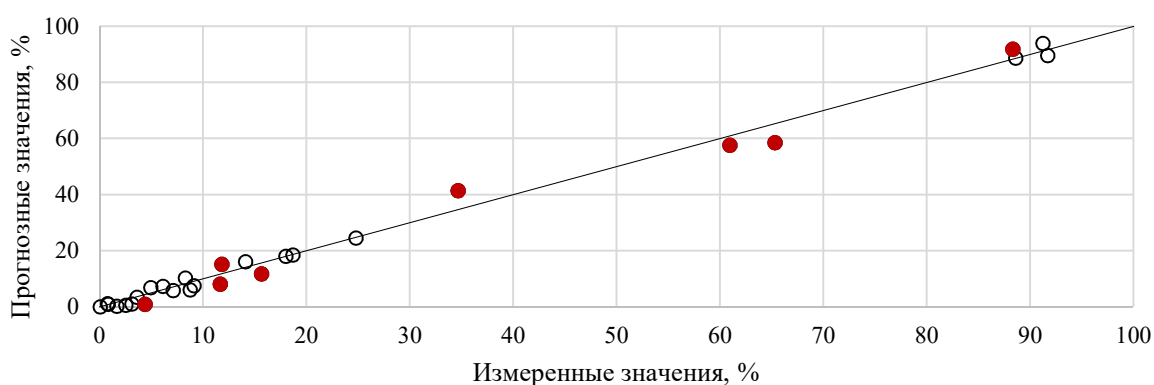


Рисунок 3 – Оценка сходимости измеренных и прогнозных значений

Заключение

Практика моделирования схем обогащения позволяет повысить достоверность результатов технологических расчетов за счет статистической обработки исходных экспериментальных данных и их внедрения в стандартные модели обогатительных аппаратов. Рассмотренный пример модели основной флотации комплексной руды показал актуальный подход АО «Механобр инжиниринг» к оптимизации решения технологических и исследовательских задач в области переработки минерального сырья. Согласованная работа минералогов и технологов в данном направлении открывает возможности для дальнейшего повышения качества модели и ее развития для прогнозирования технологических показателей всех продуктов схемы при работе в замкнутом цикле.

Список литературы

1. Bu Xiangning [и др.] Kinetics of Flotation. Order of Process, Rate Constant Distribution and Ultimate Recovery // Physicochemical Problems of Mineral Processing. – 2017. – 53(1). – P. 342-365. – ISSN 2084-4735 (online).
2. Kentala J.-P. [и др.] HSC Sim Flowsheet Module, ver: 9.9.2.3. © Outotec 1974-2019.
3. Korolev I. [и др.] XXIX International Mineral Processing Congress (IMPC-2018) // HSC Sim® Simulation Model of the Assarel Copper Flotation Circuit Based on Process Mineralogy and Metallurgical Testing. – Москва, 2018.

4. Sahoo S. K., Varma A. K. и Suresh N. Performance Evaluation of Basic Flotation Kinetic Models Using Advanced Statistical Techniques // International Journal of Coal Preparation and Utilization. – 2019. – 39 : Т. 2. – С. 65-87.
5. Козин В. З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых. – Москва : Недра, 1984. – С. 112.
6. Ламберг П. Моделирование технологий обогащения с помощью программного продукта HSC Chemistry на основе данных о степени раскрытия минералов // Цветные металлы. – 2011. – 10. – С. 98-104.
7. Нурканов Е. Ю. [и др.] VI Всероссийская молодежная научная конференция "Минералы: строение, свойства, методы исследования" // Решение задач технологической минералогии средствами автоматизированного оптико-геометрического анализа. – Екатеринбург, 2014. – С. 70-72.
8. Рубинштейн Ю. Б., Филиппов Ю. А. Кинетика флотации. – Москва : Недра, 1980. – С. 375.

УДК 622.7.01:622.34

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД НА ОСНОВЕ ПОКАЗАТЕЛЯ ПОРЦИОННОЙ КОНТРАСТНОСТИ МАШИННОГО КЛАССА КРУПНОСТИ

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

¹ФГБОУ ВО «Забайкальский государственный университет», г. Чита, Россия,

²ООО «ГРК «Быстринское», г. Чита, Россия,

³АО «Механобр инжиниринг», Санкт-Петербург, Россия

Введение

Определение оптимальной степени измельчения является одной из важнейших задач при исследовании руд на обогатимость. От степени раскрытия минералов зависит эффективность последующих процессов обогащения, в частности, флотационного передела.

Как известно, в практике технологических исследований для анализа распределения полезных компонентов между классами крупности применяется показатель порционной контрастности. Данный показатель позволяет оценивать различия по содержанию полезного компонента между фракциями и характеризовать степень раскрытия минералов в процессе измельчения.

При проведении исследований с целью определения оптимальной степени измельчения полиметаллических руд предложено учитывать особенность, связанную с выделением машинных классов крупности.

Эффективность любого обогатительного процесса определяется в основном рамками машинных классов крупности исходного питания, соответствующими рабочему диапазону крупности того или иного обогатительного аппарата. Для процессов флотации основное извлечение полезных компонентов происходит в определенном диапазоне крупности, который ограничива-

ется классом крупности (+71 мкм) в связи с содержанием основной части нераскрытого материала и шламовой фракции (10-20 мкм) вследствие переизмельченной труднофлотируемой части исходного питания флотации.

В связи с этим представляет интерес анализ распределения полезных минералов именно в пределах данного диапазона крупности.

Материалы и методы исследования

Исследования проводились на полиметаллической руде, содержащей, в частности, халькопирит и магнетит.

Исследование руды с целью определения оптимальной степени измельчения для флотационного обогащения выполнялось с применением следующих тестов и методов:

- измельчение исходного материала для обеспечения выхода готового класса -71 мкм: 50, 60, 70, 80, 90 %;
- гранулометрический анализ продуктов измельчения;
- химический анализ продуктов измельчения;
- минералогический анализ машинных классов крупности;
- технологические испытания (флотационные опыты).

Флотационные опыты проводились на флотационной машине ФМЛ-3 с объёмом камеры 3 литра.

Минералогический анализ выполнялся на микроскопе Olympus BX53 с использованием программного комплекса «Минерал С7», обеспечивающего автоматическое распознавание минералов.

При проведении минералогического исследования анализировалось на раскрываемость по 2500-3000 зерен в каждом измельченном продукте, что обеспечило статистическую достоверность полученных результатов.

Содержание полезных минералов в классах крупности машинного диапазона определялось на основе результатов минералогического анализа, тогда как для крупной (+71 мкм) и шламовой фракции (-20 мкм) использовались данные гранулометрического и химического анализов, что позволило упростить методику исследований и значительно сократить объем минералогического анализа.

Расчет показателя порционной контрастности выполнялся на основе результатов минералогического анализа с учетом степени раскрываемости халькопирита во фракциях машинного класса крупности (-71+20 мкм), а также с учетом выхода и содержания меди в крупной и шламовой фракциях.

Результаты исследований

В результате исследований была построена зависимость показателя контрастности для халькопирита от выхода готового класса -71 мкм (рис. 1).

Анализ графической зависимости показателя контрастности от выхода готового класса -71 мкм (рис. 1) позволяет определить оптимальную область раскрытия халькопирита в машинном классе крупности, которая составляет 77-80 %.

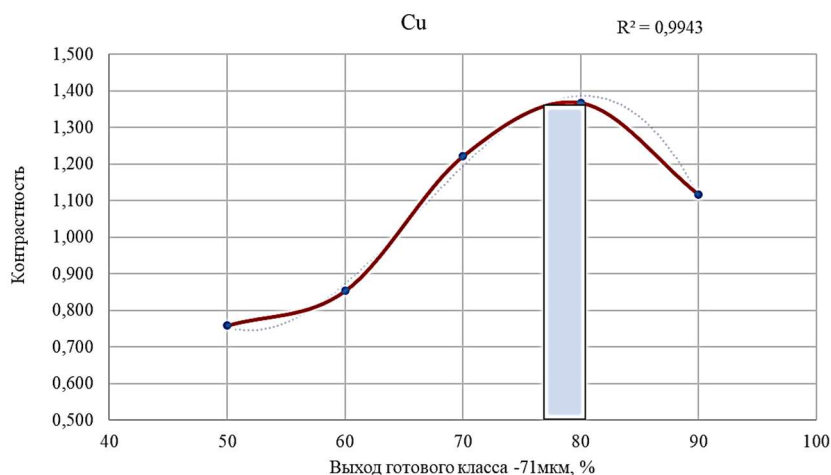


Рисунок 4 – Изменение показателя порционной контрастности для халькопирита от выхода класса -71 мкм

По результатам флотационных тестов, проведенных в одинаковых реагентных и технологических условиях, но с различной степенью измельчения установлено максимальное извлечение 94,97 % при выходе готового класса –71 мкм 80 %, что соответствует параметрам оптимальной области раскрытия халькопирита в машинном классе крупности для исследуемой руды.

Выводы:

1. Полученные результаты исследований с целью определения оптимальной степени измельчения полиметаллических руд свидетельствуют о том, что распределение полезных минералов в пределах машинного класса может служить важным критерием при определении оптимальной степени измельчения.

2. Предложенный подход по определению оптимальных параметров измельчения на основе изучения зависимости показателя порционной контрастности машинного класса крупности от степени измельчения может успешно применяться при оптимизации процессов рудоподготовки полиметаллических руд.

Список литературы

1. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость : учебное пособие для студентов вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» направления подготовки «Горное дело» / В. З. Козин; Федеральное агентство по образованию, Гос. образовательное учреждение высш. профессионального образования «Уральский гос. горный ун-т». – Екатеринбург: Уральский гос. горный ун-т, 2009. – 379 с. – ISBN 978-5-8019-0176-3. – EDN QNCGSJ.
2. Козин В. З. Закономерности раскрытия минеральных фаз и формы их представления и использования // Плаксинские чтения – 2010: материалы междунар. совещания. Казань – Москва, 2010. С. 117–120.
3. Купцова А. В. Применение минералого-аналитических методов определения параметров раскрытия минералов / А. В. Купцова, О. П. Мезенцева, А. Н. Храмов // Горный журнал. – 2014. – № 11. – С. 34-39. – EDN SZEWT.

4. Лабудин В. С. Лабораторные исследования раскрываемости минералов карбонатно-флюоритовой руды месторождения «Эгитинское» / В. С. Лабудин, А. Н. Храмов // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2023. – Т. 29, № 4. – С. 95-104. – DOI 10.2109/2227-9245-2023-29-4-95-104. – EDN RVKWJD.

УДК 622.778

ПРИМЕНЕНИЕ РАЗМАГНИЧИВАНИЯ МАГNETИТОВЫХ ПУЛЬП ПЕРЕД КЛАССИФИКАЦИЕЙ В ГИДРОЦИКЛОНАХ

Пелевин А. Е.

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

В магнитном поле мелкие частицы магнетита намагничиваются, притягиваются друг к другу и образуют укрупнённые агрегаты, называемые флокулами [1]. Магнитная флокуляция магнетита отрицательно сказывается на разделении по крупности в гидравлических грохотах [2, 3] и в гидроциклонах [4], так как размер флокул больше, чем размер отдельных частиц магнетита.

После выхода магнетитовой флокулы из зоны действия магнитного поля сепаратора её намагниченность уменьшится до значения остаточной намагниченности магнетита или титаномагнетита. Поэтому флокула распадётся на несколько более мелких агрегатов-флокул. Способность отдельных частиц магнетита длительный промежуток времени сохранять остаточную намагниченность и образовывать устойчивые к внешним механическим воздействиям флокулы определяет коэрцитивная сила магнетита и титаномагнетита. Чем выше коэрцитивная сила, тем больше частиц будет содержаться в отдельной флокуле.

Для снижения отрицательного эффекта флокулообразования применяют размагничивание (дефлокуляцию) с помощью переменного магнитного поля в размагничивающих аппаратах. В размагничивающих аппаратах переменное магнитное поле постепенно снижается от 0,05 до 0 Тл.

В табл. 1 приведены результаты промышленного применения размагничивания питания гидроциклонов второй стадии измельчения титаномагнетитовой руды Гусевгорского месторождения.

Таблица 1 – Результаты применения операции размагничивания перед классификацией в гидроциклонах ГЦ-710 (титаномагнетитовая руда)

Выход слива (к операции), %	Массовая доля класса –71 мкм, %			Эффективность классификации, %
	в питании	в сливе	в песках	
Размагничивающий аппарат с электромагнитной системой (РА-4)				
22,4	26,5	65,0	15,4	44,2
Экспериментальный размагничивающий аппарат с системой из постоянных магнитов				
22,7	29,6	62,6	19,9	36,0
Без размагничивания				
27,7	36,2	54,2	29,3	21,6

Результаты испытаний показали, что применение размагничивающего аппарата РА-4 с электромагнитной системой, создающей переменное магнитное поле с частотой 50 Гц, позволило увеличить эффективность классификации в гидроциклонах на 22,6 % (с 21,6 до 44,2 %). Массовая доля класса –71 мкм в песках снизилась на 13,9 % (с 29,3 до 15,4 %), массовая доля класса –71 мкм в сливе гидроциклонов увеличилась на 10,8 % (с 54,2 до 65,0 %). Это привело к снижению переизмельчения титаномагнетита и к увеличению удельной производительности мельницы по классу –71 мкм.

Испытания экспериментального образца размагничивающего аппарата с системой из постоянных магнитов с целью снижения расхода электроэнергии на производство концентрата также привели к положительному эффекту. Но прирост показателей классификации оказался ниже: эффективность классификации в гидроциклонах повысилась на 14,4 % (с 21,6 до 36 %). Массовая доля класса –71 мкм в песках снизилась на 9,4 % (с 29,3 до 19,9 %), массовая доля класса –71 мкм в сливе гидроциклонов увеличилась на 8,4 % (с 54,2 до 62,6 %). Это связано с более низкой частотой переменного магнитного поля размагничивающего аппарата с системой из постоянных магнитов. Поэтому размагничивающий аппарат с системой из постоянных магнитов не был принят к промышленному применению.

В настоящее время практически на всех железорудных предприятиях питание гидроциклонов подвергается размагничиванию.

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2003. – 157 с.
2. Пелевин А. Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. 2007. № 3. С. 10-15.
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., Сытых Н. А. Сравнение использования гидроциклонов и грохотов в замкнутом цикле измельчения титаномагнетитовой руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2022. № 5. С. 154-166.

УДК 622.778

РАЗДЕЛЬНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ РАЗНОВИДНОСТЕЙ РУДЫ СУТАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Пелевин А. Е.

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

Для повышения качества магнетитового концентрата можно использовать различные методы обогащения, такие как флотация, магнитно-гравитационная сепарация, обогащение в переменном магнитном поле [1-3]. Использование тонкого гидравлического грохочения в схемах обогащения также

приводит к повышению массовой доли железа в концентрате [4-6]. Кроме вышеперечисленных методов добиться повышения качества концентрата можно путём отдельного обогащения разновидностей руды [7].

В табл. 1 приведены результаты укрупнённых лабораторных испытаний по обогащению разновидностей руды Сутарского месторождения и результаты обогащения рудной шихты, составленной из разновидностей.

Таблица 1 – Результаты обогащения разновидностей железистых кварцитов Сутарского месторождения и рудной шихты, составленной из разновидностей

Продукт	Выход, %	Массовая доля, %			Извлечение Fe, %
		Fe _{общее}	Fe _{магн}	SiO ₂	
Магнетитовый тип руды, силикат-магнетитовая разновидность (Fe _{магн} /Fe=0,82)					
Концентрат	41,28	66,87	—	3,56	81,91
Хвосты	58,72	10,38	0,28	—	18,09
Исходный	100,00	33,70	27,60	—	100,00
Магнетитовый тип руды, силикат-гематит-магнетитовая разновидность (Fe _{магн} /Fe=0,61)					
Концентрат	34,49	66,60	—	4,35	69,60
Хвосты	65,51	15,31	0,25	—	30,40
Исходный	100,00	33,00	20,20	—	100,00
Гематитовый тип руды, магнетит-гематитовая разновидность (Fe _{магн} /Fe=0,40)					
Концентрат	21,16	67,30	—	3,61	40,34
Хвосты	78,84	26,71	0,45	—	59,66
Исходный	100,00	35,30	14,10	—	100,00
Гематитовый тип руды, гематит-мартитовая разновидность (Fe _{магн} /Fe=0,31)					
Концентрат	17,30	68,36	—	2,90	33,68
Хвосты	82,70	28,14	0,44	—	66,32
Исходный	100,00	35,10	10,90	—	100,00
Шихта из разновидностей руды (Fe _{магн} /Fe=0,62)					
Концентрат	33,08	65,43	—	5,93	64,48
Хвосты	66,92	17,82	0,60	—	35,52
Исходная руда	100,00	33,57	20,96	—	100,00

Схема обогащения состояла из трёх стадий измельчения и мокрой магнитной сепарации (ММС) и обесшламливания измельчённых продуктов второй и третьей стадий. Конечная крупность железного концентрата составила 98 % класса -44 мкм.

Обогащение разновидностей магнетитовой руды позволило получить концентраты с содержанием железа 66,6–66,87 % и с содержанием диоксида кремния 3,56–4,35 %. Из разновидностей гематитовой руды получены более богатые концентраты с содержанием железа 67,3–68,36 % и с более низким содержанием диоксида кремния 2,90–3,61 %, но при меньшем выходе концентрата по сравнению с магнетитовым типом руды. Обогащение рудной шихты привело к получению концентрата с более низким содержанием железа

(65,43 %) и с более высоким содержанием диоксида кремния (5,93 %) по сравнению со всеми испытанными разновидностями руды. Это говорит о более высокой обогатимости разновидностей руды по сравнению с рудной шихтой.

Содержание железа в хвостах обогащения в основном зависит от содержания гематита в разновидности руды (от отношения $Fe_{\text{магн}}/Fe$). Поэтому при обогащении гематитового типа руды содержание железа в хвостах обогащения (26,71–28,14 %) значительно выше, чем при обогащении магнетитового типа руды (10,38–15,31 %).

Список литературы

1. Александрова Т. Н., Чантурия А. В. Выбор схемы рудоподготовки железистых кварцитов по результатам имитационного моделирования // Обогащение руд. 2023. № 1. С. 3–9.
2. Пелевин А. Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем сепарации в переменном магнитном поле // Чёрные металлы. 2021. № 5. С. 4–9.
3. Юшина Т. И., Чантурия Е. Л., Думов А. М., Мясков А. В. Современные тенденции в развитии технологий переработки железных руд // Горный журнал. 2021. № 11.
4. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2020. № 3-1. С. 422–430.
5. Пелевин А. Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. 2007. № 3. С. 10–15.
6. Пелевин А. Е., Лазебная М. В. Применение грохотов «Деррик» в замкнутом цикле измельчения на ОАО «Комбинат КМАруда» // Обогащение руд. 2009. № 2. С. 4–8.
7. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2003. – 157 с.

УДК 622.7.016

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ПЕРВОУРАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Дмитриев А. Н.¹, Злобин В. Г.², Пелевин А. Е.³, Витькина Г. Ю.¹

¹ИМЕТ УрО РАН, г. Екатеринбург, Россия; ²ОАО «Уралтрубпром», г. Первоуральск, Россия; ³ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», г. Екатеринбург, Россия

Введение

В современной металлургической отрасли Российской Федерации актуальной задачей является повышение качества железных концентратов [1]. Увеличение содержания железа в концентрате позволяет снизить удельные затраты на производство чугуна, уменьшить содержание кремнезёма и вредных примесей в агломерате и окатышах, что повышает эффективность доменного процесса. Для российских предприятий, таких как АО «Лебединский ГОК» и АО «Михайловский ГОК», модернизация производственной базы направлена именно на получение высококачественного сырья [2, 3].

Общим недостатком применяемых технологий доводки концентрата являются повышенные потери железа с хвостами обогащения [4]. На ОАО «Первоуральское рудоуправление» получают бедный железный концентрат с содержанием железа 33-34 %, который не пользуется спросом у потребителей. В связи с этим разработка технологий получения концентратов для производства окатышей (с содержанием класса -0,071 мм не менее 92 %) является стратегически важной для вовлечения запасов Первоуральского месторождения в промышленную переработку.

Характеристика исходного сырья и минералогический состав

Первоуральское месторождение титаномагнетитовых руд расположено в южной части пироксенит-горнблендитовой полосы Ревдинского габбрового массива. Руды представлены двумя основными типами: массивными (сплошными или шлировыми) и вкрапленными. Массивные руды имеют незначительное распространение (2,2 % утвержденных запасов), вкрапленный тип руд представляет основную массу месторождения (97,8 %) [5].

Основными рудными минералами являются титаномагнетит и ильменит. В незначительном количестве присутствуют гематит, халькопирит, пирит. Нерудные минералы представлены главным образом роговой обманкой, пироксеном, плагиоклазом и хлоритом. Титаномагнетит является главным рудным минералом, определяющим магнитные свойства продукта [5].

Исходным продуктом для исследования являлась проба суммарного бедного железного концентрата, отобранная на сборном конвейере. Средние содержания в исходной пробе составили: Fe – 34,04 %; TiO_2 – 4,28 %; V_2O_5 – 0,27 %. Продукт имеет повышенную крупность (P95 40 мм), что требует его додробливания в промышленных условиях. Содержание железа в целом снижается при уменьшении крупности класса исходного продукта. Продукт с крупностью -70+6 мм является наиболее продуктивным, в нём содержится 84,21 % железа от всего железа исходного продукта.

Методика исследований

Авторами статьи была поставлена задача разработать технические решения по получению двух концентратов: концентрата № 1 «повышенного» качества (не менее 65 % $Fe_{общ}$) и концентрата № 2 стандартного качества (не менее 62 % $Fe_{общ}$).

Для получения концентрата № 1 использовали «усиленную» трёхстадиальную схему (№ 1) с повышенной продолжительностью измельчения в третьей стадии. Крупность концентрата – более 98 % класса -0,071 мм. Дополнительно в схему ввели перечистные операции в стадиях мокрой магнитной сепарации (ММС) [6].

Для получения концентрата № 2 использовали максимально простую трёхстадиальную схему (№ 2) с пониженной продолжительностью измельчения в третьей стадии. Крупность концентрата – 92-93 % класса -0,071 мм. Из схемы исключили перечистные операции в стадиях ММС.

Мокрое стержневое измельчение моделировалось с помощью сухого дробления руды до крупности -1,4+0 мм. Шаровое измельчение промежуточных продуктов выполнили в лабораторной барабанной мельнице. Мокрая магнитная сепарация была выполнена на барабанных сепараторах ($B = 0,1$ Тл).

Результаты исследований и обсуждение

В результате исследований получен высококачественный концентрат № 1 с содержанием железа 66,5 %. Выход концентрата составил 38,45 % при извлечении железа 75,4 %. Содержание класса -0,071 мм в концентрате составило 98,5 %.

Также получен концентрат № 2 с содержанием железа 64,91 %. Выход концентрата составил 40,05 % при извлечении железа 76,86 %. Содержание класса -0,071 мм – 92,8 %.

Технологические балансы обогащения бедного концентрата для обеих схем приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Технологический баланс обогащения бедного концентрата

Продукт	Схема № 1			Схема № 2		
	Выход, %	Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход, %	Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	38,45	66,50	75,40	40,05	64,91	76,86
Хвосты	61,55	13,55	24,60	59,95	13,06	23,14
Исходный	100,00	33,91	100,00	100,00	33,82	100,00

При использовании схемы № 2 по сравнению со схемой № 1 увеличился выход концентрата и извлечение железа в концентрат. Однако это привело к снижению содержания железа в концентрате.

Важным аспектом являлась оценка фазового состава полученных продуктов. Исследования элементного состава пробы концентрата повышенного качества с помощью электронного сканирующего микроскопа показали, что содержание железа в зёрнах титаномагнетита составляет 68,32-68,88 % [5]. Наличие в концентрате зёрен ильменита (содержание $Fe_{общ}$ 37 %) и породных минералов (содержание $Fe_{общ}$ 5,64 %) влияет на общее содержание железа. В табл. 2 приведены данные элементного состава отдельных зёрен.

Таблица 2 – Элементный состав пробы концентрата и отдельных зёрен

Объект исследования	Fe, %	TiO ₂ , %	SiO ₂ , %	Примечание
Суммарная проба концентрата	66,73	1,68	4,03	Данные СЭМ
Зерно титаномагнетита	68,88	2,00	0,36	Чистый минерал
Зерно ильменита	36,97	49,08	0,46	Примесь
Породная частица	5,64	-	40,87	Вкрапленность

Содержание железа в исходном бедном концентрате ОАО «Первоуральское рудоуправление» выше в два раза по сравнению с рудой Качканар-

ского ГОКа (32 против 16 %) [4]. Поэтому можно ожидать достижения технико-экономической эффективности даже при весьма низких объёмах производства. Это особенно актуально в условиях необходимости импортозамещения высококачественного железорудного сырья в Уральском металлургическом кластере.

Заключение

Выполненный анализ результатов исследований института «Уралмеханобр» (1987 г.) и проведённые предварительные исследования показали, что бедный концентрат сухой магнитной сепарации ОАО «Первоуральское рудоправление» обладает повышенной обогатимостью [5].

По схеме № 1 получен высококачественный концентрат с содержанием железа 66,5 % при выходе 38,45 %.

По схеме № 2 получен концентрат с содержанием железа 64,9 % при выходе 40,05 %.

Разработанные элементы технологических схем требуют последующего уточнения в связи с повышенной крупностью исходного продукта и возможностью его додрабливания на предприятии.

Полученные концентраты соответствуют требованиям к сырью для производства окатышей, что подтверждает новизну и практическую значимость разработки для отечественной металлургической промышленности.

Список литературы

1. Эрикссон М., Лёф А., Лёф О. Обзор мирового рынка железной руды за 2019-2020 годы // Горная промышленность. – 2021. – № 1. – С. 74-82.
2. Сенченко А. Е., Куликов Ю. В., Токаренко А. В. Технологические исследования – основа успешной модернизации производственной базы АО «Лебединский ГОК» // Горный журнал. – 2022. – № 6. – С. 59-67.
3. Исмагилов Р. И., Баскаев П. М., Игнатова Т. В., Шелепов Э. В. Перспективы расширения минерально-сырьевой базы железных руд за счет вовлечения в переработку окисленных железистых кварцитов Михайловского месторождения // Обогащение руд. – 2020. – № 3. – С. 19-24.
4. Пелевин А. Е. Технологии обогащения железных руд России и пути повышения их эффективности // Записки Горного института. – 2022. – Т. 256. – С. 579-592.
5. Испытания технологии глубокого обогащения Первоуральских титаномагнетитовых руд применительно к технологии действующих комбинатов: Отчёт о НИР. Уралмеханобр. Руководитель Н. Ю. Боярчук. – Екатеринбург. – 1987. – 83 с.
6. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадиальное выделение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. – 2016. – № 4. – С. 10-15.

ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБРАБОТКЕ ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПЕЙ

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

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

²ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

Предшествующие научные работы показали, что ключевой проблемой обогащения алмазодержащих песков россыпных месторождений Западной Якутии методом тяжелосредной сепарации (ТСС) является необходимость сокращения (повышения качества) черновых гравитационных концентратов [1].

При изучении вещественного состава проб алмазодержащих песков россыпных месторождений Западной Якутии отмечено высокое содержание минералов тяжелой фракции, включающих магнетит и сидерит. С учетом их магнитных свойств и объемов присутствия обоснована возможность применения магнитной сепарации для удаления этих минералов, что обеспечивает возможность сокращения выхода концентрата ТСС при переработке аналогичного сырья [1].

Испытания по оценке технологической эффективности применения магнитной сепарации как способа повышения качества черновых концентратов ТСС были выполнены при последовательном использовании слабомагнитных (до 0,2 Тл) и сильномагнитных (до 1,4 Тл) сепараторов.

Объектом исследования для экспериментального процесса двухстадийной магнитной сепарации являлась проба гравитационного концентрата ТСС россыпных месторождений класса крупности -6+1 мм.

Фракционным анализом алмазодержащих песков, проведенным в лабораторных условиях, установлено, что алмазодержащие пески представлены на 93,40 % фракцией >3,5 г/см³ и имеют в составе сростки с содержанием сидерита 81,75 % (табл. 1).

**Таблица 1 – Минеральный состав фракций концентрата ТСС
алмазодержащих песков -6+1 мм (% масс.)**

Плотность, г/см ³	Выход, %	Сидерит	Кварц	Пирит	Пироп	Кальцит	Доломит	Прочие	Итого
<3,4	2,5	65,4	28,9	1,2	1,7	0,9	0,9	1,0	100,0
3,4-3,5	4,1	77,1	18,3	0,7	1,6	0,7	0,5	1,1	100,0
3,5-3,6	30,6	79,6	16,1	0,8	1,9	0,5	0,2	0,9	100,0
>3,6	62,8	82,8	12,9	0,8	2,0	0,2	0,2	1,1	100,0

Результатом анализа минерального состава фракций концентрата ТСС алмазодержащих песков установлено, что основная масса представлена богатыми сростками сидерита с различными минералами – кварц, пирит, пироп и др.

Исходя из этого, имеется возможность рассчитать содержание алмазов в сродке с сидеритом для оценки возможных потерь в процессе магнитной сепарации. В качестве исходных данных было принято массовое содержание сидерита в сродке 81,75 %, плотность сидерита $3,96 \text{ г/см}^3$, плотность алмаза $3,5 \text{ г/см}^3$. Для упрощения расчетов сродок сидерита с алмазом представим в форме шара. Результаты расчета представлены на рис. 1.

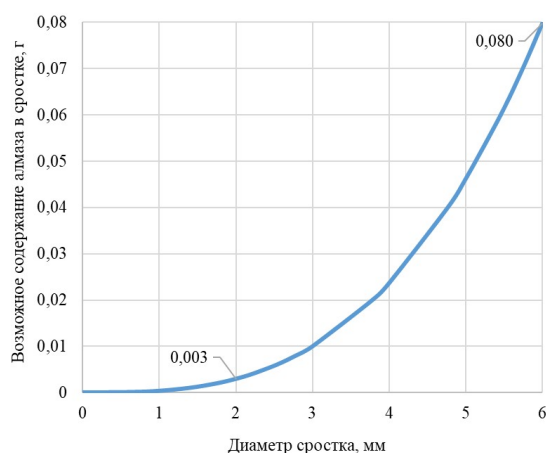


Рисунок 1 – Возможное содержание алмаза в сродке с сидеритом при магнитной сепарации песков

На основании выведенной зависимости можно сделать вывод, что возможные потери алмаза по массе со сродками крупностью 6 мм в 27 раз выше, чем со сродками 2 мм. Таким образом, для повышения сохранности и эффективности извлечения алмазов при обогащении песков особое внимание необходимо уделять классу крупности +3 мм. Исходя из этого, был проведен анализ возможных вариантов магнитной сепарации в сильном поле.

В валковом магнитном сепараторе типа ЭВС-28/9 с верхней подачей материала частицы поступают на поверхность вала в интенсивное магнитное поле (рис. 2, а). При этом расстояние от поверхности вала до дальнего края частицы будет большим для крупной частицы. Поэтому величина магнитной силы, действующей на мелкие частицы, будет выше величины магнитной силы, действующей на крупные частицы.

В валковом магнитном сепараторе типа ЭВС-10/5 с нижней подачей материала расстояние от поверхности вала до дальнего края частицы будет одинаковым для крупной и мелкой частицы (рис. 2, б). Следовательно, и величина магнитной силы будет одинаковой.

С использованием формул (1-3) была рассчитана магнитная сила (рис. 3), действующая на частицы концентрата ТСС -6+1 мм в валковом магнитном сепараторе с различной подачей материала [2, 3]:

$$f_m = a \mu_0 \chi H \text{grad} H; \quad (1)$$

$$H_x = H_h \left[1 - c \left(\frac{0,5S - x}{0,5S} \right)^n \right]^{-0,5}; \quad (2)$$

$$H_{\text{grad}} H_x = H_h^2 n c y^{n-1} / [S(1 - c y^n)^2], \quad (3)$$

где a – поправочный коэффициент (1,1); μ_0 – магнитная постоянная, Н/А²; χ – удельная магнитная восприимчивость, м³/кг; H_x – напряженность поля на расстоянии x от зубца, А/м; H_h – напряженность у плоского полюса ($x = h$), А/м; S – шаг зубцов валка, м; c – параметр, зависящий от формы зубцов и их шага; n – параметр, зависящий от формы сечения зубцов ($n \approx 2$ – треугольное сечение); $y = (S - x)/S$.

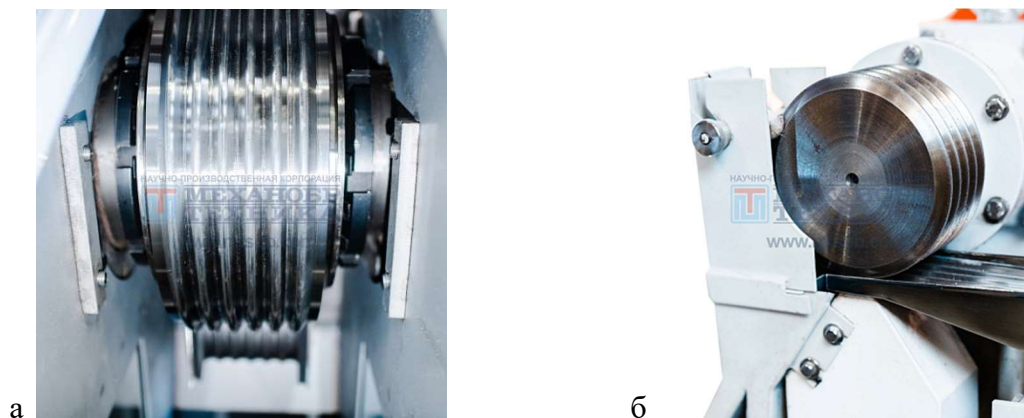


Рисунок 2 – Внешний вид валкового магнитного сепаратора:
а – с верхней подачей материала; б – с нижней подачей материала

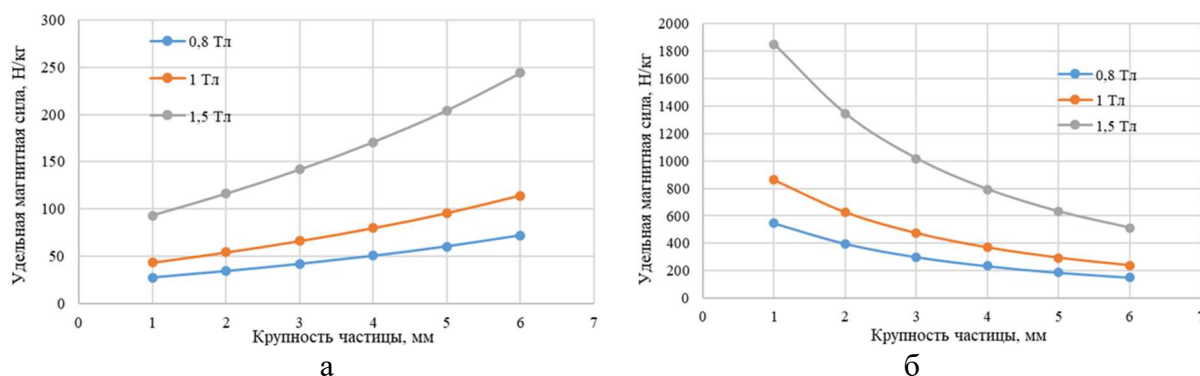


Рисунок 3 – Удельная магнитная сила концентрата ТСС алмазосодержащей россыпи:

а – верхняя подача материала; б – нижняя подача материала

При анализе кривых на рис. 3 установлено, что при магнитном поле на поверхности валка в 1,5 Тл разница в магнитной силе, действующей на частицу 3 и 1 мм (серая кривая), в абсолютных значениях становится весьма велика, что должно привести к разделению по крупности магнитного и немагнитного продуктов. Поскольку крупной частице не будет хватать магнитной силы, сростки с кристаллами алмаза +3 мм будут оставаться в немагнитном продукте, обеспечивая тем самым эффективное сокращение концентрата ТСС без потерь алмазов.

Ситовый анализ продуктов полупромышленной магнитной сепарации на ЭВМ-28/9 подтвердил разделение по крупности продуктов магнитной сепарации в сильном магнитном поле порядка 1,5 Тл (рис. 4).

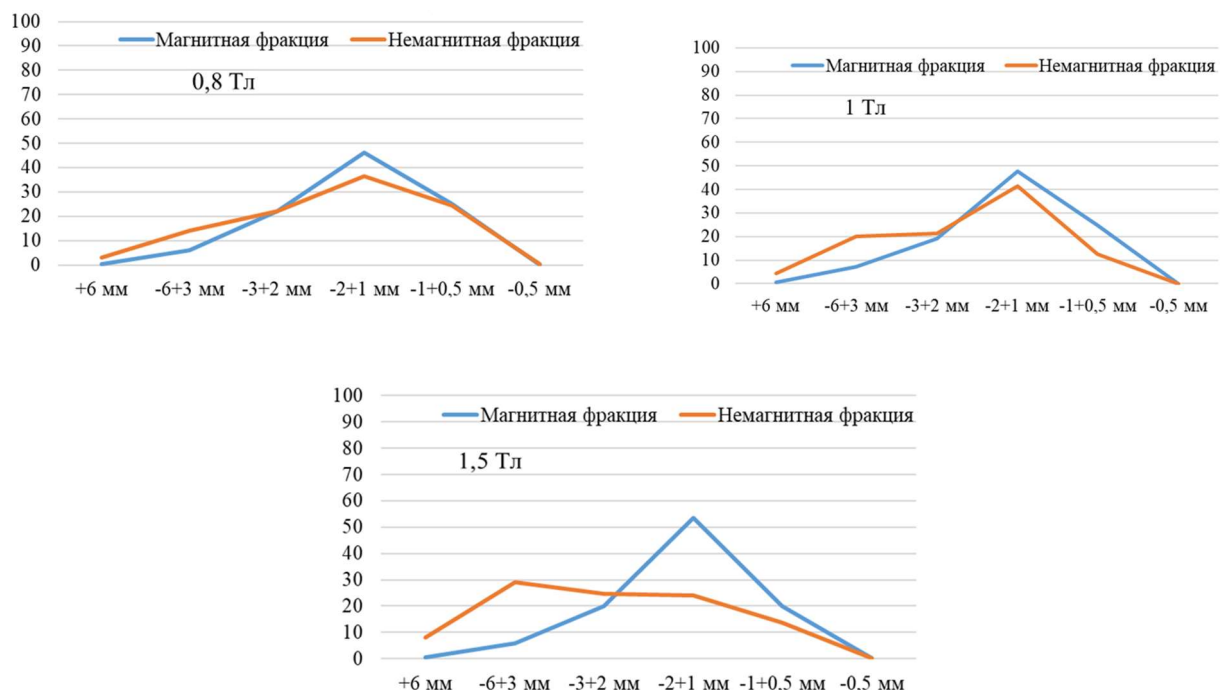


Рисунок 4 – Гранулометрическая характеристика продуктов магнитной сепарации в сильном магнитном поле

В результате выполненного комплекса исследований разработан способ, позволяющий за счет удаления сидерита сократить выход концентрата ТСС крупностью -6+1 мм на 73,3 % с сохранением алмазных кристаллов в немагнитном продукте.

Список литературы

1. Двойченкова Г. П., Тимофеев А. С., Никитина Ю. Н. Интенсификация тяжелосредной сепарации алмазосодержащего материала за счет повышения коррозионной устойчивости ферросилиция и качества полученных черновых концентратов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2024. – № 8. – С. 108-124. – DOI 10.25018/0236_1493_2024_8_0_108. – EDN UBGFMT.
2. Пелевин А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. Магнитные методы обогащения // Учебник – Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2018. – 296 с.
3. Деркач В. Г. Магнитное обогащение слабомагнитных руд // Учебник. Москва: Металлургиздат, 1954. – 296 с.

ПРИМЕНЕНИЕ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ ПРОМПРОДУКТОВ

Лавриненко А. А., Сыса П. А., Бушуев Д. А.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

Снижение качества железорудного сырья, поступающего на обогатительные фабрики, а также снижение разведанных запасов руды требует совершенствования всех применяющихся методов обогащения, в том числе, магнитного как основного метода для переработки магнетитовых кварцитов. Предприятия, сохраняющие традиционную схему мельница – классификатор – дешламатор – магнитный сепаратор, получают основной прирост содержания Fe в концентрате на первых двух стадиях обогащения, далее приходится прибегать к иным методам повышения качества: тонкое грохочение [1], флотация [2-4], т. к. магнитная сепарация не даёт существенного прироста качества после достижения содержания 65 % Fe. Высокие циркуляционные нагрузки замкнутого цикла измельчения приводят к переизмельчению рудных минералов, ошламование, что влечет за собой снижение селективности разделения магнитной сепарацией и повышение потерь тонких классов магнетита [5-7]. Низкая эффективность последних стадий обогащения связана с большим количеством сростков магнетит/кварц и повышенным образованием магнитных флокулов, в результате которого немагнитные включения механически переносятся в концентрат [8, 9]. Применяемые в промышленности барабанные магнитные сепараторы обладают рядом преимуществ, однако не позволяют получить достаточно высокое извлечение магнитной фракции.

Для решения вышеозначенных проблем был предложен новый вариант магнитного гидроциклона, учитывающий наработки при испытаниях предыдущих моделей [10]. Магнитный гидроциклон (МГЦ), в отличие от обычного сепаратора, совмещает в себе довольно существенные центробежное и магнитное воздействия на обогащаемый материал. Вследствие этого можно добиться лучших результатов, в отличие от магнитных сепараторов традиционной конструкции, где в качестве силы, противодействующей магнитной, выступает в основном сила тяжести и воздействие потока пульпы.

Целью работы является исследование возможности получения высококачественных концентратов из рядовых промпродуктов при минимальном числе операций, а также исследование возможности переработки хвостов фабрики с целью извлечения полезного компонента.

Магнитный гидроциклон новой конструкции представляет собой обычный гидроциклон с установленной на него магнитной системой в виде перевернутой стальной чаши с размещённой внутри электрической катушкой, которая расположена на сливном патрубке, выполненном из той же стали (рис. 1). В данной конструкции сливной патрубков является частью магнитной

системы и одновременно выполняет две функции: удаление восходящего потока из гидроциклона и фокусировку магнитного поля в области стыка цилиндрической и конической частей гидроциклона.

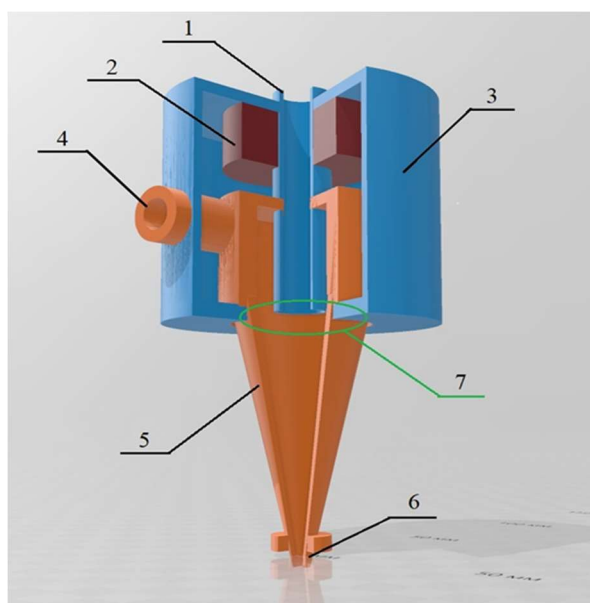


Рисунок 1 – Магнитный гидроциклон в разрезе:

1 – сливной патрубок; 2 – магнитная система; 3 – магнитопровод чашеобразной формы; 4 – входной патрубок; 5 – корпус гидроциклона; 6 – песковая насадка

Исходное питание подаётся при помощи шламового насоса через питающий патрубок 4, концентрат выводится через сливной патрубок 1, а хвосты сепарации удаляются через песковую насадку 6.

Лабораторные испытания проводились на магнетитсодержащем промпродукте крупностью 80,5 % класса $-0,074$ мм и содержанием Fe 65 %. Для испытания МГЦ на худшем по качеству материале были использованы промежуточные хвосты обогатительной фабрики, содержащие 37,5 % Fe и имеющие 95 % класса крупностью $-0,044$ мм. Исходный материал содержит мелкие свободные зерна магнетита, сростки магнетита с кварцем, гематитом, свободный гематит, сростки кварца с гематитом, кварц, мусковит, сидерит, карбонаты, силикаты.

Сначала осуществлялась подача промпродукта с содержанием Fe 65 % и устанавливался режим работы в замкнутом цикле. При подаче питания в МГЦ наблюдалась резкая смена цвета продуктов сепарации: слив темнел, а пески светлели. В результате ряда опытов были получены концентраты с содержанием 66,8-67,3 % Fe в зависимости от количества твёрдого в питании в пределах 5-15 %. Извлечение при этом варьировалось в пределах от 70 % до 85 %. Таким образом, получаются 2 продукта, один из которых является практически готовым концентратом (свыше 67 % Fe), а другой (менее 60 % Fe) может быть дополнительно доизмельчён и очищен или использован как сырьё для доменного передела.

Также была проверена возможность доизвлечения магнетита из хвостов обогащения железорудной фабрики с содержанием Fe 37,5 %. Обогащение данного материала при помощи мокрого барабанного сепаратора не давало существенного прироста содержания Fe, поскольку он уже прошел несколько стадий магнитной сепарации, подвергался флотационному воздействию и к тому же сильно ошламован, то есть является бросовым продуктом. С целью получения максимального извлечения на МГЦ устанавливали предельную магнитную индукцию – 0,2 Тл.

Анализ полученных результатов показал, что из хвостов обогатительной фабрики можно получить за одну стадию сепарации продукт, пригодный для дальнейшей переработки, с достаточно хорошим выходом. В результате однократной перечистки был получен концентрат с содержанием 42,2 % Fe и извлечением 64,2 %. Были проведены опыты по пятикратной перечистке полученного указанного продукта на МГЦ, в результате чего был получен продукт с содержанием 55 % Fe и выходом 28 % от исходного, который можно считать товарным черновым концентратом.

Таким образом, предложенный новый вариант процесса магнитного гидроциклонирования позволяет обогащать магнетитсодержащие суспензии с довольно широким диапазоном крупности и различным содержанием железа магнитного, который приемлем для практического применения.

Список литературы

1. Rodriguez V. A., Barrios G. K. P., Bueno G., Tavares L. M. Investigation of Lateral Confinement, Roller Aspect Ratio and Wear Condition on HPGR Performance Using DEM-MBD-PRM Simulations // Minerals. – 2021. – Vol.11. Iss. 8. – № 801. DOI:10.3390/min11080801
2. Исмагилов Р. И., Козуб А. В., Гридасов И. Н., Шелепов Э. В. Современные направления повышения эффективности переработки железистых кварцитов на примере АО «Михайловский ГОК им. А.В. Варичева» // Горная промышленность. – 2020. – № 4. – С. 98-103. DOI: 10.30686/1609-9192-2020-4-98-103
3. Qian Wang, Dong Wang, Quanxiang Yan. Mechanism of a combined depressant of Fe³⁺ and cornstarch on the flotation separation of magnetite and quartz. Physicochem. Probl. Miner. Process., – 61(5), – 2025. <http://www.journalssystem.com/ppmp>
4. Zhang X., Gu X., Han Y., Parra-Álvarez N., Claremboux V., Kawatra S. K. Flotation of Iron Ores: A Review. Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2021; – 42(3) – p. 184–212. DOI:10.1080/08827508.2019.1689494
5. Опалев А. С., Черезов А. А. Опыт освоения магнитно-гравитационной сепарации на предприятиях России и стран СНГ для повышения качества железорудного сырья // Горная Промышленность. – 2023. – № 3. – С. 122-128. DOI 10.30686/1609-9192-2023-3-122-128
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. DOI: 10.25018/0236_1493_2022_5_0_154
7. Gazaleeva G. I., Mushketov A. Al., Vlasov I. A., Mushketov A. An. & Sopina N. A. Development of Magnetic Processing Circuit for Oxidized Iron Ore after Magnetic Roasting

- Mineral Dressing, 24 October – 2019 – Volume 55, – p. 142–148. DOI: 10.1134/S1062739119015395
8. Birinci M. Enrichment of Apatite-Bearing Iron Ore by Magnetic Separation and Flotation. European Journal of Technique, 2021 – Vol.11, – No.1.
 9. Behnamfard A. and Khaphaje E. Beneficiation of a low-grade iron ore by combination of wet low-intensity magnetic separation and reverse flotation methods. Journal of Mining and Environment, 2019 – Vol. 10, – No. 1, – p. 197-212. DOI:10.22044/jme.2018.7392.1595
 10. Патент РФ № 2852033. Сыса П. А., Лавриненко А. А., Бушуев Д. А. Способ извлечения магнитной фракции из потока суспензии и устройство для его осуществления. Опубликовано: 02.12.2025. Бюл. № 34.

УДК 622.341.1:502.17

РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИНЦИПОВ КОМПЛЕКСНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ КАК ФАКТОР ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОМЫШЛЕННОГО РЕГИОНА

Смирнова А. В., Сомова Ю. В.

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

Для нашей страны в настоящее время и в перспективе характерно истощение разведанных запасов полезных ископаемых, в частности железорудного сырья, снижение его качества. Поэтому на сегодняшний день актуальной научно-технической задачей является разработка комплексных обогатительно-гидрометаллургических технологий, обеспечивающих селективное извлечение ценных компонентов из некондиционного сырья, а также отходов горно-обогатительных производств. Также стоит отметить, что внедрение комплексных технологий переработки полезных ископаемых делает вопросы экологической безопасности более приоритетными, поскольку такие технологии способны значительно снизить негативное воздействие на окружающую среду [1]. С другой стороны, переработка сырья такого вида и извлечение из него ценных компонентов приобретает все большее значение ввиду официальных предписаний и нехватки площадей для складирования отходов горно-обогатительных производств.

Предприятия в Уральском федеральном округе понимают первостепенную важность снижения экологической нагрузки на окружающую среду. Одно из предприятий города Красноуральска Свердловской области специализируется на производстве меди и имеет полный металлургический цикл: горное, обогатительное, металлургическое и химическое производство. Основными направлениями утилизации и обезвреживания отходов на этом предприятии являются: использование отходов в качестве стройматериалов; использование отходов при рекультивации земель; получение гранулированного шлака и щебня [2].

На сегодняшний день в состав предприятия входит Волковское месторождение титаномагнетитовых руд, являясь его производственным подразделением. Титаномагнетитовые волковские руды содержат: Fe – 9,970 %, Cu – 0,760 %, P_2O_5 – 1,780 %, V_2O_5 – 0,017 %. Из данной руды на обогатительной фабрике, располагающейся под Красноуральском получают медный, апатитовый, железный концентраты и медный промпродукт.

Получаемый железный концентрат, выпуск которого составляет 244 тыс. т/год, представляет собой полиметаллическое сырье с преобладающим содержанием железа ($Fe_{общ}$ до 58,5 %), титана (TiO_2 5,64 %), магния (MgO 2,83 %), алюминия (Al_2O_3 3,69 %) и ванадия (V_2O_5 1,37 %). Он направляется на металлургические предприятия, однако не является востребованным в отрасли в связи с высоким содержанием титана, который в процессе металлургического передела переходит в титановый шлак, что влечет за собой проблемы с его последующей переработкой [3]. Кроме того, производство и переработка такого железного концентрата влекут за собой экологическую опасность, связанную с рядом факторов: накопление значительных отвалов и концентрация в почве и воде токсичных наночастиц диоксида титана; образование сточных вод, которые могут содержать тяжёлые металлы, кислоты и другие вредные вещества, нарушающие экосистему при попадании в водоемы. Всё это указывает на необходимость обогащения железного концентрата с извлечением ценных компонентов с применением комплексных ресурсосберегающих и малоотходных технологий.

В предыдущих работах [3-5] показана принципиальная возможность переработки рассматриваемого железного концентрата по комплексной технологии, заключающейся в селективном разделении и последовательном извлечении титана, железа и ванадия физико-химическими методами. Принципиальная технологическая схема переработки железного концентрата титаномагнетитовой руды представлена на рис. 1.

Согласно представленной схеме подготовленный железный концентрат подвергают кислотному выщелачиванию 20 %-ой соляной кислотой в соотношении Ж:Т = 10:1. Температура выщелачивания составляет 92-98 °С, процесс протекает в течение одного часа при постоянном перемешивании интенсивностью 90 об/мин, в результате происходит ее разделение на титановый кек 1 и раствор 1, содержащий Fe и V, который направляется на операцию электрохимического извлечения железа.

Перед электрохимической обработкой при постоянном перемешивании в раствор 1 постепенно вводится стабилизатор – 5%-ный раствор аскорбиновой кислоты.

Подготовленный и возвратный растворы заливаются в электролизер с инертными электродами. В процессе электрохимической обработки раствора 1 происходит выделение железа на катод. Также в процессе выделяются газообразные хлор и водород, направляемые на регенерацию соляной кис-

лоты, при помощи вентиляционного газопроводителя. С выделенного на катоде железа (74,85% $Fe_{общ}$) удаляются излишки кислоты и влаги для дальнейшего использования в химической или металлургической отраслях промышленности.

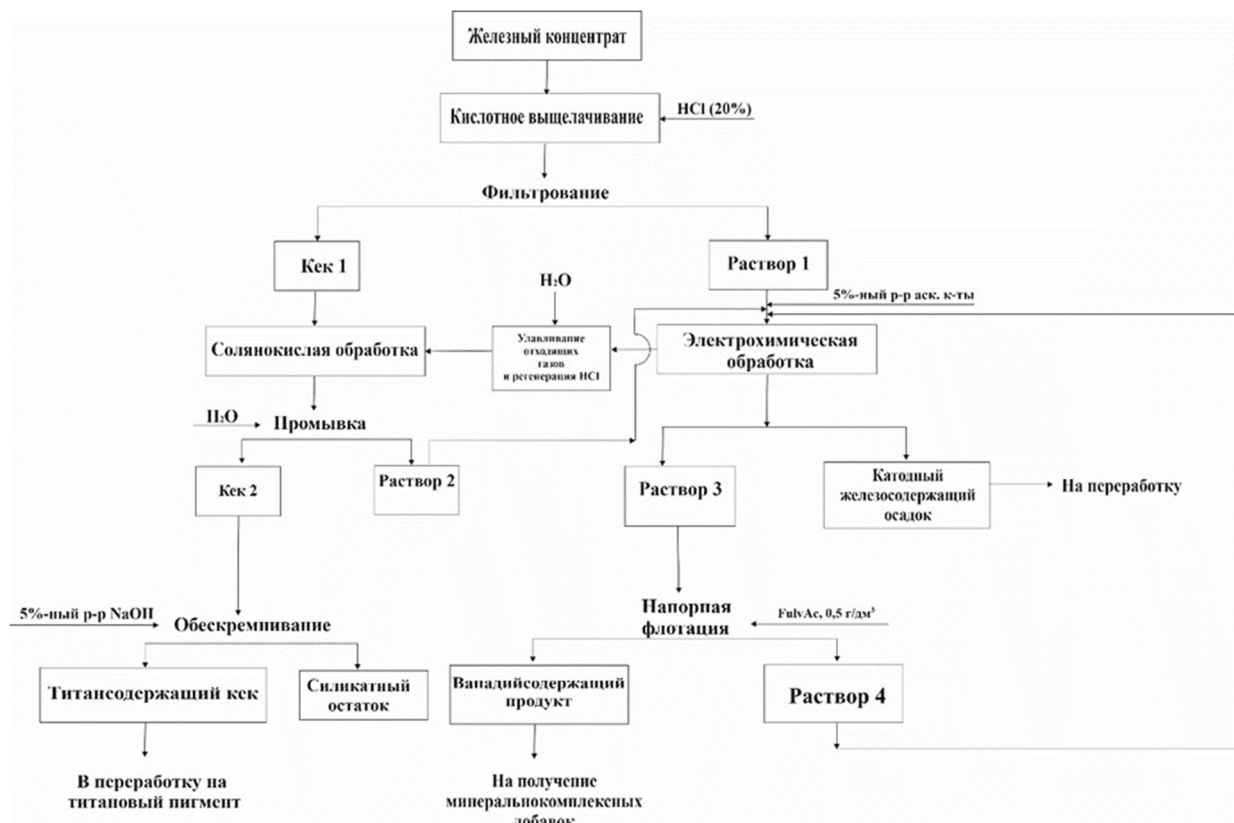


Рисунок 1 – Принципиальная схема физико-химической переработки железного концентрата титаномагнетитовой руды

Отработанный электролизный раствор 3, содержащий ванадий, направляется на напорную флотацию. В напорный флотатор вводят подготовленный в раствор фульвовой кислоты 15-20 % с расходом 0,5 г/дм³. Процесс флотации занимает 10 мин. Содержание ванадия в ванадийсодержащем продукте в пересчете на V_2O_5 достигает 15,86 %.

Титаносодержащий кек 1, полученный в результате солянокислого выщелачивания, отправляется на дополнительную обработку 18 %-ной соляной кислотой, регенерируемой из электролизных газов. Полученный раствор 2 после фильтрования направляют на операцию электрохимической обработки с целью доизвлечения железа из раствора, а твердофазный продукт после высушивания подвергают обработке 5 %-ным раствором NaOH (Т:Ж = 1:(4-6)). Завершающим этапом в этой части схемы является обескремнивание, заключающееся в отделении силикатного остатка, который представляет собой жидкое стекло, и прокаливании титаносодержащего продукта с содержанием ти-

тана 93,8 %. Полученный продукт можно использовать для производства титанового пигмента (ГОСТ 9808-84 «Двуокись титана пигментная. Технические условия»).

Разработанная технология по переработке концентрата железного, получаемого при переработке титаномагнетитовой руды, позволяет селективно извлечь из поликомпонентного железного концентрата комплекс продуктов: пигментный диоксид титана ($\epsilon_{\text{TiO}_2} = 98,12 \%$), железный концентрат для нужд металлургической и химической промышленности ($\epsilon_{\text{Feобщ}} = 95,83 \%$), фульват ванадила ($\epsilon_{\text{V}_2\text{O}_5} = 92,05 \%$) в качестве минеральнокомплексной агродобавки в почвы, а также включает регенерацию выщелачивающего агента – соляной кислоты.

Следует отметить, что предлагаемая технология является ресурсо-производящей и малоотходной, а полученные продукты можно использовать в дальнейшем. Применение такого способа переработки железного концентрата не приведет к снижению качества окружающей природной среды, так как отходы, образующиеся в результате технологического процесса, могут быть направлены на получение жидкого стекла; а ванадийсодержащий продукт может применяться в качестве минеральнокомплексной добавки для нужд городского озеленения.

Список литературы

1. Светлов А. В. Проблема переработки бедных руд и техногенных отходов, снижение негативного влияния на окружающую среду от деятельности предприятий горнопромышленного комплекса [Текст] / А. В. Светлов, Е. А. Красавцева, А. А. Горячев, Е. О. Поторочин // Вестник Кольского научного центра РАН. – 2020. – № 3. – С. 21-33.
2. Медведева И. В. Воздействие предприятий горно-металлургического комплекса Свердловской области на окружающую среду и направления его снижения [Текст] / И. В. Медведева, Е. В. Амирова, Г. А. Студенок, Е. М. Цейтлин, О. М. Медведева // Известия УГГУ. – 2023. – Вып. 4(72). – С. 116–126.
3. Медяник Н. Л. Физико-химические аспекты кислотного выщелачивания железного концентрата титаномагнетитовой руды Волковского месторождения [Текст] / Н. Л. Медяник, А. В. Смирнова, Ю. А. Бессонова, Л. Г. Коляда // Черные металлы. – 2023. – № 6. – С. 76-81.
4. Медяник Н. Л., Комплексная переработка железного концентрата титаномагнетитовой руды селективным разделением и концентрированием железа, ванадия и титана химическими методами [Текст] / Н. Л. Медяник, А. В. Смирнова, Л. Г. Коляда, Ю. А. Бессонова // Вестник Магнитогорского государственного технического университета им. Г. И. Носова. – 2022. – Т. 20, № 3. – С. 5-12.
5. Медяник Н. Л. Электрохимическое извлечение железа из кислых продуктивных растворов [Текст] / Н. Л. Медяник, А. В. Смирнова // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья : Материалы XXX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXIII Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 03–04 апреля 2025 года. – Екатеринбург: ООО «Типография ФортДиалог», 2025. – С. 104-108.

ТЕСТИРОВАНИЕ РЕАГЕНТА ПИРРОЛИДИНДИТИОКАРБАМАТА В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ

Матвеева Т. Н., Ланцова Л. Б.

ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

При флотационном концентрировании промышленно ценных компонентов из поликомпонентных руд одним из эффективных способов повышения селективности процесса является усиление контрастности физико-химического состояния поверхности минералов путем применения новых хелатообразующих реагентов направленного действия [1-4]. При создании новых реагентов предпочтение отдается нетоксичным или менее токсичным веществам по сравнению к традиционными широко используемыми в практике флотации реагентами. Собиратели и модификаторы группы дитиокарбаматов более селективны по сравнению с ксантогенатом в отношении сульфидов меди и золота благодаря образованию устойчивых комплексов с атомами этих металлов и менее активны в отношении минералов железа и мышьяка, снижающих качество медных концентратов [3-6].

Высокая реакционная способность и простота синтеза дитиокарбаматов обуславливает их применение как в аналитической химии, так и во флотации.

В данной работе изучалась возможность и перспективность использования нового реагента класса дитиокарбаматов – пирролидиндитиокарбамата (пирроДТК) в качестве дополнительного собирателя для повышения селективности флотации сульфидных минералов меди и мышьяка. Реагент пирроДТК синтезируется по стандартному для дитиокарбаматов методу [7] и имеет структурную формулу, представленную на рис. 1.

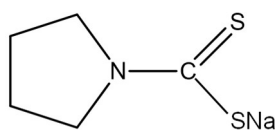


Рисунок 1 – Структурная формула пирроДТК

Исследования выполнены на частной пробе полиметаллической руды одного из отечественных месторождений. Химическим анализом ME-ICP06 в тестируемой пробе руды определено более 60 % SiO₂, 14 % Al₂O₃, суммарное содержание оксидов железа, калия и магния – около 20 %. По результатам химического анализа содержание в пробе в среднем: меди – 1,65 %, мышьяка – 1,1 %, железа – 8,91 %, серы – около 4 %.

Условия рудной флотации. Измельчение дробленой руды проводили в лабораторной шаровой мельнице МШЛ-1 объемом 0,001 м³ при отношении Т:Ж:Ш, равном 1:0,5:6, в течение 50 мин до крупности 85 % класса

–0,074 мм. Навеска руды 0,3 кг. Измельченную руду помещали в камеру лабораторной флотационной машины ФМЛ 1 (237 ФЛ). Флотационные испытания проведены по схеме основной флотации в открытом цикле с получением концентрата и хвостов. В качестве вспенивателя использовали МИБК при расходе 50 г/т. Суммарный расход собирателей 100 г/т. Время агитации с собирателями по 2 мин, вспенивателем – 1 мин. Время флотации 8 мин.

Частная проба руды была отобрана на месторождении, расположенном в Центральном Приморье, которое относится к золотосульфидно-кварцевой формации и характеризуется сложным поликомпонентным составом руд. Основную промышленную ценность имеют золото, серебро и медь. Количество сульфидов в рудах в среднем составляет 10–15 %. По результатам рентгенофазового анализа основные рудные минералы: халькопирит – 4,0 %, пирит – 2,7 %, арсенопирит – 0,8 %; основные нерудные: кварц – 67,2 %, хлорит – 11,5 %, мусковит – 7,5 %.

Результаты испытаний и расход реагентов представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты флотации пробы поликомпонентной руды с использованием пирродТК и БКК

Расход реагентов, г/т	Продукты	Содержание, %		Извлечение, %	
		Cu	As	Cu	As
БКК – 100	Концентрат	9,77	5,29	91,15	58,9
	Хвосты	0,137	0,11	8,85	41,1
ПирродТК – 50 БКК – 50	Концентрат	13,33	4,71	86,3	41,16
	Хвосты	0,21	0,13	13,7	58,84
ПирродТК – 100	Концентрат	15,2	3,34	93,16	24,09
	Хвосты	0,1	0,12	6,84	75,91

Как видно из табл. 1, при флотации в базовом режиме получен концентрат с содержанием меди 9,77 %, мышьяка – 5,29 % при извлечении Cu 91,15 %, As – 5,29 %. Замена 50 % расхода ксантогената на пирродТК привела к повышению содержания Cu до 13,33 % при небольшом снижении выхода концентрата и извлечения. При полной замене БКК на пирродТК (100 г/т) содержание меди в концентрате возросло до 15,2 %, извлечение меди – до 93,16 %. Важно отметить, что положительным воздействием реагента является его меньшая активность в отношении арсенопирита. При замене ксантогената на пирродТК содержание мышьяка в медном концентрате устойчиво снижается с 5,29 до 4,71–3,34 %. Полная замена ксантогената привела к сокращению мышьяка в концентрате на 1,95 % при снижении извлечения мышьяка более чем в 2 раза.

Таким образом, реагент проявил большую по сравнению с ксантогенатом избирательность действия к халькопириту и меньшую флотационную активность по отношению к арсенопириту, что положительно отразилось на качестве медного концентрата: содержание меди выросло более, чем в 1,5 раза,

содержание мышьяка снизилось на 2 %. Потери меди с хвостами флотации сократились с 8,85 до 6,84 %.

Список литературы

1. Александрова Т. Н., Орлова А. В., Таранов В. А. Повышение эффективности переработки комплексных медных руд варьированием реагентного режима. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2020;(6):116–124.
2. Бочаров В. А., Игнаткина В. А., Каюмов А. А. Теория и практика разделения минералов массивных упорных полиметаллических руд цветных металлов. М.: Горная книга; 2019. 510 с.
3. Jingjing X., Guangyi L., Hong Z., Yaoguo H., Zhanfang C. The flotation behavior and adsorption mechanism of O-isopropylS-[2-(hydroxyimino) propyl] dithiocarbonate ester to chalcopyrite. Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers. 2017;71:38–46.
4. Tijsseling L. T., Dehaine Q., Rollinson G. K., Glass H. J. Flotation of mixed oxide sulphide copper-cobalt minerals using xanthate, dithiophosphate, thiocarbamate and blended collectors. Minerals Engineering. 2019;138:246–256.
5. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б., Гладышева О. И. К вопросу о механизме взаимодействия реагентов морфолиндитиокарбамата и цианэтилдиэтил-дितिокарбамата с низкоразмерным золотом на поверхности сульфидных минералов при флотации труднообогатимых золотосодержащих руд // ФТПРПИ. – 2022. – № 4. – С. 98-107.
6. Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Ланцова Л. Б., Гладышева О. И. Экспериментальное обоснование применения реагента цианэтилдितिокарбамата для повышения извлечения меди и серебра из лежалых хвостов Солнечного ГОКа. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2023;(1):119–129.
7. Бырько В. М. Дितिокарбаматы. – М.: Наука, 1984. – 23 с.

УДК 622.765

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ФЛОТАЦИОННОМУ ОБОГАЩЕНИЮ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Гурман М. А.

Институт горного дела Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

Присутствие в золотосодержащих рудах тонковкрапленного золота в сульфидных минералах и наличие углистого вещества являются основными причинами технологической упорности руд к цианированию. Применение флотационных методов обогащения позволяет сконцентрировать золотосодержащие сульфиды (выделить упорную часть золота, не извлекаемую в условиях цианирования), свободное золото; существенно сократить объем материала, поступающего на дальнейшую металлургическую переработку. Наряду с концентрированием благородных металлов, флотация может использоваться для выведения из руды углистого вещества, осложняющего процессы гидрометаллургической переработки. Флотационное обогащение малосульфидных руд обеспечивает возможность извлечения попутных компонен-

тов золота (серебра, редких металлов и редкоземельных элементов). При переработке комплексных золотосодержащих руд флотацией получают самостоятельные, обогащенные золотом, концентраты меди, свинца и других ценных компонентов [1-4].

Результаты выполненных нами исследований бедной золотосодержащей руды (2,8 г/т) с тонко вкрапленным золотом в пирите и сорбционно-активным углистым веществом показали возможность применения последовательной флотации углистого вещества и золотосодержащих сульфидов в концентрат для его последующей переработки [5]. После первой стадии измельчения рекомендована флотация углистого вещества аполярным собирателем и вспенивателем, затем – доизмельчение и золотосульфидная флотация с использованием сочетания ксантогенатов [5, 6]. Извлечение Au в золото-углисто-сульфидный концентрат по схеме последовательной флотации составило 91,7 % при содержании в хвостах 0,24 г/т Au.

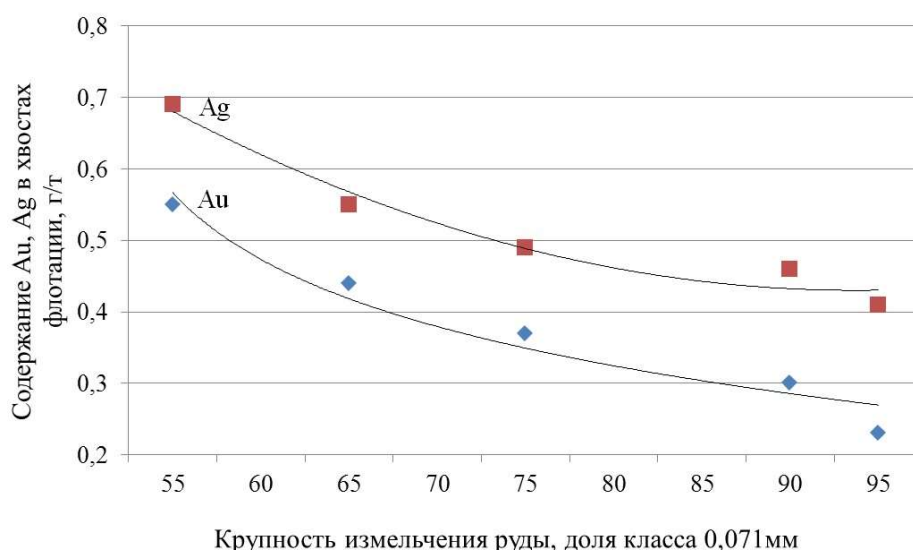


Рисунок 1 – Содержание золота и серебра в хвостах флотации в зависимости от крупности измельчения руды

Другим объектом исследования являлись пробы первичной золотосодержащей руды с массовой долей золота 2,5-3 г/т, серебра – 2,6-3,1 г/т; содержанием пирита – основного сульфидного минерала – ~3 %; установлена золотоносность пирита. Золото преимущественно тонкое, распознается только методами сканирующей электронной микроскопии (SEM) после измельчения руды до 0,071 мм. В результате флотации диалкилдитиофосфатом (в открытом цикле) при оптимальной крупности питания 92 % класса 0,071 мм, выход концентрата составил 2,58 % при извлечении золота в концентрат 83,4 %, серебра – 74 %. Во флотационных концентратах (методами SEM) идентифицировано золото свободное, в виде включений в пирите и в срастаниях пирита с кварцем. Размеры зерен и включений золота варьируют 2-30 мкм. Серебро присутствует в виде примеси в золоте и включений аргентита (10-15 мкм) в

пирите. В хвостах флотации содержание Au 0,3 г/т, Ag – 0,46 г/т (рис. 1). Наличие металлов в промпродуктах флотации – 10,5 % золота и 16,2 % серебра предполагает резерв повышения извлечения в замкнутом цикле флотации.

В результате выполненных исследований показана возможность применения флотационных методов для концентрации золотосодержащих сульфидов и свободного золота, выведения из руды углистого вещества, выделения отвальных хвостов при переработке малосульфидных золотосодержащих руд различной степени упорности.

Исследования выполнены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья» ХФИЦ ДВО РАН, финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2025-621.

Список литературы

1. Лодейщиков В. В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. – Иркутск: Иргиредмет, 1999. – 758 с.
2. Зеленов В. И. Методика исследования золотосодержащих руд. – М.: Недра, 1978. – 302 с.
3. Масленицкий И. Н., Чугаев Л. В. [и др.]. Металлургия благородных металлов. – М.: Металлургия, 1987. – 431 с.
4. 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, vol. 513, pp.1142-1146.
5. Гурман М. А., Александрова Т. Н., Щербак Л. И. Флотационное обогащение бедной золото- и углеродсодержащей руды // Горный журнал. – 2017. – № 2. – С. 70-74.
6. Пат. 2452584 Российской Федерации, МПК В03Д 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.

УДК 622.7

ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА В КАЧЕСТВЕ МОДИФИКАТОРА ФЛОТАЦИИ ЦИНКОВЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СУЛЬФИДНЫХ РУД

Синьков И. С.¹, Морозов Ю. П.²

¹АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия,

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

С вовлечением в переработку все более бедных и вкрапленных руд, минеральные агрегаты которых имеют тонкое взаимопрораствание друг с другом, а сульфидные минералы меди, цинка, железа проявляют близкие флотационные свойства, получение качественных концентратов начинает представлять собой трудную, а в крайних случаях и невыполнимую задачу.

Для решения подобных задач необходимо разрабатывать новые режимы обогащения, которые смогут не только разрешить известную проблему, но и при возможности сократить дополнительные расходы.

Одним из таких режимов является применение пероксида водорода в цинковом цикле флотации, который позволяет не только повысить качество цинкового концентрата, но и сократить время флотации цинковых минералов в сравнении с базовым режимом [1].

В настоящей работе пероксид водорода был протестирован при обогащении медно-цинковых руд юго-западного борта Магнитогорской мегазоны (месторождение № 1) следующего химического состава: медь 2,44 %, цинк 1,67 %, сера общая 46,60 %, железо 39,90 %, диоксид кремния 4,07 %. Основными рудными минералами выступают пирит (77,7 %), халькопирит (7,0 %) и сфалерит (2,6 %). Медь представлена преимущественно первичной формой в виде халькопирита (88,11 %), а также в виде вторичных минералов меди (9,84 %). Цинк представлен в наибольшей степени сфалеритом (90,42 %).

Пероксид водорода также был испытан на рудах медноколчеданного месторождения республики Башкортостан (месторождение № 2) со следующим содержанием компонентов: медь – 0,36 %, цинк – 1,80 %, сера общая – 44,90 %, железо – 43,19 %, диоксид кремния – 1,85 %. Основными рудными минералами выступают пирит (71,8 %), пирротин (12,8 %), халькопирит (1,1 %) и сфалерит (1,8 %). Медь представлена в виде первичных сульфидов на 72,22 %, в виде вторичных минералов меди на 19,45 %, в виде минералов блеклых руд на 8,33 %. Цинк представлен преимущественно сфалеритом (93,18 %).

На рудах обоих месторождений были поставлены флотационные опыты в открытом цикле как с использованием базового фабричного режима, так и при применении в качестве модификатора флотации цинковых минералов пероксида водорода при расходе 450 г/т.

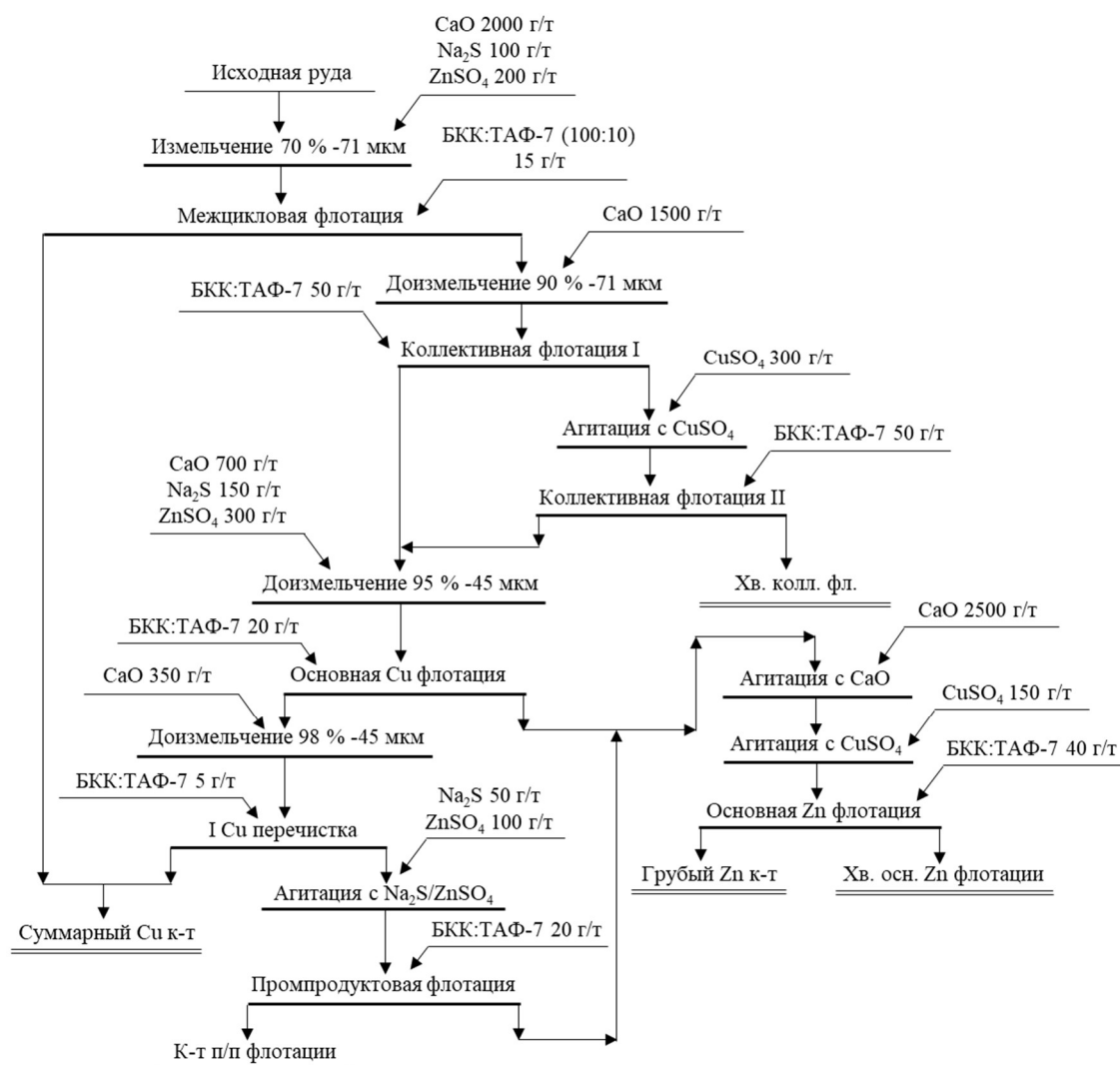
С целью оценки селективности разделения медных и цинковых минералов в цинковом цикле флотации произведен расчет критерия селективности по К. Ф. Белоглазову:

$$\eta = \frac{\ln \frac{1}{1-\varepsilon_1}}{\ln \frac{1}{1-\varepsilon_2}},$$

где ε_1 – извлечение первого компонента в концентрат, д. ед.; ε_2 – извлечение второго компонента в тот же концентрат, д. ед.

Схемы проведения опытов в открытом цикле приведены на рис. 1, 2.

Результаты флотационных опытов приведены в табл. 1, 2.



**Таблица 1 – Результаты опытов в открытом цикле
при обогащении руды месторождения № 1**

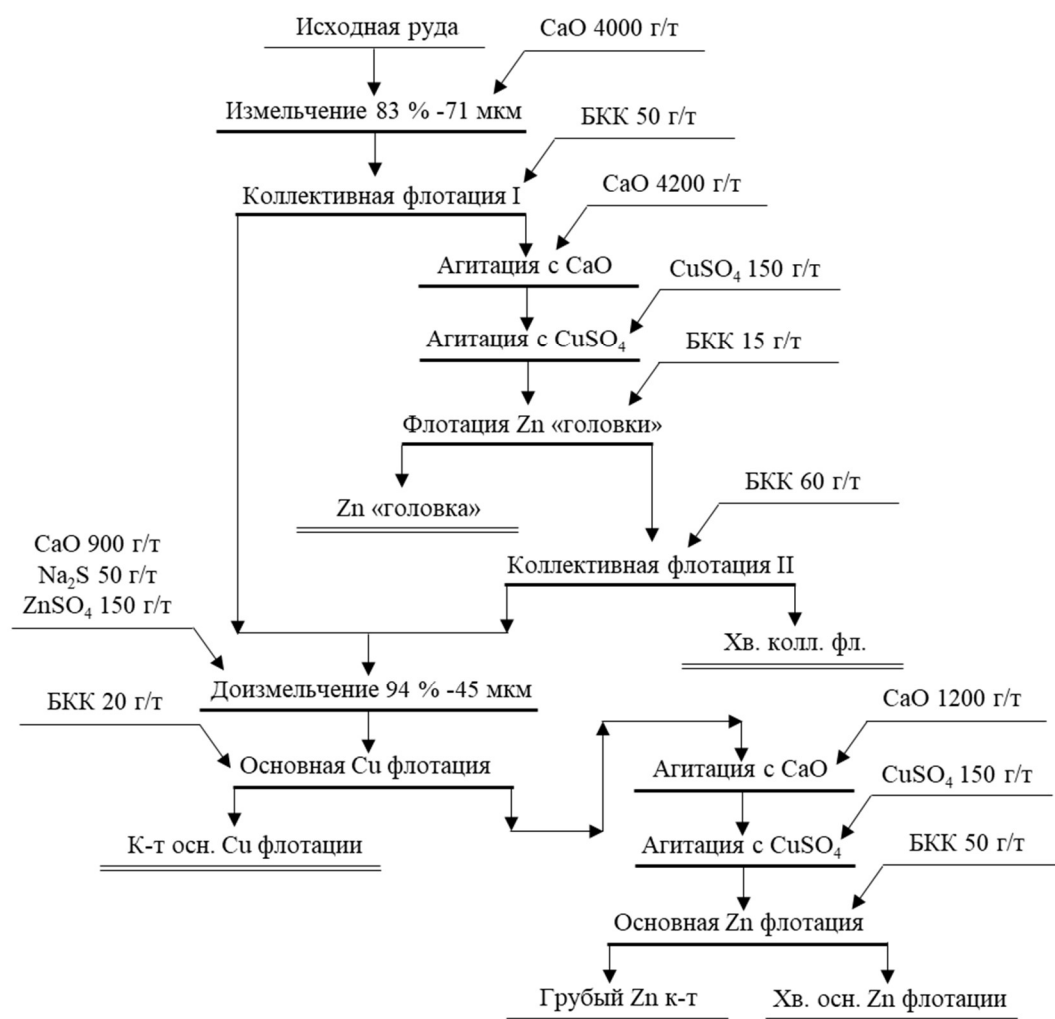


Рисунок 2 – Схема проведения опытов при обогащении руды месторождения № 2

Таблица 2 – Результаты опытов в открытом цикле при обогащении руды месторождения № 2

Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		η
		медь	цинк	медь	цинк	
Базовый опыт						
К-т осн. Cu	17,59	1,58	1,28	75,71	12,85	6,10
Zn «головка»	3,55	0,28	29,00	2,71	58,76	
Гр. Zn к-т	4,92	0,22	5,94	2,95	16,67	
Хв. осн. Zn фл .	9,49	0,15	0,33	3,88	1,79	
Хв. колл. фл.	64,45	0,08	0,27	14,75	9,93	
Исходная руда	100,00	0,37	1,75	100,00	100,00	
H ₂ O ₂ 450 г/т						
К-т осн Cu	23,65	1,25	1,22	80,55	15,76	8,01
Zn «головка»	4,49	0,22	25,5	2,69	62,48	
Гр. Zn к-т	2,64	0,22	8,23	1,56	11,85	
Хв. осн. Zn фл .	10,44	0,14	0,33	3,98	1,88	
Хв. колл. фл.	58,78	0,07	0,25	11,22	8,03	
Исходная руда	100,00	0,37	1,83	100,00	100,00	

Полученные расчетные значения критерия селективности по К. Ф. Белоглазову позволяют сделать вывод о том, что селективность при использовании пероксида водорода в цинковом цикле возрастает по сравнению с базовым режимом обогащения при флотации руд обоих месторождений, что свидетельствует о перспективности применения данного реагента в качестве модификатора флотации цинковых минералов.

Список литературы

1. Способ обогащения сульфидных пирротинсодержащих руд: пат. 2821628 Рос. Федерация: МПК В 03 В 7/00, В 03 D 1/02 / Гарифулин И. Ф., Дресвянкина Т. П., Мамонов С. В., Зиятдинов С. В.; патентообладатель АО «Уралмеханобр». – №2023122994; заявл. 04.09.2023; опубл. 25.06.2024. Бюл. № 18.

УДК 622.772

ВЛИЯНИЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И ИОННОГО СОСТАВА МОДЕЛЬНЫХ И ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА НА МОДИФИЦИРОВАННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ СОРБЕНТАХ

Самусев А. Л., Миненко В. Г., Глухарев Ф. В.
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр РАН
им. академика Н. В. Мельникова, Москва, Россия

Введение

Развитие отечественной высокотехнологичной промышленности возможно только при условии достаточного обеспечения стратегическим минеральным сырьем. Разработка экологически безопасных технологий для эффективного извлечения ценных элементов из сырья различного происхождения актуальна на всех стадиях переработки [1]. Так, например, наиболее широкое использование для извлечения золота в промышленности получил активированный уголь, применяемый в процессах «уголь в выщелачивании», «уголь в пульпе» и «уголь в колонне» [2]. Однако сорбция комплексов золота на активированном угле происходит относительно медленно из-за медленной диффузии комплексов в микропоры и их способности к закупорке, что приводит к снижению сорбционной емкости (менее 20-30 мг/г) и эффективности разделения [3], и обуславливает актуальность поиска альтернативных сорбентов.

В ранее проведенных работах выявлена высокая эффективность использования модифицированного природного сапонита (глинистого минерала группы смектитов, выделенного из оборотных вод обогащения алмазосодержащих кимберлитов) для извлечения цветных, редкоземельных металлов и золота из модельных растворов [4, 5].

Поскольку в настоящее время актуальной остается проблема переработки золотосодержащих руд с высоким содержанием меди, при обогащении которых возникают сложности как в процессе цианирования, так и при последующем извлечении золота из продуктивных растворов [6], в данной работе представлены результаты исследований влияния pH и концентрации меди на сорбционные свойства модифицированного сапонита.

Материалы и методы исследований

В качестве материалов исследований использованы модифицированный сапонит месторождения «Ломоносовское» (Архангельская область, РФ), сульфидные Au-Cu концентраты, модельные и продуктивные золотосодержащие растворы (табл. 1).

Таблица 1 – Состав концентратов и продуктивных растворов

Элемент	Ед. измерения	Проба №1	Проба №2	Проба №3
Au	г/г	131	52,5	10,2
	мг/л	7,2	4,5	1,7
Cu	%	0,04	0,24	3,2
	мг/л	<5	48	300

Изучение поверхности минеральных проб выполнено с использованием растровой электронной микроскопии и рентгеноспектрального микроанализа (LEO 1420VP INCA 350, «Carl Zeiss»), элементный и фазовый составы определялись методами атомно-эмиссионной спектроскопии с индуктивно-связанной плазмой (ICPE-9000, «Shimadzu»), рентгеноспектрального анализа (ARL ADVANT'X, «Thermo Scientific») и рентгеновской дифрактометрии (XRD 7000, «Shimadzu») в «Центре изучения природного вещества при комплексном освоении недр» ИПКОН РАН.

Результаты

Поскольку в процессе гипохлоритного выщелачивания сульфидных концентратов конечное значение pH продуктивных растворов в зависимости от начальных условий (концентрация гипохлорита, соотношение Т:Ж, температура и др.) может колебаться в широких диапазонах (от 2-3 до 8-10), то в работе исследовано влияние pH модельных растворов на эффективность сорбции золота на органоимодифицированном сапоните. В результате экспериментов установлено, что повышение pH модельного раствора более 7-9 снижает сорбционную емкость органоимодифицированного сапонита по отношению к AuCl_4^- в 2,7 раза с 92 до 33 мг/г (рис. 1), что вероятно связано со снижением дзета-потенциала поверхности сорбента (с +42,6 мВ до +17 мВ).

На основе анализа теоретических расчетов форм распределения меди установлено, что при концентрациях хлорид-ионов в диапазоне 20-300 г/л преобладающими формами меди являются ион Cu^{2+} и положительно заряженный комплекс $[\text{CuCl}]^+$ (рис. 2), при этом сорбция меди на органоимодифицированном сапоните при концентрации хлорид ионов более 50 г/л отсутствует.

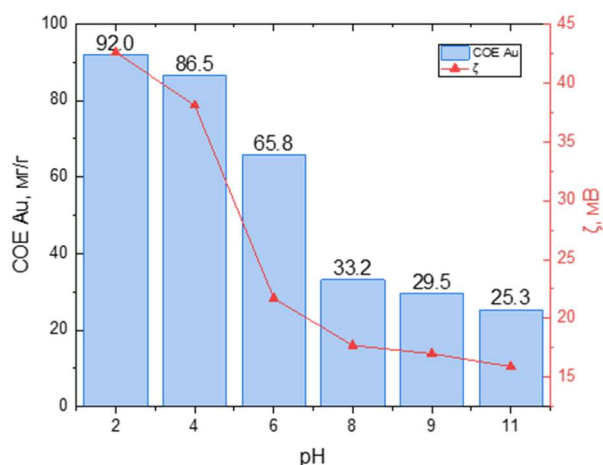


Рисунок 1 – Влияние pH на сорбционную емкость (по отношению к AuCl_4^-) и дзета-потенциал органоимодифицированного сапонита

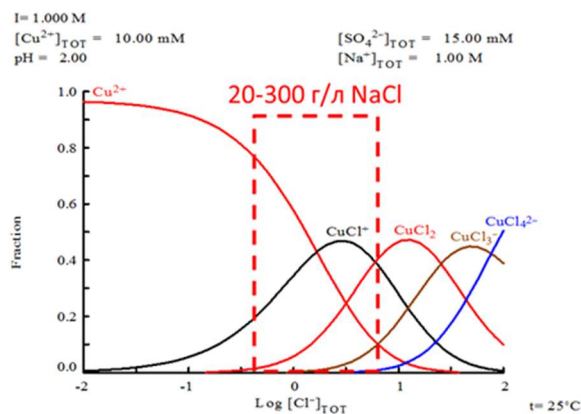


Рисунок 2 – Распределение форм меди в зависимости от концентрации хлора

Экспериментально установлено, что повышение концентрации хлорид-ионов в растворах не оказывает влияния на сорбционную способность сорбента по отношению к AuCl_4^- , обеспечивая снижение сорбции на органоимодифицированном сапоните соединений меди.

Подтверждена высокая эффективность использования органоимодифицированного сапонита на продуктивных растворах выщелачивания золота из сульфидных концентратов различного вещественного состава. При гипохлоритном выщелачивании (5 часов) были получены продуктивные растворы с содержанием золота 1,7-7,2 мг/л, меди – 5-300 мг/л (табл. 1). Сорбционная емкость органоимодифицированного сапонита по отношению к золоту при контакте с продуктивным раствором выщелачивания с концентрацией меди 300 мг/л составляет более 68 мг/г. При этом снижение сорбционной емкости в большей степени связано с низкой концентрацией золота в продуктивном растворе.

Выводы

Таким образом, экспериментально подтверждена высокая эффективность использования органоимодифицированного сапонита на продуктивных

растворах выщелачивания золота из сульфидных концентратов различного вещественного состава. Сорбционная емкость органомодифицированного сапонита по отношению к золоту при контакте с продуктивным раствором выщелачивания с концентрацией меди 300 мг/л составляет более 68 мг/г, что превышает в 2 раза сорбционную емкость активированного угля.

Список литературы

1. Эрлих Г.В., Лисичкин Г. В. Сорбция в химии редкоземельных элементов // Журнал общей химии. 2017. – т. 87, № 6, с. 1001-1027.
2. Епифоров А. В., Козлов А. А., Немчинова Н. В., Селезнев А. Н. Угольно-сорбционное извлечение золота из сернокислых растворов атмосферного выщелачивания золотомедного флотоконцентрата, содержащих тиоцианат-ион // Цветные металлы. 2020. № 1. С. 38–44.
3. Xia J., Marthi R., Twinney J., Ghahreman A. A review on adsorption mechanism of gold cyanide complex onto activation carbon // Journal of Industrial and Engineering Chemistry. 2022. Vol. 111. P. 35–42.
4. Чантурия В. А., Миненко В. Г., Самусев А. Л. Сорбция золота на модифицированном сапоните // Записки горного института. 2025 Т. 276. Вып. 2. С. 49-57.
5. Чантурия В. А., Миненко В. Г., Самусев А. Л., Кожевников Г. А., Копорулина Е. В. Сорбция редкоземельных элементов на модифицированном сапоните // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2024. № 3. С. 145-154.
6. Jiang T., Zhang Y., Yang Y. Influence of copper minerals on cyanide leaching of gold // J. Cent. South Univ. Technol. 2001. Vol. 8, № 1. P. 24-28.

УДК 622.791, УДК 622.772

ИЗВЛЕЧЕНИЕ СОЕДИНЕНИЙ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПРОДУКТИВНОГО РАСТВОРА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ХИМИЧЕСКОГО ОСАЖДЕНИЯ

Мартирисян Э. Н., Миненко В. Г., Самусев А. Л.
ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

Развитие высокотехнологичных отраслей промышленности сопровождается устойчивым ростом спроса на редкоземельные металлы (РЗМ), применяемые в производстве магнитных материалов, катализаторов, аккумуляторов, оптоэлектронных устройств и других наукоемких изделий. В связи с этим возрастает актуальность вовлечения в переработку новых видов минерального сырья, содержащего редкоземельные элементы [1–3].

Одним из перспективных источников редкоземельных элементов являются эвдиалитовые руды щелочных массивов Кольского полуострова, в частности Ловозерского месторождения. Эвдиалит представляет собой сложный силикат циркония, содержащий редкоземельные элементы и ряд сопутствующих компонентов [1, 4].

На сегодняшний день для переработки эвдиалитовых концентратов наиболее перспективны гидрометаллургические методы, основанные на кислотном разложении эвдиалита с последующим извлечением редких и редкоземельных металлов из продуктивных растворов методами осаждения, жидкостной экстракции и сорбции.

Однако из-за разнообразности сложного химического состава эвдиалита в продуктивный раствор переходят примесные элементы (алюминий, железо, кальций, кремний, марганец и др.), присутствие которых в значительной степени затрудняет и/или ограничивает его дальнейшую переработку с получением товарных продуктов высокой чистоты. Разделение РЗМ и примесных элементов в таких высокоминерализованных и многокомпонентных системах является сложной задачей из-за идентичности их химических свойств, при этом в промышленности обычно используются методы жидкостной экстракции, сорбции и селективного осаждения.

Кроме того, при кислотном вскрытии эвдиалитовых концентратов образуется кремниевая кислота и силикагелевые фазы, осложняющие процессы фильтрации и последующей переработки продуктивных растворов [5, 6].

В связи с вышеизложенным, актуальной задачей является обоснование и разработка эффективных методов извлечения редкоземельных элементов из продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата.

Целью работы является исследование процесса химического осаждения соединений редкоземельных металлов из продуктивного раствора азотнокислотного выщелачивания эвдиалитового концентрата.

Объект исследования – эвдиалитовый концентрат Ловозерского месторождения. Суммарное содержание оксидов редкоземельных элементов в концентрате составляет около 1,6 %, при этом основными компонентами являются SiO_2 , Na_2O и ZrO_2 [1].

Для извлечения соединений редкоземельных металлов из продуктивного раствора была исследована трехстадийная схема химического осаждения, включающая последовательное выделение циркония и редкоземельных элементов.

На первой стадии проводилась нейтрализация продуктивного раствора карбонатом кальция (CaCO_3). Основной целью данного этапа являлось селективное извлечение циркония и удаление сопутствующих примесей алюминия и железа из раствора. Зависимость степени перехода циркония и редкоземельных элементов в осадок от величины pH раствора приведена на рис. 1.

Установлено, что оптимальные условия процесса достигаются при значении pH 4. В этих условиях происходит практически полное осаждение циркония – извлечение достигает 99 %, при этом потери редкоземельных элементов составляют не более 5 %. Дополнительным преимуществом данной стадии является сопутствующее удаление из раствора ионов алюминия и железа.

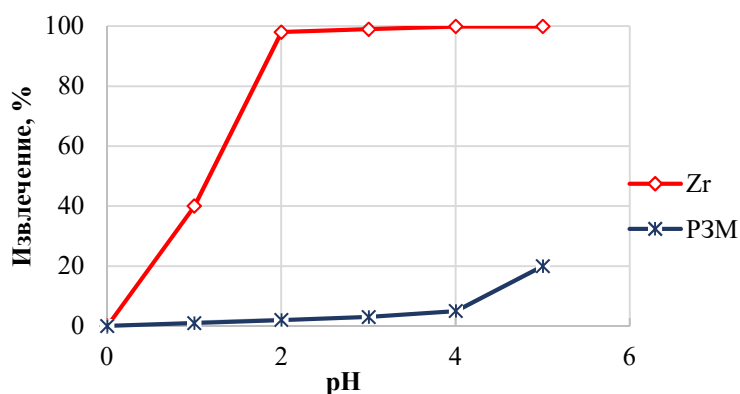


Рисунок 1 – Зависимость извлечения Zr и РЗЭ от pH продуктивного раствора

На второй стадии изучено осаждение редкоземельных элементов из очищенного раствора с использованием карбоната аммония $((\text{NH}_4)_2\text{CO}_3)$, гидроксида натрия (NaOH), карбоната натрия (Na_2CO_3) и щавелевой кислоты $(\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4)$. Экспериментально установлено, что максимальное извлечение редкоземельных элементов достигается при pH 6 с использованием в качестве реагента-осадителя карбоната аммония.

В данных условиях извлечение РЗМ в осадок (черновой концентрат) составляет 99 % при содержании до 28 %. Для удаления сопутствующих примесей полученный осадок растворяли в растворе соляной кислоты при $\text{pH} \approx 2$. После этого проводилась третья стадия химического осаждения.

На третьей стадии редкоземельные элементы осаждали в виде оксалатов с использованием щавелевой кислоты $(\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4)$. Данный метод широко применяется в гидрометаллургии редкоземельных элементов благодаря высокой селективности образования труднорастворимых оксалатов РЗМ [2]. Результаты исследований по извлечению РЗМ и примесных элементов на третьей стадии осаждения в зависимости от расхода щавелевой кислоты приведены на рис. 2 (1 грамм осадка чернового концентрата РЗМ растворяли в 1 литре раствора соляной кислоты при pH 2).

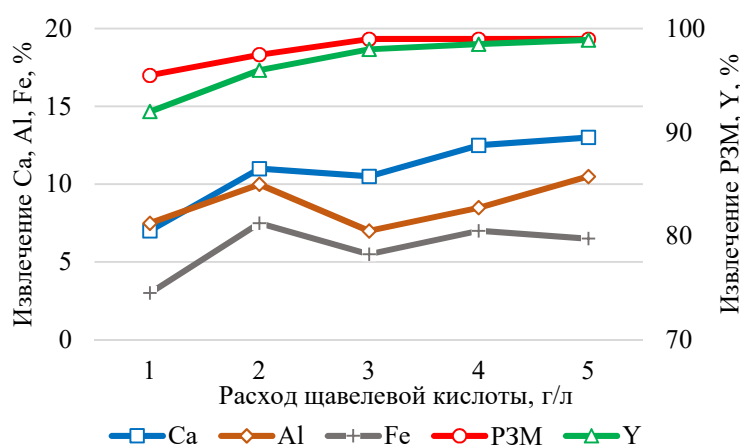


Рисунок 2 – Извлечение иттрия, суммы РЗМ и примесных элементов (Ca, Al, Fe) на третьей стадии осаждения в зависимости от расхода щавелевой кислоты

Установлено, что извлечение редкоземельных металлов на данной стадии достигает 99 %. При этом повышение расхода щавелевой кислоты более 3 г/л является нецелесообразным, так как приводит к увеличению совместного осаждения кальция, алюминия и железа, что снижает чистоту получаемого продукта.

Высокотемпературный обжиг (950 °С) оксалатов РЗМ обеспечил повышение качества осадка за счет преобразования оксалатов в смешанные оксиды РЗМ. Содержание (масс.) элементов в получаемом РЗМ концентрате (смешанные оксиды) составило, %: La – 9; Ce – 22,1; Pr – 3,8; Nd – 11,7; Sm – 3,4; Eu – 0,8; Y – 18,1; Gd – 3,0; Dy – 3,9; Ho – 1,0; Er – 2,9; Yb – 2,2; Tm – 0,5; Ca – 1,0; O – 16,0.

Таким образом, предложена трехстадийная схема химического осаждения, обеспечивающая высокую эффективность извлечения целевых компонентов из продуктивного раствора выщелачивания эвдиалитового концентрата. Последовательное применение карбоната кальция, карбоната аммония и щавелевой кислоты обеспечивает селективное извлечение соединений циркония и редкоземельных элементов. Извлечение циркония и редкоземельных металлов по предложенной схеме составляет – 99 %, что подтверждает перспективность ее применения при переработке продуктивных растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата.

Список литературы

1. Нечаев А. В. Эвдиалит / А. В. Нечаев, Е. Г. Поляков – Москва : Металлургиздат, 2024. – 203 с.
2. Gupta C. K. Extractive Metallurgy of Rare Earths / N. Krishnamurthy, C.K. Gupta – Boca Raton: CRC Press, 2016. – 845 p.
3. Recycling of rare earths: a critical review / K. Binnemans, P. T. Jones, B. Blanpain, T. V. Gerven, Y. Yang, A. Walton, M. Buchert // Journal of Cleaner Production. – 2013. – Vol. 31. – No. 1. – P. 1–14.
4. Штуца М. Г., Козлов А. А., Федотова Н. А. Способ переработки эвдиалитового концентрата: пат. 2742330 Рос. Федерация, МПК C22B 59/00. № 2020127458; заявл. 18.08.2020; опубл. 04.02.2021. – Бюл. №4.
5. Jordens A. A review of the beneficiation of rare earth element bearing minerals / A. Jordens, Y. P. Cheng, K. E. Waters // Minerals Engineering. – 2013. – Vol. 41. – P. 97–114.
6. Чантурия В. А., Миненко В. Г., Самусев А. Л., Копорулина Е. В., Рязанцева М. В. Извлечение циркония и редкоземельных элементов из растворов выщелачивания эвдиалитового концентрата // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2020. № 4. С. 138-148.

ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РЕАКЦИЙ БИОЛОГИЧЕСКОЙ СУЛЬФАТРЕДУКЦИИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ОРГАНИЧЕСКИХ ДОНОРОВ ЭЛЕКТРОНОВ

Гринько С. Д., Файберг А. А., Епифоров А. В.

Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»),
г. Иркутск, Россия

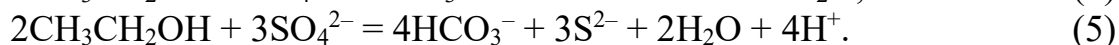
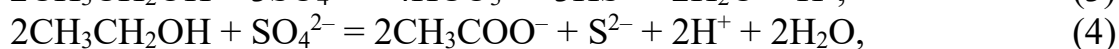
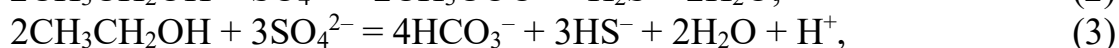
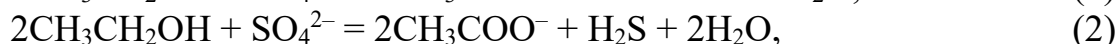
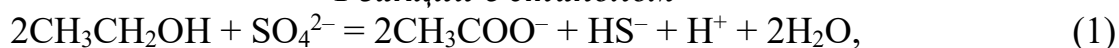
Цианидное выщелачивание золотомедных руд приводит к высокому расходу цианида в виде медных цианидных комплексов. Одна мольная доля меди переводит в неактивное по отношению к золоту и серебру состояние от 2 до 4 мольных долей цианида, что может замедлить или полностью остановить извлечение золота.

В настоящее время существует ряд технологий кондиционирования, позволяющих осуществлять восстановление цианида и извлекать медь из медноцианидных растворов. Однако известные технологии имеют недостатки, связанные с отгонкой синильной кислоты, что усложняет процесс (AVR-процесс), использованием дорогостоящих сульфидных реагентов, требующих значительных затрат на закупку, транспортировку и хранение, накопление в оборотных растворах ионов натрия (процессы SART, MNR, Иргиредмет) и др.

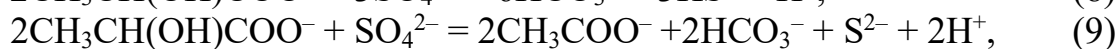
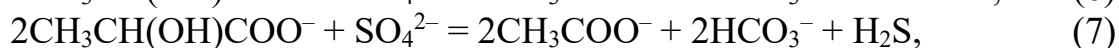
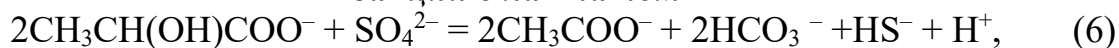
Вышеперечисленные недостатки могут быть устранены за счет создания условий, позволяющих получать биогенный сероводород непосредственно в цианидных медьсодержащих растворах в одном реакторе. При этом в качестве источника серы (акцептора электронов) возможно использовать сульфат-ионы, поступающие в раствор на стадии осаждения сульфида меди при подкислении серной кислотой, и циркулирующие в оборотных растворах. Для восстановления сульфата необходимо использовать сульфатредуцирующие бактерии (СРБ), для которых благодаря сульфатному дыханию цианид не является токсичным. В данном случае процесс сульфатредукции будет протекать в щелочных цианидных растворах.

Процесс сульфатредукции является одним из ключевых этапов анаэробного микробиологического метаболизма и играет важную роль в биогеохимических циклах серы. Данный процесс осуществляется специализированными микроорганизмами – сульфатредуцирующими бактериями, которые используют сульфат-ион в качестве конечного акцептора электронов в процессе энергетического обмена. В качестве доноров электронов могут выступать различные органические соединения. Наиболее распространёнными и технологически доступными субстратами являются этанол и лактат. В зависимости от состава субстрата и физико-химических условий среды восстановление сульфата до сульфидных соединений может осуществляться по нескольким альтернативным реакционным механизмам: (1)-(10).

Реакции с этанолом



Реакции с лактатом



В работе использовались методы термодинамического анализа химических и биохимических процессов. Основной задачей исследования являлась оценка термодинамической вероятности протекания реакций биологической сульфатредукции при использовании различных органических доноров электронов.

Для анализа были рассмотрены реакции восстановления сульфат-иона при участии сульфатредуцирующих бактерий с использованием этанола и лактата в качестве доноров электронов. Оценка термодинамической реализуемости данных реакций проводилась на основе расчёта изменения стандартной свободной энергии Гиббса. Расчёт изменения энергии Гиббса реакций выполнялся по уравнению (11). Для оценки влияния кислотности среды на термодинамическую вероятность протекания реакций были выполнены расчёты изменения энергии Гиббса в диапазоне значений pH от 1 до 11. Энергия Гиббса образования протона определялась по зависимости (12).

$$\Delta G^\circ = \Sigma \Delta G^\circ(\text{продуктов}) - \Sigma \Delta G^\circ(\text{реагентов}), \quad (11)$$

$$\Delta G(\text{H}^+) = -RT \ln(10) \cdot \text{pH} \approx -5,7 \cdot \text{pH}. \quad (12)$$

Стандартные значения свободной энергии образования веществ были получены из термодинамической базы данных программного комплекса HSC Chemistry [1-3].

Расчёты проводились для стандартных биохимических условий при температуре 298 К. В расчетах учитывали влияние активности протона на изменение свободной энергии. Для остальных компонентов реакционной системы активность веществ принималась равной единице.

Графическая зависимость изменения энергии Гиббса реакций сульфатредукции от pH представлена на рис. 1.

Анализ графической зависимости показывает, что с увеличением значения pH наблюдается снижение величины свободной энергии Гиббса для большинства рассматриваемых реакций. Наиболее выраженное уменьшение энер-

гии Гиббса характерно для реакций (3) и (8), сопровождающихся образованием гидрокарбонат-ионов и гидросульфид-ионов. В диапазоне рН 9–11 значения ΔG достигают минимальных значений, что указывает на энергетическую предпочтительность данных реакций при щелочных условиях. В то же время для реакций, в которых не участвуют протоны, влияние рН выражено значительно слабее.

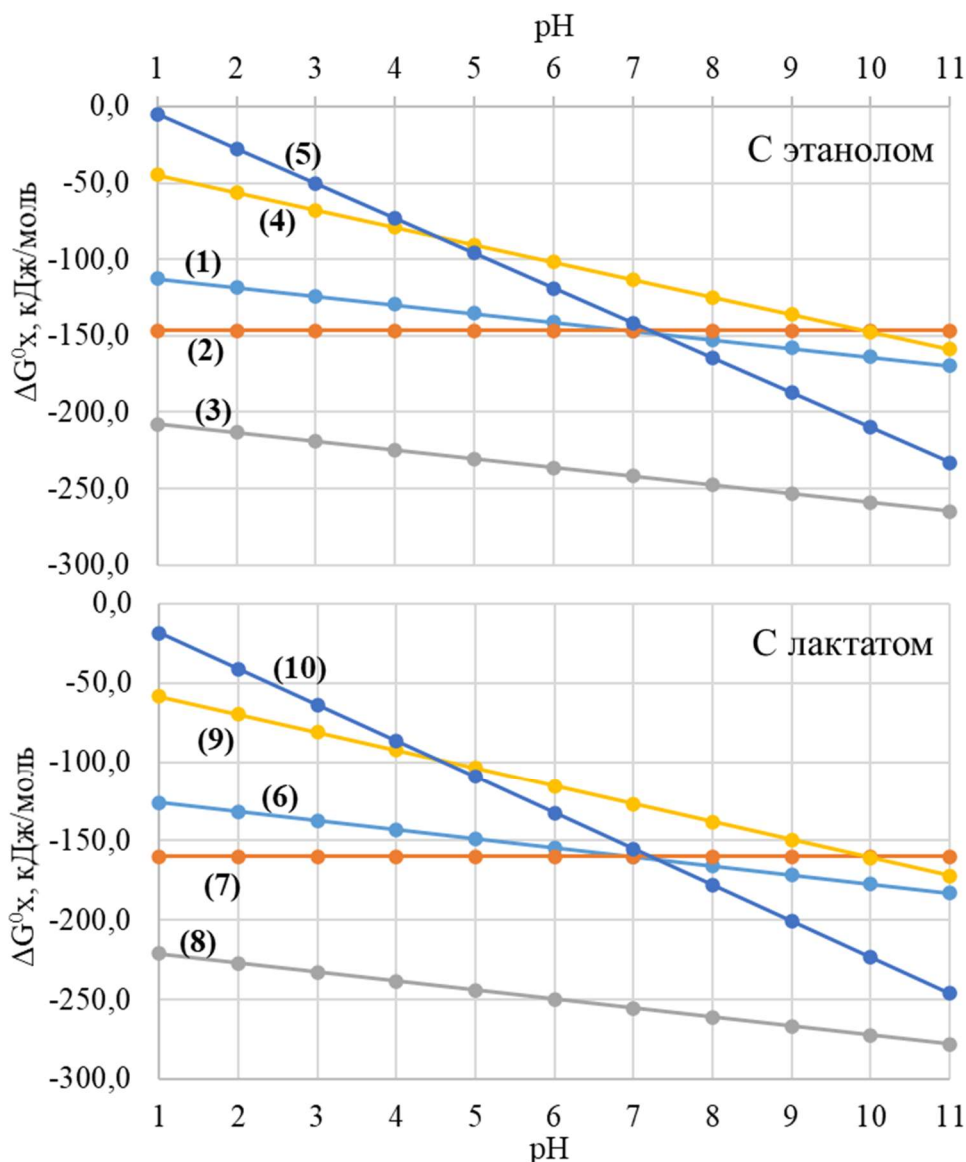


Рисунок 1 – Зависимость энергии Гиббса реакций сульфатредукции от рН среды

Полученные значения свободной энергии Гиббса позволяют сделать вывод о термодинамической реализуемости рассматриваемых реакций сульфатредукции. Отрицательные значения ΔG свидетельствуют о том, что данные реакции могут протекать самопроизвольно в условиях анаэробного метаболизма сульфатредуцирующих бактерий. Это подтверждает энергетическую целесообразность использования данных реакционных путей микроорганизмами в качестве механизма получения энергии при восстановлении сульфат-иона.

Сравнительный анализ различных реакционных схем показывает, что наиболее термодинамически выгодными являются реакции, сопровождающиеся образованием гидрокарбонат-ионов и гидросульфид-ионов. В частности, минимальные значения свободной энергии Гиббса наблюдаются для реакций (3) и (8). Это указывает на то, что данные реакции являются наиболее вероятными путями протекания процесса сульфатредукции при использовании этанола и лактата в качестве доноров электронов. Более глубокая степень окисления органического субстрата в этих реакциях сопровождается образованием термодинамически стабильных продуктов, что приводит к увеличению энергетического выхода процесса.

Влияние кислотности среды является одним из ключевых факторов, определяющих термодинамическую эффективность процесса. Проведённые расчёты показывают, что при увеличении значения pH свободная энергия Гиббса для большинства рассматриваемых реакций уменьшается. Это свидетельствует о повышении термодинамической вероятности протекания реакций сульфатредукции в щелочной среде. Данный результат согласуется с экспериментальными данными о высокой активности сульфатредуцирующих бактерий в условиях слабощелочной и щелочной среды.

Следовательно, полученные результаты подтверждают целесообразность использования щелочных условий при реализации процессов биологической сульфатредукции. Это имеет важное практическое значение при разработке и оптимизации технологических параметров биореакторов, применяемых для очистки и переработки сульфатсодержащих растворов.

Таким образом, в процессе сульфатредукции с участием СРБ в условиях цианидного выщелачивания (pH = 10-11) наиболее вероятными продуктами будут гидрокарбонат и гидросульфид, в меньшей степени – сульфид-ион. Образование и накопление ацетата в растворе имеет минимальную вероятность.

Список литературы

1. Металлургические расчеты с использованием пакета прикладных программ HSC Chemistry : учеб. пособие / Н. Г. Агеев, С. С. Набойченко. – Екатеринбург : Изд-во Урал. ун-та, 2016. – 124 с. ISBN 978-5-7996-1713-4
2. Алешин Д. С., Крашенинин А. Г., Реутов Д. С., Танутров И. Н. Обжиг молибденового концентрата с добавкой $\text{Ca}(\text{OH})_2$ // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2020. Т. 24. № 4. С. 876–886. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2020-4-876-886>.
3. Куандыков А. Б. Термодинамическое моделирование процессов очистки первичного алюминия от примесей ванадия / А. Б. Куандыков, П. О. Быков, В. А. Чайкин [и др.] // Расплавы. – 2024. – № 5. – С. 529–544. – DOI: 10.31857/S0235010624050071.

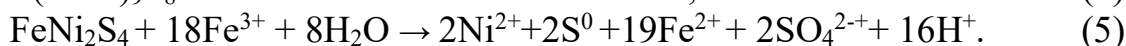
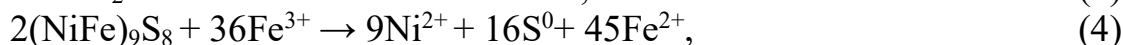
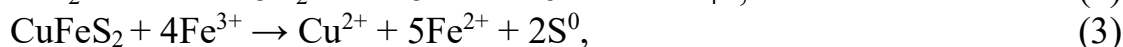
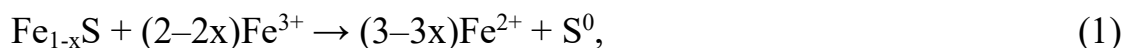
ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ НА БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ АЦИДОФИЛЬНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ

Муравьев М. И., Фомченко Н. В., Панюшкина А. Е.

Институт микробиологии им. С. Н. Виноградского, Федеральный исследовательский
центр «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, Москва, Россия

Производство цветных металлов из сульфидных руд по традиционной пирометаллургической технологии связано со значительными пылевыми и газовыми выбросами (диоксидов серы и углерода) в атмосферу, что наносит громадный ущерб окружающей среде. Биогидрометаллургические технологии переработки сульфидного сырья цветных и благородных металлов являются альтернативой пирометаллургическим процессам.

Например, при биовыщелачивании никель-медной руды с использованием данных микроорганизмов происходит разрушение сульфидных минералов, входящих в ее состав: пирротина (Fe_{1-x}S), пирита (FeS_2), халькопирита (CuFeS_2), пентландита ($(\text{NiFe})_9\text{S}_8$) и виоларита (FeNi_2S_4). Выщелачивание этих минералов может быть описано следующими реакциями:



Продукты реакций (1)–(5) (Fe^{2+} и S^0) являются субстратами для ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов, и их биоокисление протекает по реакциям:



Таким образом, в процессе биовыщелачивания в жидкой фазе накапливаются сульфаты металлов: сульфат трехвалентного железа, который является окислителем сульфидных минералов, а также сульфаты меди и никеля.

Объектом исследования являлась сульфидная никель-медная руда месторождения Шануч (Камчатский край). Рудные минералы в ней представлены следующими основными сульфидами: петландитом $(\text{NiFe})_9\text{S}_8$, виоларитом FeNi_2S_4 , халькопиритом CuFeS_2 , пирротинном Fe_{1-x}S и пиритом FeS_2 . В руде содержалось 5,41 % никеля и 0,77 % меди. Содержание железа и серы составило 23,08 и 21,02 % соответственно.

Для опытов в качестве инокулята было использовано сообщество ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов, росшее при 40 °С. Оно

включало бактерии *Leptospirillum* sp., *Sulfobacillus* spp., *Acidithiobacillus caldus* и археи родов *Ferroplasma* и *Acidiplasma*.

Опыты проводили в биореакторах объемом 2 л, содержащих 1 л суспензии, 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. Количество вносимой в биореактор руды составило 100 г, руда смешивалась с 1 л инокулята с добавлением 0,01 % дрожжевого экстракта (плотность твердой фазы составила 10 %). Количество клеток, определенное после инокуляции, составило 108 кл./мл. Концентрация трехвалентного железа в жидкой фазе составила 5,0 г/л, двухвалентное железо отсутствовало. Начальное значение pH устанавливали на уровне 1,2 добавлением концентрированной серной кислоты. Время биовыщелачивания в каждом опыте составляло 15 сут. Опыты проводились при различной температуре: 40, 44, 48 °C.

На рис. 1 представлены значения концентрации железа. Из данных, представленных на рисунке, следует, что в течение первых трех суток процесса при всех температурах основное количество железа было представлено двухвалентной формой, которая образовалась при протекании реакций (1)–(5). Затем происходило резкое снижение концентраций Fe^{2+} и увеличение концентраций Fe^{3+} за счет активного протекания реакции (6), которая приводит к повышению значения pH. При протекании реакции (7), наоборот, значение pH снижается. При этом концентрация суммарного железа повышалась с 5 г/л в начале процесса до 18–21 г/л в конце процесса биовыщелачивания, которое было представлено только Fe^{3+} .

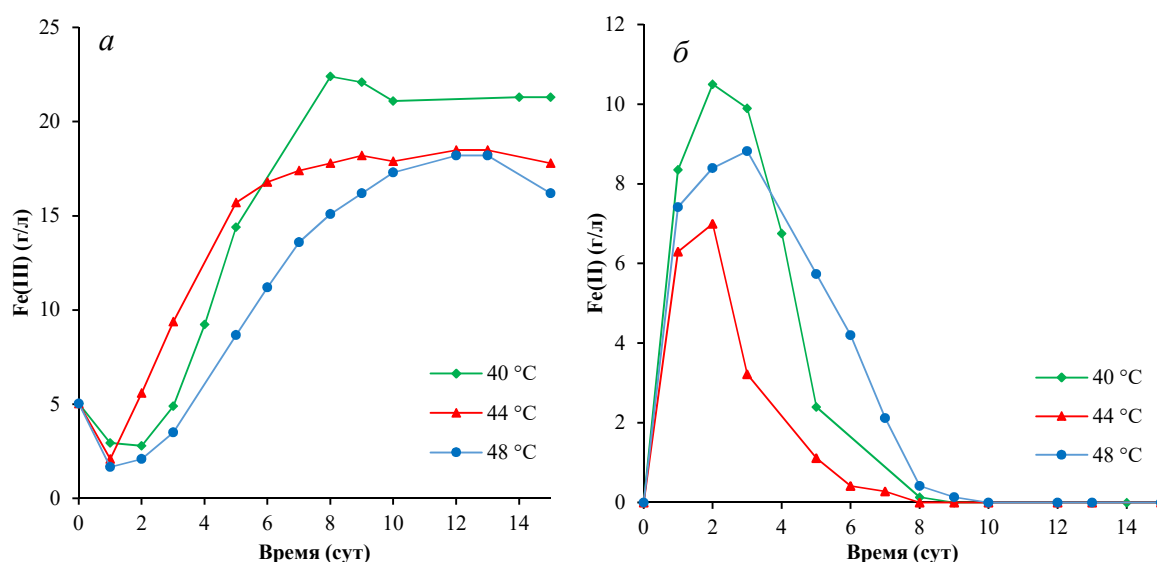


Рисунок 1 – Изменение концентраций Fe^{3+} (а) и Fe^{2+} (б) при биовыщелачивании руды при различной температуре

Из рис. 2 следует, что основное количество цветных металлов переходило в жидкую фазу в течение первых пяти суток, а в последующие девять суток скорость выщелачивания замедлялась. При этом извлечение никеля (90–94 %) значительно превышало извлечение меди (32–49 %). Конечная концентрация никеля составила от 4,9 г/л при 40 °С и 5,1 г/л при 44 и 48 °С, а конечная концентрация меди – 0,26 г/л при 40 °С и 0,37 г/л при 48 °С.

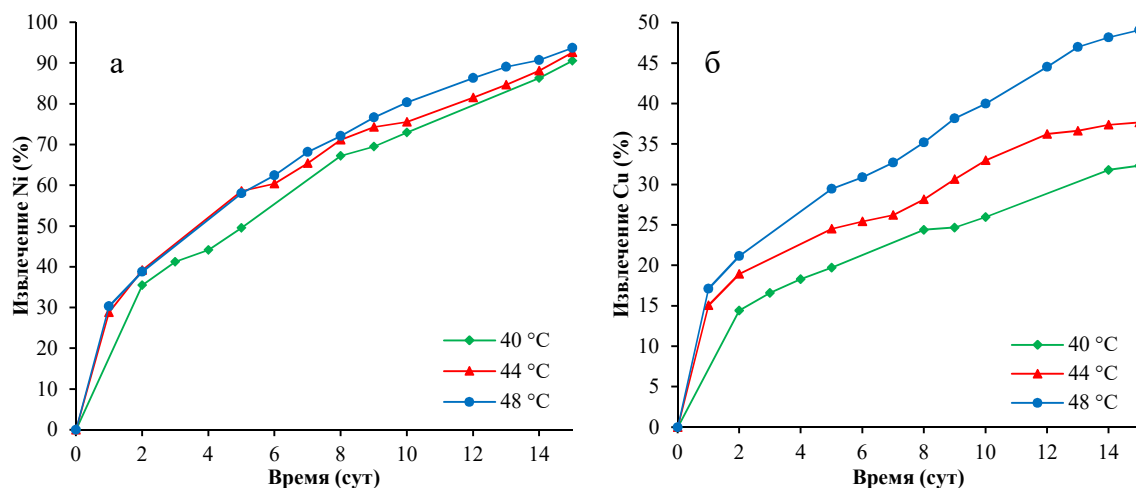


Рисунок 2 – Зависимость концентраций никеля (а) и меди (б) от времени биовыщелачивания руды при различной температуре

Основные результаты процессов выщелачивания руды при различных температурах приведены в табл. 1. Из данных таблицы следует, что извлечение цветных металлов в жидкую фазу зависело от температуры биовыщелачивания. Так, извлечение никеля повышалось от 90,5 до 94,1 % при повышении температуры от 40 до 44 °С, а дальнейшее повышение температуры до 48 °С способствовало повышению извлечения никеля в жидкую фазу до 95,2 %. При этом содержание никеля в твердой фазе (осадках биовыщелачивания) снижалось с ростом температуры и составило 0,8, 0,493 и 0,329 % при 40, 44 и 48 °С соответственно.

Таблица 1 – Основные результаты биовыщелачивания никель-медной руды при различных температурах

Температура, °С	Выход осадка, %	Извлечение в жидкую фазу, %		Содержание в осадке, %	
		Cu	Ni	Cu	Ni
40	64,0	37,67	90,54	0,75	0,80
44	65,1	33,72	94,07	0,784	0,493
48	65,7	48,04	95,24	0,609	0,329

Максимальное извлечение меди, равное 48 %, наблюдалось при максимальной температуре (48 °С).

Полученные результаты объясняются не только повышением скоростей химических реакций при повышении температуры, но и увеличением активности используемой ассоциации микроорганизмов.

Таким образом, при максимальной температуре, равной 48 °С, было получено относительно высокое извлечение цветных металлов в жидкую фазу, и, соответственно, низкое их содержание в осадках биовыщелачивания. Содержание никеля и меди, равное 0,329 % и 0,609 % соответственно, близко к их содержаниям в отходах горно-обогатительного комплекса.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (грант № 25-24-00187).

УДК 669.243.3

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОСОРБЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИКЕЛЯ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД

Тихомиров З. Д.

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

Окисленные никелевые руды являются достаточно сложным сырьем. Российские силикатные никелевые руды по своему качеству сильно уступают аналогичным рудам зарубежных стран. С одной стороны, содержание никеля в них не превышает 0,8-1,2 %, с другой стороны, наличие значительных запасов подобных руд делает их переработку целесообразной.

Результаты химического анализа руд Буруктаьского месторождения выявляют две технологические разновидности: железистый тип (с содержанием Fe_2O_3 свыше 20 %) и магнезиальный тип (с показателем менее 20 %). Никель в рудах представлен многообразием минеральных форм – как силикатными, так и оксидными соединениями. Помимо никеля в составе присутствует кобальт: он концентрируется преимущественно в марганцевых минералах, в частности – в охрах и обохренных серпентинитах. Распределение металла отличается тонкодисперсным и аморфно-кристаллическим характером, из-за чего он включается в различные минеральные фазы.

Силикатные никелевые руды не поддаются обогащению традиционными методами, поэтому их сразу направляют на гидро- или пирометаллургический передел. При этом пирометаллургические технологии, применявшиеся на уральских заводах, не обеспечивали удовлетворительных экономических показателей производства товарной продукции. Гидрометаллургические методы (в том числе автоклавные), успешно используемые на зарубежных предприятиях (например, в Индонезии и на Филиппинах), для уральских руд малоэффективны: их минералогический состав существенно отличается от латеритных руд тропического пояса.

Вместе с тем выщелачивание при атмосферном давлении демонстрирует высокую эффективность. Чаще всего в процессе задействуют минеральные кислоты – лидирующую позицию среди них занимает серная кислота благодаря доступности и низкой стоимости [1, 2]. Однако органические кислоты выигрывают по ряду параметров: они экологичнее и отличаются повышенной селективностью к цветным металлам за счёт комплексообразования.

Извлечение металлов из растворов минеральных кислот изучено лучше, чем из органических. Есть вероятность, что традиционные методы переработки (цементация, электроэкстракция, осаждение труднорастворимых соединений, сорбция на синтетических ионообменных смолах) работают непредвиденно.

Наиболее приемлемым способом переработки растворов представляется сорбция. Однако использование синтетических ионообменных смол подразумевает высокие затраты на их приобретение. С этой точки зрения, альтернативой могут стать более дешёвые биосорбенты.

Круг потенциальных биосорбентов чрезвычайно широк: от микроорганизмов и макроорганизмов до разнообразных биоотходов пищевой, лекарственной и сельскохозяйственной промышленности.

Существует множество сообщений о поиске подходящих и относительно дешёвых биосорбентов, способных удалять ионы металлов, например, бурые водоросли *Ascophyllum nodosum*, *Sargassum* sp., *Eclonia* sp., способны сорбировать Cu и Ni [3]. Перспективной является культуральная жидкость – побочный продукт производства лимонной кислоты с использованием гетеротрофных микроорганизмов, в частности микроскопических грибов *Aspergillus niger*. Использование *Aspergillus niger* среди рассмотренных вариантов имеет преимущество: микроорганизм является продуцентом лимонной кислоты (выщелачивающего реагента), а его мицелий можно использовать в качестве биосорбента. Такая культуральная жидкость представляет собой многокомпонентную смесь, включающую лимонную, глюконовую, щавелевую кислоты, а также неиспользованные углеводы. Концентрация лимонной кислоты в ней зависит от выбранного штамма и может составлять 50–90 %.

Биосорбция с помощью *Aspergillus niger* отмечена как перспективная для удаления металлов благодаря доступности этого гриба из различных промышленных процессов ферментации. Предполагается, что за биосорбцию отвечают различные функциональные группы в клеточной стенке *Aspergillus niger*. Исследователи изучали различные штаммы *A. niger*, такие как ATCC 11414 [4], ATCC 6275 [5], ATCC 10594 [6], NRRL 326 [7]. Dursun и др. [8] описали исследования сорбции токсичных следовых металлов из разных источников.

Штаммы грибов, включая *Aspergillus niger*, тестировали на устойчивость и рост в присутствии различных концентраций таких металлов, как Ni, Co, Fe, Mg и Mn [9]. Согласно [10, 11] степень устойчивости *Aspergillus niger* к различным тяжёлым металлам оказалась удовлетворительной.

Авторы работ [12, 13] провели эксперименты с разными штаммами *Aspergillus niger*, чтобы определить эффективность биомассы для удаления свинца, кадмия, меди и никеля. Кроме того, они сообщили, что предварительная обработка увеличивает адсорбционную способность биомассы для всех металлов, причем величина прироста зависит от типа и метода предварительной обработки. Кароог и Viraraghavan [12] использовали такие растворители для предварительной обработки, как гидроксид натрия, формальдегид, диметилсульфоксид, растворы моющих средств и др. Mukhopadhyay и др. [6] использовали формалин в качестве агента предварительной обработки биомассы *Aspergillus niger*. Высушенную биомассу измельчали и использовали для исследований поглощения металлов.

В рамках данной работы применяли штамм *Aspergillus niger* ВКПМ F 326, который обеспечивает особенно высокий выход целевого продукта – до 93,4 % лимонной кислоты от общего количества образуемых органических кислот.

Процесс культивирования продуцента осуществляли глубинным методом в колбах на качалке. В качестве питательной среды использовали состав со следующими компонентами (в г/дм³): 100 – свекловичная меласса; 0,5 – KH_2PO_2 ; 0,5 – $\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$; 0,1 – $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$.

Биохимическую активность культуры *Aspergillus niger* контролировали по изменению кислотности среды. В ходе культивирования в течение 5-7 суток наблюдалось существенное снижение pH – с 6,5 до 2,3, что свидетельствует об активной выработке органических кислот микроорганизмами.

В качестве объекта исследования выбрана магнезиальная окисленная никелевая руда Буруктаьского месторождения. Было проведено выщелачивание магнезиальной руды следующего химического состава, %: 0,93 Ni; 0,098 Co; 22 Fe_2O_3 ; 0,1 Cu; 12,67 MgO. Руду измельчали до крупности минус 0,074 мм.

Навеску руды выщелачивали в растворе лимонной кислоты концентрацией 150 г/дм³, Ж:Т = 5:1 при температуре 25 °С с периодическим перемешиванием. Концентрацию никеля, железа и кобальта в растворах выщелачивания определяли методом ААС.

В результате экспериментов был получен раствор следующего состава, г/дм³: 0,5 Ni, 0,09 Co, 3,1 Fe. Извлечение никеля и кобальта составило 27 % и 46 %, соответственно, а извлечение железа 3 %.

Аналогичный эксперимент был проведен с культуральным раствором *Aspergillus niger*. Во время выщелачивания в пульпе образовывался мицеллий, который по данным рентгенофлуоресцентного анализа содержит следующие элементы, %: 24,45 S, 22,06 K, 17,75 Fe, 13,85 Ca, 8,6 P, 8,17 Ni, 3,17 Mn, 0,84 Zn и пр. При этом в отфильтрованном растворе никеля не обнаружено.

На рис. 1 представлен мицеллий *Aspergillus niger*, имеющий гидрофобные свойства, что упрощает процесс отделения его от пульпы.



Рисунок 1 – Отделение мицелия от пульпы

Однако дальнейшая переработка такого продукта методами гидрометаллургии затруднена: обработка 0,5 М растворами HCl, H₂SO₄, NaOH при комнатной температуре не позволила перевести никель в раствор. Поэтому предполагается использование комбинированной схемы переработки.

Таким образом, применение *Aspergillus niger* дает возможность селективного выщелачивания никеля из окисленных руд и концентрирования целевого металла в компактный продукт.

Список литературы

1. Федоров, А. Н. Освоение процесса Ванюкова для переработки окисленных никелевых руд на Южно-Уральском никелевом комбинате/ А. Н. Федоров, А. А. Комков, В. Н. Бруэк и др. // Цветные металлы. – 2007. – № 12. – С. 33–37.
2. McDonald, R. Atmospheric acid leaching of nickel laterites review: Part I. Sulphuric acid technologies / R. McDonald, B. Whittington // Hydrometallurgy. – 2008. – V. 91. – P. 35-55.
3. Das, N. Biosorption of heavy metals - an overview / N. Das, R. Vimala, P. Karthika // Indian Journal of Biotechnology. 2008. V. 7. P. 159-169.
4. Kapoor, A. Removal of Heavy Metals Using the Fungus *Aspergillus niger* / A. Kapoor, T. Viraraghavan, D. Roy Cullimore // Bioresource Technology. – 1999. – Vol. 70. – P. 95–104.
5. Mulligan, C. N. Bioleaching of Heavy Metals from a Low Grade Mining Ore Using *Aspergillus niger* / C. N. Mulligan, M. Kamali, B. F. Gibbs // Journal of Hazardous Materials. – 2004. – Vol. 110. – P. 77–84.
6. Mukhopadhyay, M. Kinetic Modelling for the Biosorption of Copper by Pretreated *Aspergillus niger* Biomass / M. Mukhopadhyay, S. B. Noronha, G. K. Suraishkumar // Bioresource Technology. – 2007. – Vol. 98. – P. 1781–1787.
7. Price, M. S. *Aspergillus niger* Absorbs Copper and Zinc from Swine Wastewater / M. S. Price, J. J. Classen, G. A. Payne // Bioresource Technology. – 2001. – Vol. 77. – P. 41–49.
8. Dursun, A. Y. Bioaccumulation of Copper (II), Lead (II) and Chromium (VI) by Growing *Aspergillus niger* / A. Y. Dursun, G. Uslu, Y. Cuci, Z. Aksu // Process Biochemistry. – 2003. – Vol. 38. – P. 1647–1651.
9. Valix, M. Adaptive Tolerance Behaviour of Fungi in Heavy Metals / M. Valix, L. O. Loon // Min. Eng. – 2003. – Vol. 16. – P. 193–198.

10. Vala, A. K. Tolerance and Accumulation of Hexavalent Chromium by Two Seaweed Associated Aspergilli / A. K. Vala, N. Anand, P. N. Bhatt, H. V. Joshi // *Mar. Pollut. Bull.* – 2004. – Vol. 48. – P. 983–985.
11. Yang, J. Heavy Metals Extraction from Municipal Solid Waste Incineration Fly Ash Using Adapted Metal Tolerant *Aspergillus niger* / J. Yang, Q. Wang, Wang Qi, T. Wu // *Bioresour. Technol.* – 2009. – Vol. 100. – P. 254–260.
12. Kapoor, A. Heavy Metal Biosorption Sites in *Aspergillus niger* / A. Kapoor, T. Viraraghavan // *Bioresour. Technol.* – 1997. – Vol. 61. – P. 221–227.
13. Kapoor, A. Biosorption of Heavy Metals on *Aspergillus niger*, Effect of Pretreatment / A. Kapoor, T. Viraraghavan // *Bioresour. Technol.* – 1998. – Vol. 63. – P. 109–113.
14. Kapoor, A. Removal of Heavy Metals from Aqueous Solutions Using Immobilised Fungal Biomass in Continuous Mode / A. Kapoor, T. Viraraghavan // *Water Research.* – 1998. – Vol. 32. – P. 1968–1977.

УДК 669.822.63+661.183.123.3.067

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ УРАНА И ПРИМЕСЕЙ 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

Введение. Рост требований к комплексной переработке минерального сырья и снижению экологической нагрузки гидрометаллургических переделов стимулирует развитие нецианистых технологий выщелачивания благородных и редких металлов, а также совершенствование стадий сорбционного извлечения и регенерации сорбентов. Для золотоурановых объектов особый интерес представляют сернокислые тиоцианатные растворы, позволяющие одновременно переводить в раствор уран (в виде устойчивых сульфатных комплексов) и золото (в тиоцианатных комплексных формах), что создаёт предпосылки для построения единой технологической цепочки «выщелачивание – сорбция – раздельная десорбция компонентов». Такая постановка задачи подтверждается результатами исследований по сернокислотно-тиоцианатному выщелачиванию золота и урана, показавшими принципиальную реализуемость совместного извлечения металлов в продуктивный раствор и дальнейшей сорбционной переработки растворов [1].

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 [2, 3]. Данный способ [4] основан на инертности комплексов урана к активированным углям. Далее золото в насыщенных углях переводится в цианидный комплекс и десорбируется щелочным элюентом [5, 6].

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. [7]. 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 % [4]. При этом для дальнейшего разделения золота и урана из насыщенной смолы необходима разработка специальных методов. При этом десорбцию урана можно проводить стандартными элюентами [7]. Ключевым ограничением при внедрении сорбционных схем является не столько стадия сорбции, сколько стадия десорбции, поскольку именно она определяет: степень извлечения целевого компонента в товарный элюат, полноту регенерации ионита, накопление сопутствующих компонентов в смоле, стабильность сорбента при многократных циклах, а также состав и агрессивность оборотных растворов. Для урана, извлекаемого из сернокислых растворов, в промышленной практике широко применяются анионитные сорбенты (в т. ч. сильноосновные), обеспечивающие высокую селективность к анионным комплексам уранила в сульфатной среде.

В связи с изложенным, настоящая работа направлена на исследование закономерностей десорбции урана и сопутствующих примесей из ионитов, насыщенных в сернокислых тиоцианатных растворах, с определением режимов десорбции, обеспечивающих максимальную степень извлечения урана, снижение перехода примесей в товарный продукт, эффективную регенерацию ионита и восстановление его сорбционных свойств, а также технологическую совместимость с сорбционными схемами переработки продуктивных растворов золотоуранового сырья.

Опыты по подбору оптимального элюента для регенерации насыщенных ионитов были проведены в статических условиях (в стеклянном стакане с магнитной мешалкой) с периодической заменой элюента на свежий. Содержание урана в ионите составляло 4,62 мг/г, железа – 15,4 мг/г. Навеска смолы в каждом опыте составляла 2 мл. Каждая порция элюента составляла 75 мл. Замену предыдущей порции элюента на свежую осуществляли через 1 час. Температура десорбции составляла 50-55 °С. Степень десорбции урана и железа рассчитывали по анализу растворов (отношение массы металла в объеме раствора к массе металла в навеске смолы). Также визуально по цвету раствора и смолы оценивали эффективность десорбции тиоцианата. Опыт оставляли после полного обесцвечивания смолы. В табл. 1 представлены используемые элюенты, их концентрации, а также некоторые показатели тестовых опытов.

Кривые элюирования урана и железа различными элюентами представлены на рис. 1.

Таблица 1 – Результаты тестовых опытов по подбору элюента

№ опыта	Элюент (концентрация, г/л)	V_p/V_c	Остаточная емкость, мг/г		Степень десорбции, %		Коэффициент концентрирования U
			U	Fe	U	Fe	
СТ1	H ₂ SO ₄ (200 г/дм ³)	150	0,25	4,27	94,6	72,3	8,2
СТ2	HNO ₃ (32 г/дм ³)	75	1,33	6,36	71,3	58,7	12,7
СТ3	HCl (6 г/дм ³)	112,5	<0,025	2,50	>99	83,7	4,1
СТ4	HCl (20 г/дм ³)	150	0,49	2,61	89,4	83,1	5,7
СТ5	H ₂ SO ₄ (20 г/дм ³) + NH ₄ NO ₃ (80 г/дм ³)	112,5	0,61	3,27	86,7	78,7	10,6

Примечание: V_p/V_c Количество объемов элюента на 1 объем смолы

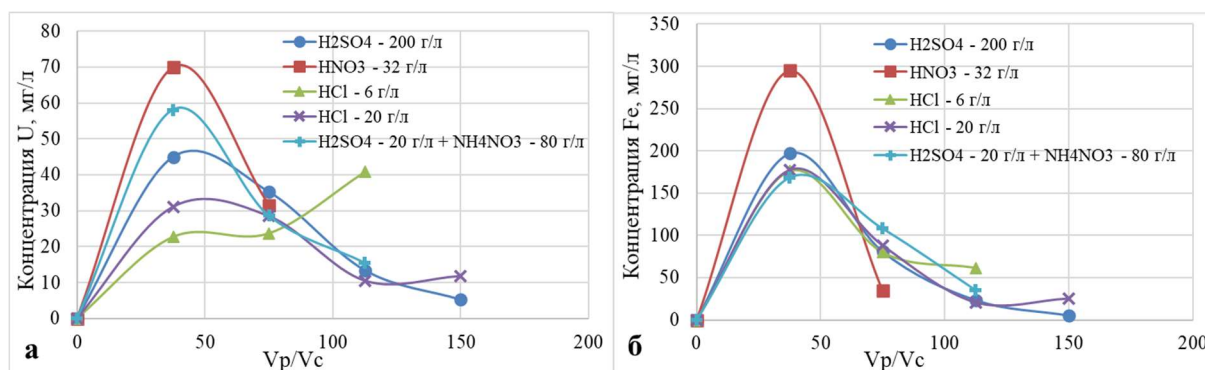


Рисунок 1 – Кривые десорбции урана (а) и железа (б) различными элюентами

Наибольшую эффективность при десорбции урана и железа проявил элюент на основе азотной кислоты (32 г/дм³). Степень десорбции урана и железа при использовании данного реагента составила 71 и 59 % соответственно при минимальном соотношении $V_{\text{раствора}}/V_{\text{смолы}}$ по сравнению с другими элюентами, а степень концентрирования урана составила 12,7. В то же время для более полной десорбции металлов соотношение $V_{\text{раствора}}/V_{\text{смолы}}$ необходимо увеличить. Отрицательным моментом использования азотной кислоты является полное разрушение (окисление) тиоцианата как в жидкой фазе элюента, так и в фазе ионита, что исключает возможность повторного использования регенерированного тиоцианата в процессе выщелачивания.

Использование элюентов на основе серной кислоты (200 г/дм³) и ее смеси с нитратом аммония (20 г/дм³+80 г/дм³) дало схожие результаты. При использовании данных реагентов возможно добиться показателя десорбции урана более 90 %, и коэффициента концентрирования более 10. Данные элюенты дают высокие показатели по десорбции железа, кроме того, они «мягче», чем азотная кислота и позволяют регенерировать тиоцианат из насыщенных ионитов.

Использование в качестве элюентов растворов соляной кислоты с различной концентрацией в наименьшей степени подходят для десорбции урана.

Таким образом, можно заключить, что для комплексной десорбции урана, тиоцианата и железа из насыщенных ионитов наиболее подходят элюенты на основе серной кислоты.

Ввиду вышесказанного проведен тестовый опыт по десорбции урана из насыщенного ионита ($U\ 11,6\ \text{кг/дм}^3$; $Fe\ 9,2\ \text{кг/дм}^3$) в динамическом режиме раствором серной кислоты ($\sim 200\ \text{г/дм}^3$) при температуре $50-55\ ^\circ\text{C}$. Раствор элюента пропускали через колонку с ионитом при помощи перистальтического насоса, соотношение $V_{\text{раствора}}/V_{\text{смолы}}$ составляло 10. Десорбцию урана, железа и тиоцианата проводили в течение 48 ч до «обесцвечивания» ионита, что свидетельствует о том, что основная масса тиоцианата извлеклась из раствора. Расчетное извлечение урана в опыте составило около 93 %, железа – около 82 %. Кривые элюирования урана и железа представлены на рис. 2.

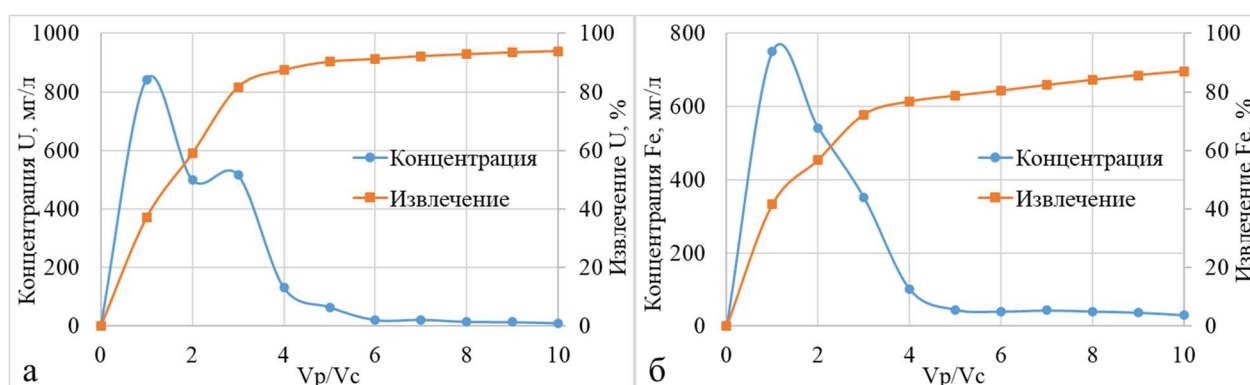


Рисунок 2 – Кривые элюирования урана (а) и железа (б) из насыщенного ионита раствором серной кислоты $200\ \text{г/дм}^3$

Определение сорбционных характеристик регенерированных ионитов проводили построением изотерм сорбции урана методом переменных объемов. Для построения изотерм сорбции использовали раствор с концентрацией урана $27\ \text{мг/дм}^3$. В табл. 2 представлено описание смол, использованных в опытах по снятию изотерм сорбции.

Таблица 2 – Смолы, используемые в тестах

Образец смолы	Параметры десорбции, при которых были получены образцы смол	Остаточное содержание, мг/дм^3	
		U	Fe
Исх.	Свежая смола D201	-	-
Д1	H_2SO_4 ($200\ \text{г/дм}^3$), динамический режим, $t = 55\ ^\circ\text{C}$	<0,25	0,1
СТ1	H_2SO_4 ($200\ \text{г/дм}^3$), статический режим, $t = 55\ ^\circ\text{C}$	0,25	4,27
СТ2	HNO_3 ($32\ \text{г/дм}^3$), статический режим, $t = 55\ ^\circ\text{C}$	1,33	6,36
СТ4	HCl ($20\ \text{г/дм}^3$), статический режим, $t = 55\ ^\circ\text{C}$	0,49	2,61

Полученные изотермы представлены на рис. 3.

Показано, что ни один из исследуемых способов регенерации сорбента не позволяет восстановить его свойства полностью (в сравнении со свежим

ионитом). Все регенерированные сорбенты имели близкие значения по СОВ. Тем не менее, наиболее эффективное восстановление сорбента получено при использовании азотной и серной кислот.

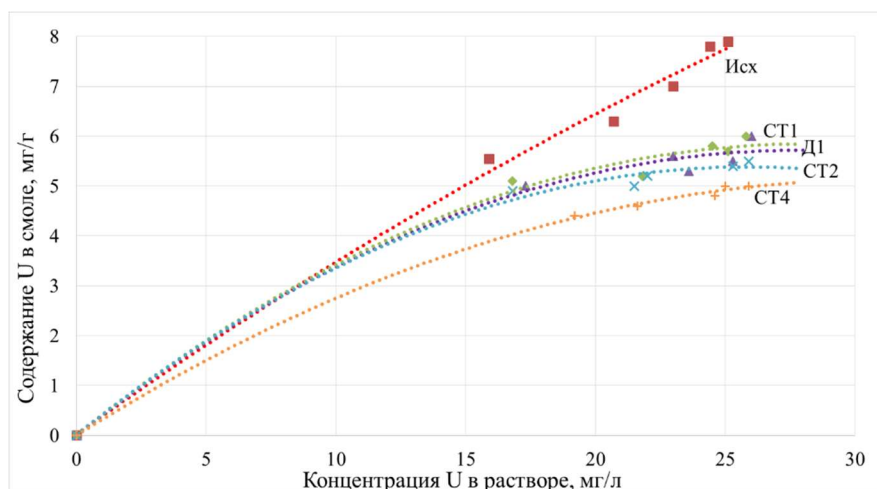


Рисунок 3 – Изотермы сорбции урана из регенерированных ионитов

Таким образом, исследованиями показано, что по совокупности всех факторов (извлечение урана, железа и регенерация тиоцианата) оптимальным элюентом является серная кислота. Однако для эффективной и быстрой десорбции урана и железа из сорбента с максимальной его очисткой от тиоцианата (без его регенерации) может использоваться азотная кислота. Следует отметить, что десорбция тиоцианата из сильноосновных ионитов – процесс очень сложный, а тиоцианат, адсорбированный смолой, может снижать ее емкость по урану на 16-28 %.

Список литературы

1. Шипнигов А. А., Епифоров 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>.
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, pp. 301-319.
3. Shipnigov A., Epiforov A., Sobennikov R. Combined recovery of gold and uranium from gold-uranium ores // Proceedings of 10th World Gold Conference. (Shenyang, 2023) Shenyang, 2023. P. 783-791.
4. Пат. № 2791169, Российская Федерация, C22В 60/02, C22В 11/00, C22В 3/06. Способ извлечения золота и урана из золотоурановых руд / А. А. Шипнигов, Е. Д. Мусин, А. В. Епифоров; заявитель и патентообладатель АО «Иргиредмет». Заявл. 28.06.2021; опубл. 03.03.2023. Бюл. № 7.
5. 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/10.17580/2021.11.01>.

6. 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.
7. Нестеров Ю. В. Иониты и ионообмен. Сорбционная технология при добыче урана и других металлов методом подземного выщелачивания. М.: ОАО «Атомредметзолото», 2007. 480 с.

УДК 622.277:54-4

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ДЕКОЛЬМАТАЦИ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СПВ УРАНА

**Чернобровкин Н. А.¹, Мешков Е. Ю.¹, Воронцова О. М.¹,
Иванов А. Г.¹, Бояркина Е. С.²**

¹АО «ВНИПИПромтехнологии», г. Москва, Россия

²АО «Далур», с. Уксянское, Россия

Введение

Одной из основных причин снижения производительности технологических скважин при скважинном подземном выщелачивании (СПВ) является увеличение гидравлического сопротивления и снижение фильтрационных характеристик пласта, возникающее за счет кольтматации [1]. Кольтматация – это процесс засорения стенок обсадных колонн скважин, пор и трещин в горных породах, фильтрах и дренажах, вызванный наличием в растворах мелких частиц и микроорганизмов либо выпадением в осадок малорастворимых химических соединений [2-4].

Устранение последствий кольтматации – весьма трудоемкий процесс, не всегда позволяющий восстановить производительность скважины в полной мере, поэтому при эксплуатации полигонов СПВ предпочтительнее использовать методы предупреждения осадкообразования [5].

Основная часть

На сегодняшний день выделяют 4 вида кольтматации: механическая, химическая, биологическая и газовая. Наиболее сложной с точки зрения растворения образовавшихся осадков является химическая кольтматация, возникающая в результате ионообменных процессов при взаимодействии серной кислоты с вмещающими породами [2]. В настоящей работе рассмотрен один из распространенных видов химической кольтматации – гипсовая. Выпадение в осадок сульфата кальция возникает вследствие взаимодействия серной кислоты, входящей в состав выщелачивающих растворов, с такими породами как кальцит или доломит. Переходящий в раствор в результате выщелачивания ион кальция, соединяясь с сульфат-ионом серной кислоты, вызывает образование малорастворимой соли CaSO_4 , растворимость которой невелика (около 2 г/дм³ в воде) и практически не зависит от величины pH.

Одним из эффективных методов декольматации технологических скважин при гипсовой кольматации является реагентный метод [2]. Целью работы являлось определение рецептуры декольматирующего раствора для растворения гипсового кольматанта и влияния таких факторов как температура, время обработки кольматанта, наличие в растворе Cl^- на эффективность декольматирующих мероприятий.

Для лабораторных опытов использовался образец гипсового кольматанта (дигидрат сульфата кальция $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), отобранный на одном из урановых месторождений Зауральского урановорудного района, разрабатываемых методом СПВ.

Эффективная удельная активность ($A_{\text{эфф}}$) природных радионуклидов в пробе осадка определена по формуле:

$$A_{\text{эфф}} = A_{\text{Ra}} + 1,31A_{\text{Th}} + 0,085A_{\text{K}},$$

где A_{Ra} – удельная активность радия (^{226}Ra), Бк/кг; A_{Th} – удельная активность тория (^{232}Th), Бк/кг; A_{K} – удельная активность калия (^{40}K), Бк/кг.

$A_{\text{эфф}}$ составила 1085 Бк/кг, что позволяет отнести кольматант к материалам III класса, использующихся в дорожном строительстве вне населенных пунктов [6].

После анализа известных на сегодняшний день практик реагентной обработки для дальнейшего рассмотрения были выбраны следующие декольматирующие составы:

- обработка кислотными растворами (HCl и HNO_3);
- обработка щелочным раствором (NaOH);
- обработка комплексообразователями ($\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$ и трилон Б – $\text{Na}_2\text{ЭДТА}$).

В ходе исследований измельченную до порошкообразного состояния навеску кольматанта растворяли в статических условиях при соотношении Ж:Т = 10:1 в течение 24 часов при комнатной температуре и при постоянном перемешивании. Эффективность обработки определяли по изменению массы сухого кольматанта после обработки (выход по кеку), определяемой по формуле:

$$P = \frac{m_{\text{конечн.}}}{m_{\text{исходн.}}} \cdot 100 \, \%.$$

Результаты опыта по реагентной обработке кольматанта в виде гistogramмы представлены на рис. 1.

Наиболее перспективным с точки зрения растворения показал себя раствор Трилона Б в присутствии щелочи.

Аналогичным способом была определена оптимальная рецептура раствора комплексообразователя, влияние температуры, времени обработки и наличия Cl^- в растворе (0-30 г/дм³). Результаты представлены на рис. 2.

Учитывая небольшую разницу между результатами применения растворов 20% и 15% Трилона Б, за оптимальную была принята рецептура Три-

лон Б 17,5 % + NaOH 5 %. Оптимальное время обработки 4-6 часов. Присутствие Cl^- в растворе не оказывает существенного влияния на эффективность растворения осадка. Повышение температуры раствора до 60-80 °С способствует повышению эффективности растворения осадка на ≈ 10 %.

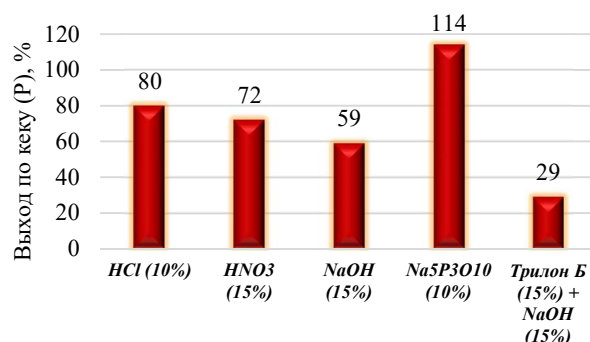
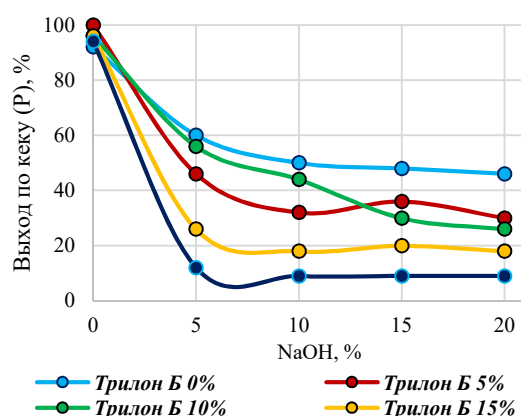
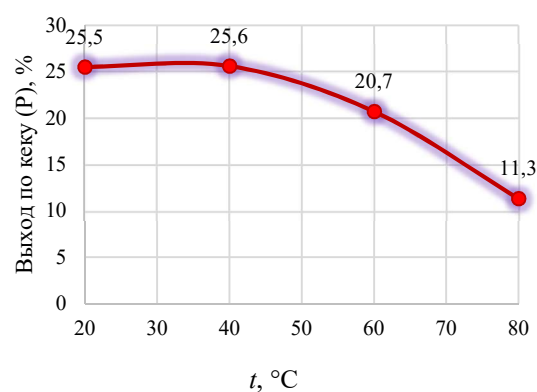


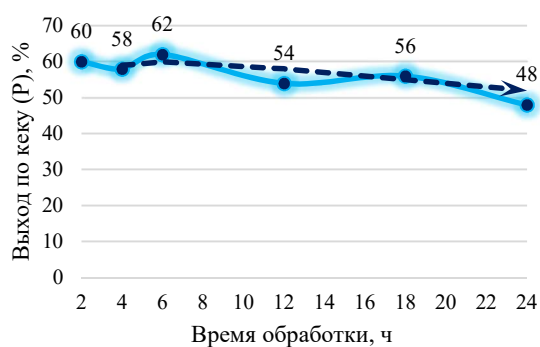
Рисунок 1 – Результаты обработки кольтаната



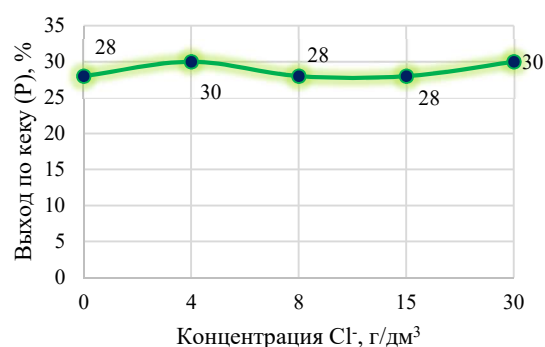
а



б



в



г

Рисунок 2 – Определение оптимального состава:

- а – определение оптимального состава; б – определение влияния температуры;
в – определение оптимального времени;
г – определение влияния концентрации Cl^- в растворе

В лабораторных условиях был смоделирован процесс реагентной обработки скважины. Было подготовлено две колонки: с небольшим количеством

кольматирующего осадка, при котором присутствует возможность движения раствора по стволу скважины (далее – тип «А»), и с таким количеством осадка, когда имеет место образование плотной гипсовой «пробки» (далее – тип «Б»).

С целью защелачивания кольматант в обеих колонках привели в контакт с 20 % раствором NaOH в течение 24 часов. После откачки щелочи кольматант обрабатывали 15 % раствором азотной кислоты (HNO_3). Щелочно-кислотная обработка в случае кольматации типа «А» привела к растворению значительной части осадка. В модели скважины с кольматацией типа «Б», напротив, видимых изменений не происходило, что объясняется малой площадью контакта реагента с осадком. При этом обработка раствором Трилона Б с щелочью вызвала появление трещиноватости в монолите «пробки» и её последующее разрушение спустя 15 часов (рис. 3).

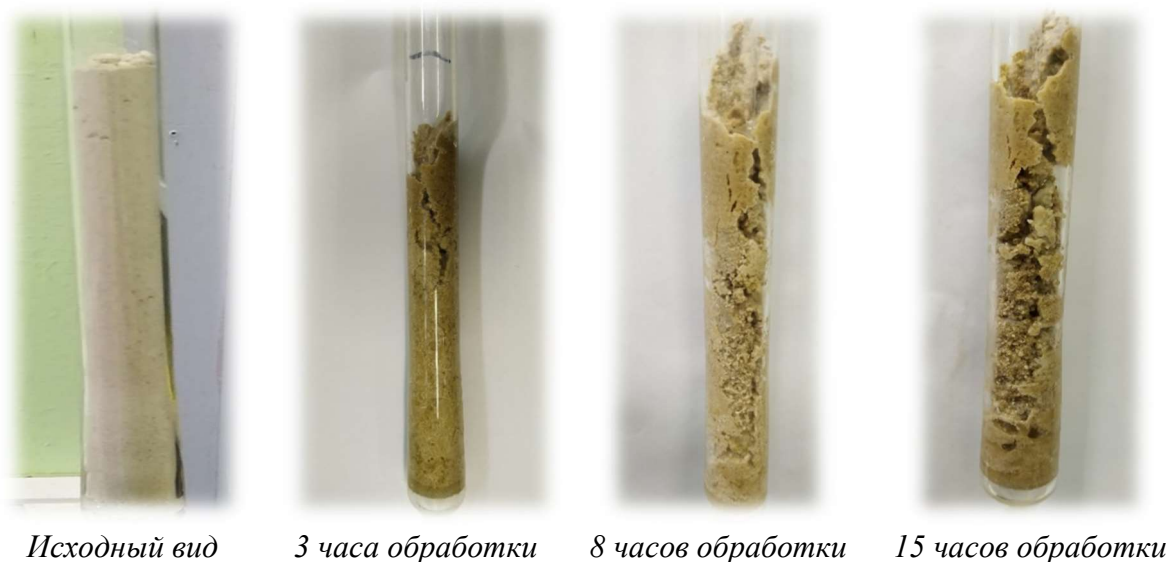


Рисунок 3 – Моделирование декольматации

Утилизировать растворы после щелочно-кислотной обработки возможно путем закачки их в скважины, смешивая с обратным выщелачивающим раствором. Однако такой способ недопустим при обработке кольматанта раствором комплексообразователя. На рис. 4 представлена предлагаемая принципиальная схема дальнейшего обращения с продуктами декольматации, содержащими соли ЭДТА.

$A_{\text{эфф}}$ полученного в лаборатории осадка составила 1 кБк/кг, что позволяет утилизировать его на полигонах ТБО [6].

Заключение

В результате работы были рассмотрены виды и причины кольматации на месторождениях, разрабатываемых методом СПВ. Проанализированы известные методы декольматации гипсовых осадков. Показана эффективность щелочно-кислотной обработки методом «реагентной ванны» при «легкой» кольматации и обработки раствором Трилон Б (17,5 %) + NaOH (5 %) в случае

«тяжелой» кольтматации. Показаны принципиальные способы обращения с продуктами декольтматации.

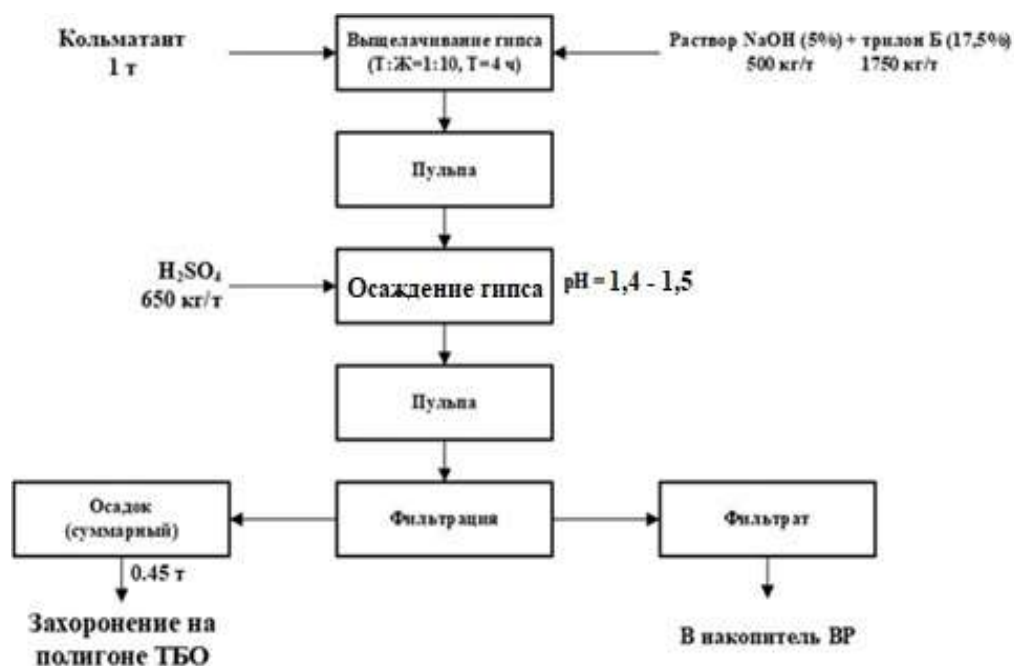


Рисунок 4 – Схема утилизации продуктов декольтматации

Полученные в ходе исследований результаты в настоящее время успешно применяются при проведении ремонтно-восстановительных работ и при профилактической обработке скважин на действующих месторождениях.

Список литературы

1. Bahig M. Atia1., Mohamed A., Gado1., Mohamed, F. Cheira1. Kinetics of uranium and iron dissolution by sulfuric acid from Abu Zeneima ferruginous siltstone, Southwestern Sinai, Egypt // Euro-Mediterranean Journal for Environmental Integration. – 2018. – V 3. – P. 1–12.
2. Чернобровкин Н. А., Мешков Е. Ю., Майников Д. В., Иванов А. Г. Исследование методов реагентной обработки при кольтматации технологических скважин на месторождениях, разрабатываемых способом СПВ // Горный журнал. – 2025. – № 2. – С. 51-56.
3. Бабкин А. С., Иванов А. Г., Арсентьев Ю. А., Мешков Е. Ю., Чернобровкин Н. А., Орехов Д. Д., Гаврилов Р. И. Кольтматация фильтров и прифильтровых зон технологических скважин скважинного подземного выщелачивания урана // Вестник РАЕН. -2025/3. – С. 11-23.
4. Чернобровкин Н. А., Мешков Е. Ю., Соловьев А. А., Иванов А. Г., Лавров А. С. Реагентные методы декольтматации на месторождениях, разрабатываемых методом СПВ // XI международная научно-практическая конференция молодых учёных и специалистов атомной отрасли "Команда": сборник тезисов. Часть 2. – Москва: ООО "Издательский дом Недра", 2025. – С. 123-125 с.
5. Шылбатыр А. А., Хорошайло Д. В., Досатов Т. И. Исследование методов регенерации и ингибирования гипса в рудоносном пласте, возникающего в результате химической кольтматации, при проведении ПСВ. Актуальные проблемы урановой промышленности: сборник трудов X юбилейной Международной научно-практической конференции,

- посвященной 25-летию АО «НАК «Казатомпром» и 20-летию ТОО «Институт высоких технологий». Часть 1. 24–26 ноября 2022 г. – Алматы: КБТУ, 2022. – 436 с.
6. СП 2.6.1.2612-10. Основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности (ОСПОРБ-99/2010).

УДК 661.879.1

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СТАБИЛИЗАЦИИ ПЕРЕКИСИ ВОДОРОДА ПРИ КАРБОНАТНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ РУД

**Сарычев Г. А., Трубаков Ю. М., Кольцов В. Ю.,
Грязнов М. В., Юдина Т. Б., Величкина Н. С.**

АО «Эльконский ГМК», г. Алдан, Республика Саха (Якутия), Россия

Для окисления U(IV) до U(VI) в карбонатных средах могут быть использованы различные окислители: кислород, озон, пероксид водорода, персульфаты щелочных металлов или аммония, гипохлорит натрия и др. Среди предложенных в литературе химических окислителей наиболее предпочтительным для использования в процессах окислительного растворения является перекись водорода, которая не только эффективно окисляет UO_2 или U_3O_8 , но и не приводит к усложнению химического состава карбонатных растворов, а также к накоплению в них солей, т.к. продуктами разложения H_2O_2 являются газообразный кислород и вода [1].

Однако, основной недостаток перекиси водорода – это её нестойкость. Молекула перекиси водорода имеет строение Н-О-О-Н, где атомы кислорода связаны между собой довольно слабой одинарной связью. Это и определяет одно из главных свойств H_2O_2 – её термодинамическую неустойчивость и способность к самопроизвольному разложению.

Скорость разложения перекиси водорода зависит от многих факторов: температуры, концентрации H_2O_2 , наличия примесей и катализаторов. Особенно важную роль играют катализаторы – вещества, ускоряющие химические реакции. Для разложения перекиси водорода типичными катализаторами являются переходные металлы (медь, железо, марганец) и их соли, а также некоторые ферменты [2].

Для достижения устойчивости H_2O_2 в щелочно-карбонатной среде при выщелачивании урана из руды в присутствии катализаторов в выщелачивающий раствор вводят стабилизаторы.

Стабилизаторы являются чрезвычайно важными веществами, определяющими техническую применимость перекиси водорода и ее производных. От хорошего стабилизатора требуется, чтобы он был активным в течение длительного времени даже в малых концентрациях. Предложено большое число органических и неорганических веществ, предотвращающих разложение перекиси водорода [3-5]. Для исследований выбраны Трилон Б, жидкое стекло, ванадат аммония, сульфат магния:

- Трилон Б образует устойчивые комплексные соединения с каталитически активными веществами, тем самым повышая устойчивость перекиси водорода;

- силикат натрия может образовывать промежуточные соединения с катализаторами, иммобилизовывать катализаторы, сорбируя их на развитой поверхности золя кремниевой кислоты, в которую он переходит в водных системах;

- ванадат аммония при взаимодействии с перекисью водорода образует комплексную надванадиевую кислоту, в результате реакция распада пероксида водорода почти не происходит;

- сульфат магния способен образовывать стабильные комплексы с ионами тяжёлых металлов, тем самым снижая их концентрацию в растворе и уменьшая их токсическое воздействие на H_2O_2 .

Исследования по влиянию стабилизаторов на устойчивость перекиси водорода проведены в агитационном режиме в карбонатной среде и при выщелачивании урана из окисленной урановой руды.

На первом этапе в колбу с карбонатным раствором перекиси водорода вводили стабилизатор и осуществляли перемешивание с помощью магнитной мешалки в течение 48 часов. Результаты представлены на рис. 1.

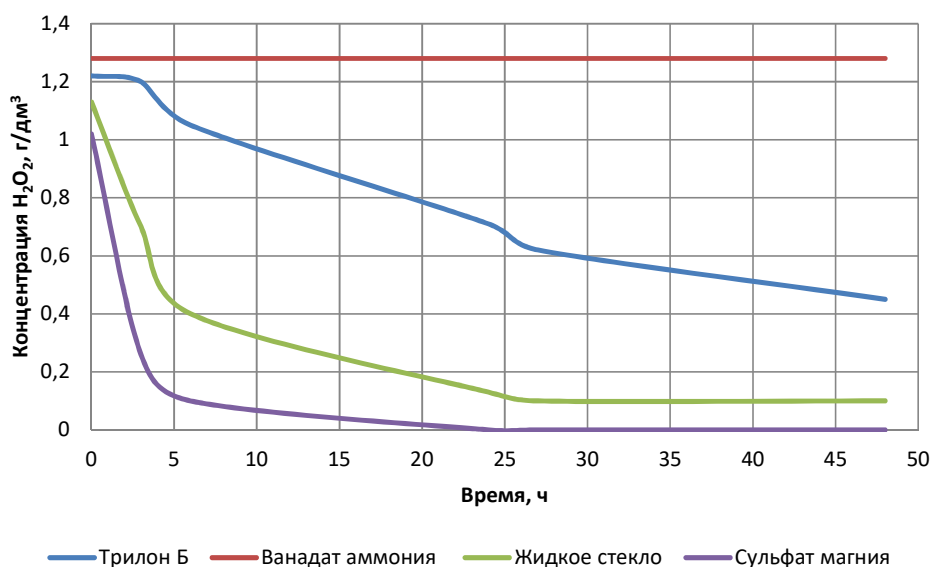


Рисунок 1 – Влияние стабилизаторов на устойчивость перекиси водорода в карбонатной среде

Из полученных результатов следует:

- при введении ванадата аммония (1 г/дм^3) в раствор, содержащий перекись водорода (1 г/дм^3), концентрация H_2O_2 не меняется в течение 48 часов, т.е. наблюдается стабилизация системы;

- при введении Трилона Б (1 г/дм^3) в раствор, содержащий перекись водорода (1 г/дм^3), концентрация H_2O_2 в течение 48 часов снижается в 2,7 раза;

- при введении жидкого стекла (1 г/дм^3) в раствор, содержащий перекись водорода (1 г/дм^3), концентрация H_2O_2 в течение 24 часов снижается в 11 раз;

- при введении сульфата магния (1 г/дм^3) в раствор, содержащий перекись водорода (1 г/дм^3), H_2O_2 за 24 часа полностью разлагается.

Следовательно, по данным лабораторных исследований, оптимальными стабилизаторами перекиси водорода в карбонатной среде являются ванадат аммония и Трилон Б.

На втором этапе исследований навеску исходной окисленной урановой руды постепенно засыпали в лабораторный стакан с выщелачивающим раствором и стабилизатором при постоянном перемешивании. Продолжительность экспериментов составила 3 суток, навеска рудного материала 100 г, крупность руды $-0,074 \text{ мм}$, Ж:Т = 5 : 1. Выщелачивание проводили карбонатным раствором с перекисью водорода. Результаты представлены на рис. 2.

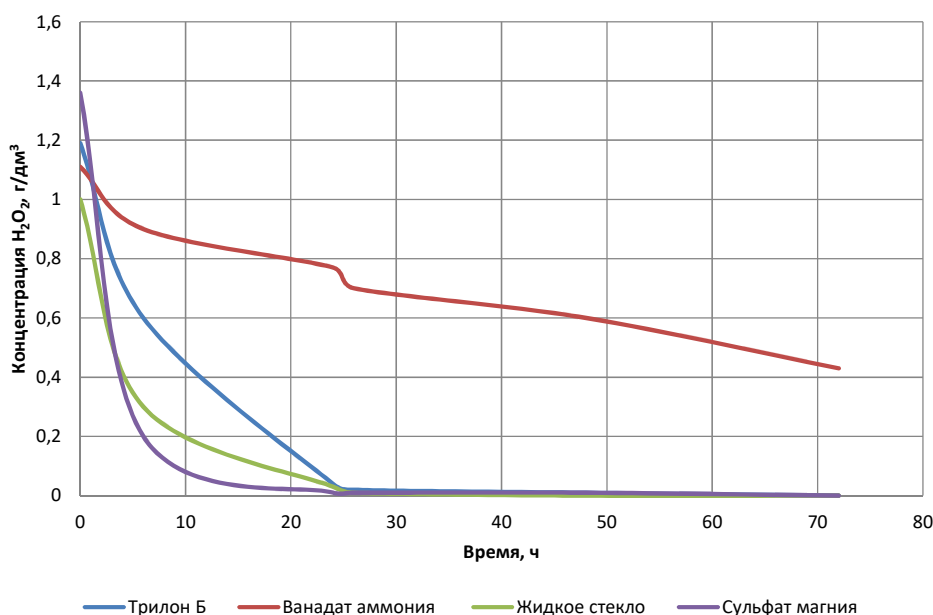


Рисунок 2 – Влияние стабилизаторов на устойчивость перекиси водорода при карбонатном выщелачивании урана

Из полученных графических зависимостей следует, что в реальных условиях при выщелачивании урана из руды ($U = 0,033\text{-}0,04 \%$) наблюдается та же тенденция, что и в водных растворах, оптимальные результаты по стабилизации H_2O_2 показал ванадат аммония. Однако, в процессе выщелачивания урана даже с ванадатов аммония за 24 часа концентрация перекиси водорода снижается в 1,4 раза.

В результате проведенных исследований по выщелачиванию урана из окисленной урановой руды в карбонатных средах с H_2O_2 и стабилизатором получены результаты, которые представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты по выщелачиванию урана из окисленной урановой руды в карбонатных средах с перекисью водорода и стабилизатором

Стабилизатор	Концентрация H_2O_2 , мг/дм ³		Содержание U в растворе, мг/дм ³	Степень извлечения U, %
	Начало	Конец		
Трилон Б	1,19	н/о	50,4	56,7
	6,55	н/о	52,8	62,1
Ванадат аммония	1,11	0,43	31,9	53,2
	5,93	0,43	40,9	66,1
Жидкое стекло	1,00	н/о	34,8	41,9
	6,55	н/о	36,0	46,9
Сульфат магния	1,36	н/о	33,6	43,1
	6,38	н/о	34,8	39,1

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. При выщелачивании урана из окисленной руды карбонатным раствором с перекисью водорода (1 г/дм³) лучшие результаты по степени извлечения U показали стабилизаторы:

- Трилон Б (1,19 г/дм³) – степень извлечения U – 56,7 %;
- ванадат аммония (1,11 г/дм³) – степень извлечения U – 53,2 %.

2. При выщелачивании урана из окисленной руды карбонатным раствором с перекисью водорода (6 г/дм³) также лучшие результаты по степени извлечения U показали Трилон Б (62,1 %) и ванадат аммония (66,1 %).

3. Жидкое стекло и сульфат магния в условиях карбонатного выщелачивания не проявили себя в качестве стабилизаторов перекиси водорода и не оказали влияния на степень извлечения урана.

Список литературы

1. Громов Б. В. Введение в химическую технологию урана. – Москва, 1978.
2. Перекись водорода и перекисные соединения / под ред. проф. М. Е. Позина, – Ленинград, 1951.
3. Калдыбаев Р. Т., Набиев Д. С. и др. Исследование возможности стабилизации и снижения скорости разложения пероксида водорода в процессе отбелки хлопковой целлюлозы // Известия высших учебных заведений. Технология текстильной промышленности. – 2019. – № 1. – С. 214-218.
4. Борисевич С. Н. Определение стабилизатора в растворах водорода пероксида // Здравоохранение. – 2006. – № 3. – С. 30-31.
5. Гладышев Н. Ф., Дворецкий С. И., Жданов Д. В. и др. К вопросу о выборе стабилизатора щелочного раствора пероксида водорода // Вестник ТГТУ. – 2003. – Том 9. – № 2.

ЭКСТРАКЦИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ ГИДРАЗИДАМИ α -РАЗВЕТВЛЕННЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ

Чеканова Л. Г., Ваулина В. Н.

Институт технической химии Уральского отделения РАН –
филиал ПФИЦ УрО РАН, г. Пермь, Россия

Никель и кобальт в основном получают из сульфидных руд флотацией с последующей пирометаллургической переработкой концентратов и около 35 % – из окисленных никелевых руд (ОНР). Окисленные руды имеют сложный состав, невысокое содержание ценных компонентов. Это обуславливает громоздкость и низкую рентабельность существующих технологических схем. Однако около 70 % мировых запасов никеля приходится именно на ОНР, и они в перспективе станут основным источником производства Ni и Co [1]. Эффективная переработка ОНР возможна на основе гидрометаллургических технологий, включающих на первом этапе их аммиачное или серноокислотное выщелачивание [2]. Основное преимущество кислотного выщелачивания – более полное извлечение в раствор Ni и Co (более 90 %). Полученные серноокислые растворы перерабатывают далее по сложным многостадийным схемам, где в различных вариантах используют жидкостную экстракцию. Предпочтительными являются схемы прямых экстракционных методов извлечения Ni и Co в присутствии Mn, Ca, Mg [3]. Перспективным считается процесс Goro – экстракция Ni и Co с отделением от основных примесей с бис(2,4,4-триметилпентил)дитиофосфиновой кислотой (Цианекс 301) [4]. Процессу Goro при очевидных преимуществах (высокая селективность; низкие потери экстрагента; отсутствие промежуточных стадий выщелачивания и осаждения), присущи недостатки: склонность Цианекс 301 к окислительной деструкции в присутствии кислорода, Cu(II) и Fe(III), что требует создания инертной атмосферы и тщательного отделения данных металлов; высокая кислотность (6 моль/л HCl) на стадии реэкстракции, сложное аппаратное оформление процесса. Тем не менее, утверждается, что опытная установка подтвердила высокую эффективность процесса [3]. Перспективными экстрагентами для извлечения цветных металлов из кислых сред являются гидразиды карбоновых кислот (ГВИК). Ранее было показано, что по селективности к Ni и Co, химической устойчивости и ряду других свойств гидразиды превосходят Цианекс 301 [5].

Цель настоящего исследования – установление закономерностей экстракции никеля и других металлов из серноокислых растворов бактериального выщелачивания окисленных никелевых руд с гидразидами на основе синтетических α -разветвленных карбоновых кислот (ГВИК 1519).

Экспериментальная часть. В качестве экстрагента использовали растворы ГВИК 1519 с концентрацией 0,3–0,4 моль/л, которые готовили разбавлением в керосине (ГОСТ 10227-86) полученного в ИТХ УрО РАН реагента. Экстракцию проводили с раствором бактериального выщелачивания (бактерии типа *ferrooxidans*) с концентрацией основных элементов, г/л: Ni – 1,485; Co – 0,024; Fe – 6,163; pH $\approx$ 1,8.

Обсуждение результатов. При изучении кинетики экстракции металлов раствором ГВИК1519 в керосине установлено, что достижение равновесия характеризуется высокой скоростью: для извлечения 99,9 % Ni(II) и Co(II) достаточно 1 минуты (рис. 1, а). Однако расслаивание фаз в ходе экстракции происходит медленно (от 30 мин и более). Для преодоления этого ограничения были исследованы смеси керосина с 10 и 20 об. % различных модификаторов: 2-этилгексанола (2ЭГ), нонилфенола, трибутилфосфата. По совокупности свойств в качестве добавки к керосину был выбран 2ЭГ. При его применении время расслаивания составляет не более 10 мин без существенного снижения показателей извлечения; наблюдается подавление экстракции железа и облегчение реэкстракции никеля (рис. 1, б). В дальнейших опытах в качестве растворителя для ГВИК 1519 использовали смесь керосина и 15 об. % 2ЭГ.

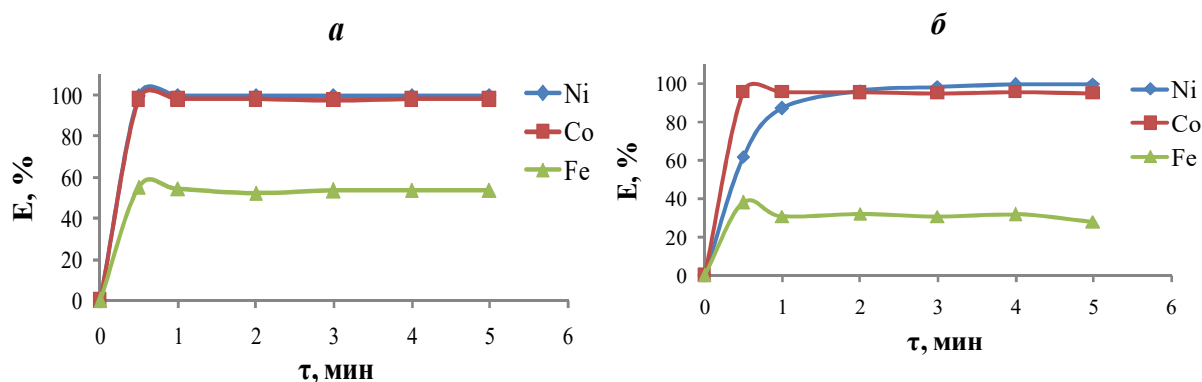


Рисунок 1 – Зависимость извлечения ионов металлов от времени контакта фаз при экстракции с ГВИК1519 в растворителях:
а – керосин; б – керосин с добавкой 20 об. % 2ЭГ; $C_{\text{ГВИК}} = 0,3$ моль/л; О:В = 1:1

Результаты исследования влияния концентрации ГВИК1519 и соотношения фаз (О:В) на степень извлечения ионов металлов представлены в табл. 1.

Анализ полученных данных показал, что для количественного извлечения никеля при соотношении О:В = 1:1 достаточно 0,2 моль/л раствора ГВИК; для совместного извлечения никеля и кобальта – 0,3 моль/л; повышение концентрации реагента способствует усилению нежелательной соэкстракции железа. Если проводить экстракцию при соотношении О:В = 1:5, то за три ступени при концентрации ГВИК 0,3–0,4 моль/л можно получить экстракт, насыщенный по никелю с минимальным содержанием железа; при соотношении

O:B = 1:2 за три ступени можно добиться предельного насыщения органической фазы по никелю (5,56 г/л) для концентрации реагента 0,4 моль/л. Для максимально количественного и селективного извлечения никеля установлены следующие условия экстракции: концентрация ГВИК 1519 – 0,3 моль/л, соотношение фаз O:B = 1:2. При данных условиях органическая фаза содержит, г/л: Ni – 4,74, Co – 0.003; Fe – 3,88.

Таблица 1 – Составы насыщенной органической фазы в зависимости от количества ступеней, соотношения фаз, концентрации ГВИК 1519

Число ступеней экстракции	$C(\text{Me})^{\text{оф}}, \text{г/л}$								
	$V(\text{o}):V(\text{в}) = 1:1$			$V(\text{o}):V(\text{в}) = 1:2$			$V(\text{o}):V(\text{в}) = 1:5$		
	Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe	Ni	Co	Fe
$C_{\text{ГВИК}} = 0,1 \text{ моль/л}$									
1	1,18	0,007	0,82	1,37	0,014	1,56	-	-	-
2	1,58	0,004	1,16	1,92	0,005	1,70	-	-	-
3	2,02	0,004	1,52	-	-	-	-	-	-
$C_{\text{ГВИК}} = 0,2 \text{ моль/л}$									
1	1,60	0,018	1,65	2,63	0,013	1,94	-	-	-
2	2,60	0,011	2,13	2,91	0,009	2,50	-	-	-
3	3,26	0,007	2,58	-	-	-	-	-	-
$C_{\text{ГВИК}} = 0,3 \text{ моль/л}$									
1	1,42	0,021	2,55	2,59	0,026	2,04	3,63	0,037	3,97
2	2,9	0,025	2,5	3,81	0,012	3,05	5,12	0,017	5,00
3	3,57	0,014	2,62	4,74	0,003	3,88	3,63	0,037	3,97
$C_{\text{ГВИК}} = 0,4 \text{ моль/л}$									
1	1,50	0,012	3,41	2,96	0,048	3,79	4,39	0,04	7,08
2	2,99	0,023	3,59	4,81	0,040	5,38	5,34	0,03	6,61
3	4,32	0,026	3,84	5,56	0,032	6,34	4,39	0,04	7,08

Определено, что изменение температуры растворов в процессе экстракции в диапазоне (10÷40) °C не влияет на степень извлечения никеля. С ростом температуры незначительно снижается степень извлечения железа и незначительно повышается скорость экстракции никеля. Разделение фаз происходит достаточно быстро даже при температуре 10 °C.

Показана принципиальная возможность разделения соэкстрагируемых металлов на стадии реэкстракции путем последовательной обработки экстракта (полученного в описанных выше оптимальных условиях экстракции) различными реэкстрагирующими растворами. Установлено, что при промывке водой в течение двух минут из экстракта удаляется 17-20 % железа; при обработке 0,5 моль/л раствором H_2SO_4 степень реэкстракции за 2–3 ступени и 2 мин при соотношении $V_{\text{o}}:V_{\text{в}} = 1:1$ составляет 73 и 64 % для Co и Fe соответственно, при этом никель практически не переходит в водную фазу. Реэкстракция никеля наиболее полно протекает с применением растворов 4 моль/л H_2SO_4 (рис. 2); также возможно его концентрирование путем варьирования

соотношения фаз. За одну ступень реэкстракции раствором 4 моль/л H_2SO_4 при соотношениях $V_o:V_v = 1:1$ и $1:2$ получены реэкстракты с содержанием никеля 3,32 и 6,59 г/л соответственно.

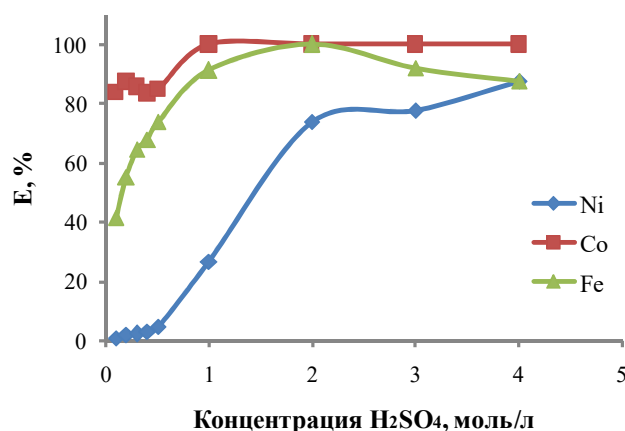


Рисунок 2 – Влияние концентрации H_2SO_4 на степень реэкстракции Ni(II), Co(II) и Fe(III) (данные трехступенчатой реэкстракции)

Для исследования возможности получения никельсодержащего товарного продукта были проведены опыты по выделению кристаллогидратов сульфата никеля из реэкстрактов. Для этого раствор H_2SO_4 с концентрацией 4 моль/л в объеме 100 мл встряхивали со свежими порциями экстракта при соотношении фаз $O:B = 1:1$; получали реэкстракты с различным содержанием никеля (табл. 2).

Таблица 2 – Составы реэкстрактов для кристаллизации и характеристики кристаллогидратов

Концентрации металлов, г/л			Время появления кристаллов, сутки	Масса кристаллов, г	Элементный анализ, %		
Ni	Co	Fe			Ni*	Co	Fe
16,6	0,0002	4,7	—	—	—	—	—
20,3	0,0002	5,5	5	0,8975	17,8	0,0017	0,10
26,7	0,0002	4,6	5	1,2015	18,4	0,0024	0,15
32,5	0,0002	2,3	4	2,3300	18,9	0,0022	0,14

*Теоретическое содержание никеля в $\text{NiSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ – 20,9 %

Пробы объемом 25 мл оставляли в чашках Петри в холодильнике при $t=10^\circ\text{C}$; опыты проводили в статическом режиме. Через 2 недели кристаллы отделяли от раствора, промывали спиртом, сушили на воздухе при комнатной температуре. Содержание никеля в полученных образцах оказалось несколько ниже теоретически рассчитанного значения; в кристаллогидратах обнаружено 0,1-0,15 % примеси железа (табл. 2). Методом рентгеновской по-

рошковой дифрактометрии установлено наличие семи молекул воды. Для оптимизации условий получения более чистых кристаллогидратов никеля из реэкстрактов требуются дальнейшие целенаправленные исследования.

Следует отметить, что концентрация кобальта в реэкстракте ничтожно мала, и выделить его кристаллогидраты в этом случае не представляется возможным. Кобальт может быть выделен из растворов, полученных на стадии промывки экстракта 0,5 моль/л раствором H_2SO_4 .

Таким образом, показана принципиальная возможность селективного извлечения никеля из сернокислых растворов бактериального выщелачивания ОНР методом экстракции с ГВИК 1519.

Список литературы

1. Mudd, G. M. Global trends and environmental issues in nickel mining: Sulfides versus laterites / G. M. Mudd // Ore Geology Reviews. – 2010. – V. 38. – P. 9-6.
2. Mamyrbayeva, K. K. Review of technology for hydrometallurgical processing of lateritic nickel ores over the past 20 years in the world [Text] / K. K. Mamyrbayeva, A. N. Kuandykova, T. A. Chepushtanova, Y. S. Merkibayev // Non-ferrous Metals. 2024. – № 1. – P. 13-21.
3. Kursunoglua, S. Hydrometallurgical processing of nickel laterites - a brief overview on the use of solvent extraction and nickel/cobalt project for the separation and purification of nickel and cobalt / S. Kursunoglua, M. Kayab // Madencilik (Mining). 2019. – V. 58 (2). P. 131-144.
4. Mihaylov, E. The development of a novel hydrometallurgical process for nickel and cobalt recovery from Goro laterite ore / E. Mihaylov, D.F. Crause, Y. Okita Colton // CIM Bulletin (Canadian Institute of Mining and Metallurgy Bulletin). – 2000. – V. 93 (1042). – P.124-130.
5. Радушев, А. В. Прямая экстракция никеля из модельного сульфатного раствора гидразидом трет-карбоновых кислот VERSATIC / А. В. Радушев, В. Н. Ваулина, А. В. Харитонов, Л. Г. Чеканова, В. Ю. Гусев // Журнал прикладной химии. – 2016. – Т. 89 (6). – С. 719-724.

УДК 542.65:546.831

ПОЛУЧЕНИЕ ОКСИХЛОРИДА ЦИРКОНИЯ МЕТОДОМ ВЫСАЛИВАНИЯ

**Сарычев Г. А., Трубаков Ю. М., Кольцов В. Ю., Юдина Т. Б.,
Величкина Н. С., Крылова О. К., Мышлецов А. И., Новиков П. Ю.**
АО «Эльконский ГМК», г. Алдан, Республика Саха (Якутия), Россия

Сырьём для получения химических веществ на основе циркония является оксихлорид циркония октагидрат ($ZrOCl_2 \cdot 8H_2O$) – это один из важных базовых химических продуктов, широко используемый в разных отраслях промышленности. Основные мощности по его производству находятся в Китае [1], крупнейшими производителями ОХЦ на мировом рынке являются компании Guangtong Chemical, KINGAN Hi-Tech, Shenhua Group, Billions Chemical, производство составляет более 200 тыс. тонн в год.

Оксихлорид циркония (ОХЦ) представляет собой кристаллическое вещество, хорошо растворимое в холодной воде, разлагается в горячей, нерастворимо в ацетоне, высаливается крепкими растворами соляной кислоты. Эмпирическая формула ОХЦ – $\text{ZrOCl}_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ – не отражает его истинный состав, так как ни в твердом состоянии, ни в растворах он не содержит цирконильную группировку ($\text{Zr} = \text{O}^{2+}$). Истинный состав ОХЦ отвечает формуле $[\text{Zr}_4(\text{OH})_8(\text{H}_2\text{O})_{16}]\text{Cl}_8 \cdot 12\text{H}_2\text{O}$, или сокращенно $\text{Zr}(\text{OH})_2\text{Cl}_2 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$. Структура ОХЦ и в растворе, и в кристаллах – циклический тетрамер, в котором атомы Zr соединены двойными оловыми мостиками [2].

Один из наиболее известных и применяемых способов кристаллизации ОХЦ из растворов является его высаливание соляной кислотой при охлаждении [3]. Выделение кристаллического $\text{ZrOCl}_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ основано на том, что его растворимость значительно уменьшается при увеличении концентрации соляной кислоты и понижении температуры раствора. Минимальная растворимость $\text{ZrOCl}_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ при 20 °С и концентрации соляной кислоты 8,7-9,3 N равна 6,3 г/дм³ ZrO_2 . Указанной концентрации кислоты нельзя достичь упариванием, так как при концентрации 6,0 N HCl образует с водой азеотропную смесь. Солянокислые растворы с первоначальной концентрацией 1,4-2,9 N HCl упаривают до насыщения, охлаждают до 20 °С; в результате выделяется до 95 % циркония. Примеси (железо, алюминий, титан) остаются в маточном растворе, но могут в незначительной степени механически захватываться при кристаллизации. После промывки осадка концентрированной соляной кислотой или после повторной кристаллизации содержание примесей в ОХЦ составляет десятые и сотые доли процентов [4].

В начале исследований эксперименты по выделению кристаллов проведены на модельных растворах с использованием реактива ОХЦ.

Цель экспериментов – выбор основных технологических условий высаливания кристаллов ОХЦ из солянокислых растворов. По данным химического анализа содержание циркония в пробе реактива составило 31,35 %. Определённые расчётом количества соли (от 20 до 200 г/дм³) растворяли в соляной кислоте различной концентрации (от 70 до 420 г/дм³) при нагревании (от 60 до 90 °С), затем охлаждали при температурах от 20 до 5 °С на водяной бане при перемешивании с различной временной выдержкой термостатирования. При работе с более концентрированными растворами при их охлаждении до 35-40 °С наблюдали помутнение растворов и начало образования крупных, хлопьевидных кристаллических агломератов. При достижении определённых концентрационных и/или температурных условий наблюдали массовое выпадение кристаллов. Оценивали массу выпавших кристаллов, плотность маточных растворов и остаточное содержание в них циркония.

Общеизвестно, что кристаллическая фаза, осаждённая из разбавленных растворов, будет содержать, в том числе, меньше механически захваченных примесей, чем если бы её осаждали из концентрированных растворов, поскольку в реальных растворах присутствуют примеси алюминия, железа,

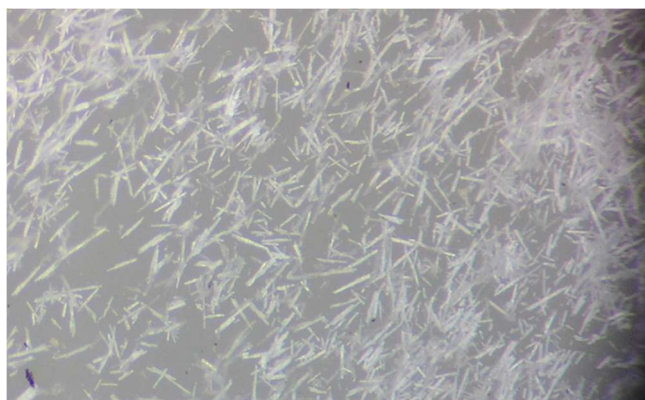
кремния, натрия и других элементов. Исследования по высаливанию ОХЦ проведены из растворов следующих составов: 60,0-200 г/дм³ Zr; 80-140 мг/дм³ Al; 170-250 мг/дм³ Fe; 0,2-6,0 г/дм³ Si; 60-1000 мг/дм³ Ti; 4-7 мг/дм³ P; 1,5-4,0 г/дм³ Na.

Скорость перемешивания суспензии установлена экспериментально: без перемешивания суспензия приобретает вид неоднородной (с присутствием комков) массы; при скорости вращения мешалки 60-120 об/мин наблюдали перемешивание нижних слоёв суспензии и застойную зону в верхней части; при скорости вращения мешалки 130-180 об/мин обеспечивалось равномерное перемешивание суспензии по всему объёму; увеличение скорости вращения мешалки более 200 об/мин не целесообразно. Следует отметить, что скорость перемешивания подбирали в соответствии с геометрией реактора.

Процесс кристаллизации (высаливания), фильтрования и отмывки проводили в репульпационном режиме соляной кислотой и ацетоном. Максимальная степень высаливания составила 94,0-95,0 %.

По результатам проведённых исследований определены оптимальные условия процесса кристаллизации (высаливания) ОХЦ: температура – 8-10 °С; продолжительность – 3 часа; концентрация соляной кислоты – 400-420 г/дм³. В этих условиях количество получаемого ОХЦ максимально, а разделение жидкой и твёрдой фаз суспензии проходило удовлетворительно. Отмывку осадка от примесей проводили концентрированной соляной кислотой, а затем ацетоном. При фильтровании использовали ацетон по следующим причинам: оксихлорид циркония не растворяется в ацетоне; при промывке осадка ацетон вытесняет остатки соляной кислоты и примеси; снижает тиксотропность и улучшает структуру осадка; сокращает продолжительность сушки готового продукта.

Оксихлорид циркония представляет собой бесцветные прозрачные игольчатые кристаллы длиной 0,1-0,2 мм, шириной 0,001-0,005 мм, очень хрупкие, легко ломающиеся. Фото кристаллов приведено на рис. 1.



**Рисунок 1 – Кристаллы ОХЦ
(в ацетоне). Увеличение ×60**

Химический состав полученного ОХЦ, мас. %: доля основного вещества $\text{ZrOCl}_2 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ не менее 99,0; $\text{Al}_2\text{O}_3 < 0,001$; Fe_2O_3 0,001; SiO_2 0,001; TiO_2 0,0002; $\text{P}_2\text{O}_5 < 0,001$; $\text{Na}_2\text{O} < 0,001$, нерастворимые в воде вещества – 0,01.

Исследования на лабораторном стереомикроскопе Saike Digital SK 2500THDMI-T2H5 выполнены ведущим научным сотрудником АО «ВНИИПромтехнологии» Е. П. Бугриевой.

Список литературы

1. Белоусова Е. Б. Тенденции мирового рынка цирконового концентрата // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. – 2020. – № 6. – С.77-79.
2. Жуков А. В. Гетерофазный синтез гидроксида циркония из оксихлорида циркония / А. В. Жуков, С. В. Чижевская, Пьяе Пьо, В. А. Панов // Неорганические материалы. – 2019. – Том 55. – № 10, С. 1051–1058.
3. Блюменталь У. Б. Химия циркония – М.: Иностранная литература, 1963. – 336 с.
4. Большаков К. А. Химия и технология редких и рассеянных элементов: учеб. пособ.: в 2 т. – М.: Высшая школа, 1969. – Т. 2. 640 с.

УДК 669.334

АЗОТНОКИСЛОТНОЕ РАСТВОРЕНИЕ ТЕННАНТИТА В ПРИСУТСТВИИ ЛИГНОСУЛЬФОНАТА

Шкляев Ю., Дизер О. А., Головкин Д. И., Рогожников Д. А.

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

Истощение запасов высококачественных сульфидных медных руд вынуждает предприятия перерабатывать комплексные руды со сложным минеральным составом, в том числе содержащие теннантит ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$).

Существующие технологии переработки имеют заметные ограничения. Пирометаллургические процессы, несмотря на высокую производительность, сопровождаются выделением токсичных газов. Гидрометаллургические подходы – хлоридное [1], сульфатное [2], аммиачное выщелачивание [3], биовыщелачивание [4] и автоклавное окисление [5] – также не получили широкого промышленного распространения из-за существенных ограничений: низкой скорости процессов, высокой энергоёмкости или жёстких требований к условиям реализации.

На этом фоне азотнокислотное выщелачивание представляется наиболее перспективным методом. Азотная кислота обладает высокими окислительными свойствами, благодаря чему эффективно растворяет сульфидные минералы [6, 7]. Кроме того, азотнокислая среда позволяет селективно осадить мышьяк либо переводить его в менее опасные соединения – в отличие от пирометаллургии, где токсичные выбросы практически неизбежны.

Для повышения эффективности гидрометаллургического извлечения меди перспективным подходом является применение каталитических и окислительных добавок. Экспериментально подтверждено [8], что применение технических лигносульфонатов (ЛС) при азотнокислотном выщелачивании халькопирита существенно повышает степень извлечения меди и железа. Это открывает перспективы для адаптации метода к переработке теннантита.

Цель работы – изучение влияния ЛС на процесс азотнокислотного растворения теннантита.

В данной работе в качестве основного сырья использовали теннантит Учалинского месторождения. Данный минерал предварительно измельчали, просеивали и отбирали рабочую фракцию крупностью $-0,074+0,063$ мм.

Исследование азотнокислотного выщелачивания теннантита проводилось в термостатированном боросиликатном реакторе Lenz Minni-60 объемом $0,5 \text{ дм}^3$. Контроль температурного режима с точностью до $\pm 0,05 \text{ }^\circ\text{C}$ обеспечивался термостатом Huber Kiss K6. Перемешивание пульпы осуществлялось верхнеприводной мешалкой Eurostar 20 digital. Эксперименты начинали с предварительного нагрева раствора азотной кислоты (с добавлением ЛС) до заданной температуры, после чего в систему вносили навеску минерала. В процессе эксперимента с помощью дозатора Sartorius Proline отбирали пробы для оптико-эмиссионного анализа на спектрометре EXPEC 6500. По окончании выщелачивания пульпу фильтровали через воронку Бюхнера, кек промывали дистиллированной водой и сушили при $80 \text{ }^\circ\text{C}$ до достижения постоянной массы.

Влияние добавки ЛС на растворение меди (рис. 1) и мышьяка (рис. 2) из теннантита оценивали при концентрации азотной кислоты 5 моль/дм^3 , температуре $60 \text{ }^\circ\text{C}$, продолжительности 100 мин, Ж:Т = 20:1.

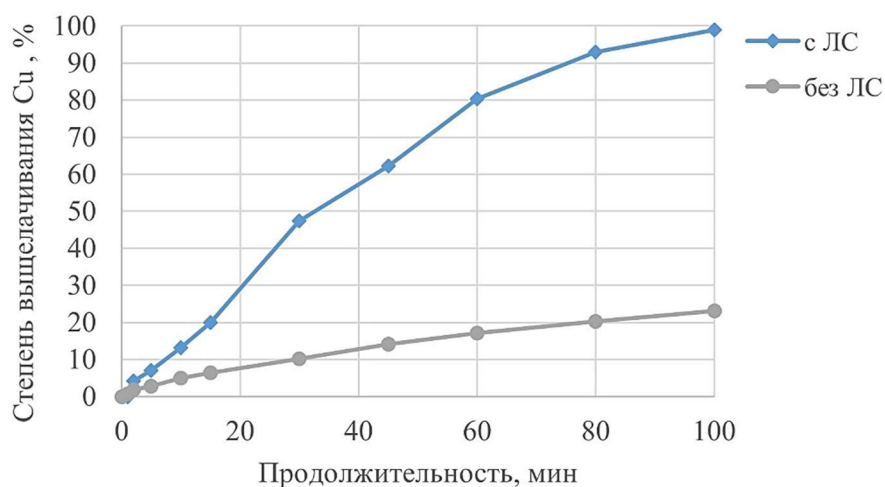


Рисунок 1 – Зависимость степени выщелачивания меди из теннантита от продолжительности с добавкой и без добавки ЛС

Согласно графикам, представленным на рис. 1 и 2, введение ЛС оказывает положительное влияние на процесс. Степень выщелачивания меди увеличивается с 21 до 99 %, а мышьяка с 20 до 45 %.

В целом, полученные зависимости степени выщелачивания меди и мышьяка из теннантита от времени без добавления ЛС и в присутствии ЛС позволили установить, что введение ЛС способствует увеличению степени выщелачивания меди и мышьяка.

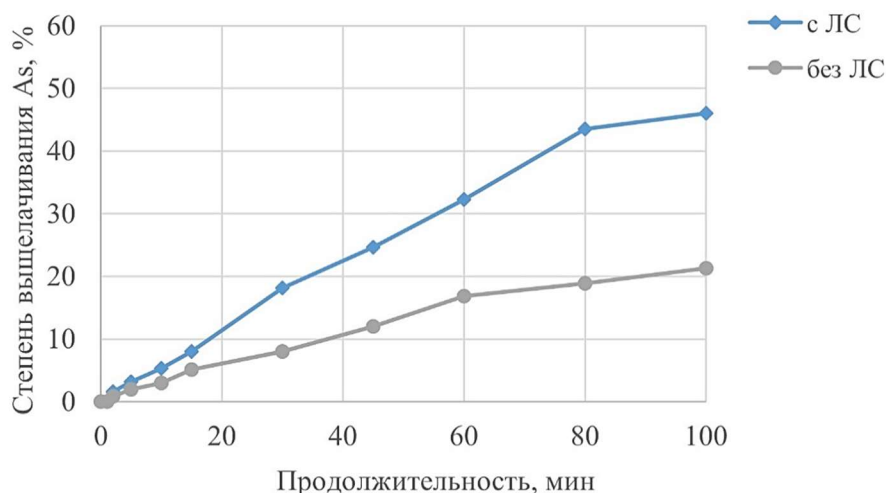


Рисунок 2 – Зависимость степени выщелачивания мышьяка из теннантита от продолжительности с добавкой и без добавки ЛС

Направлением дальнейших исследований является изучение влияния различных параметров на степень выщелачивания меди и мышьяка из теннантита в присутствии ЛС.

Исследования выполнены в рамках проекта Российского научного фонда № 22-79-10290–П.

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. Agacayak T. Leaching of chalcopyrite concentrate (CuFeS₂) in nitric acid (HNO₃) solution / T. Agacayak, A. Aras // Academic Journal of Science. – 2013. – Vol. 2(1). – P. 61-65.
8. Шкляев Ю. Исследование кинетики азотнокислотного растворения халькопирита в присутствии лигносульфоната / Шкляев Ю., Дизер О. А., Рогожников Д. А. // Современные технологии производства цветных металлов: сборник материалов XXIX Международной научно-технической конференции, 23-24 мая 2025 г. – Екатеринбург, 2025. – С. 168-172.

НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫЙ СИНТЕЗ И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ФОСФИДА МЕДИ(І) (Cu_3P)

Холикулов Д. Б., Шаропова Д. Ю.

Алмалыкский государственный технический институт,
г. Алмалык, Республика Узбекистан

Введение. Фосфиды переходных металлов широко изучаются как перспективные материалы для технологий хранения энергии. В частности, Cu_3P обладает высокой теоретической ёмкостью и вызывает интерес в качестве анодного материала для литий-ионных аккумуляторов. По сравнению с традиционными высокотемпературными методами развитие низкотемпературных способов синтеза является технологически и экономически важным.

Методы синтеза. При твердофазном синтезе Cu_3P образуется за счёт диффузии фосфора на поверхность меди. В сольвотермальном методе $\text{Cu}(\text{OH})_2$ и жёлтый фосфор вступают в реакцию в среде этиленгликоля с образованием пористых и полых сферических частиц. Температура реакции и растворительная среда оказывают существенное влияние на морфологию конечного продукта.

Термический анализ. Полученные для системы Cu-P кривые ТГА и ДСК показывают формирование фазы Cu_3P при низких температурах. Тепловой эффект, наблюдаемый в интервале 300–400 °С, объясняется активацией твердофазной реакции (рис. 1).

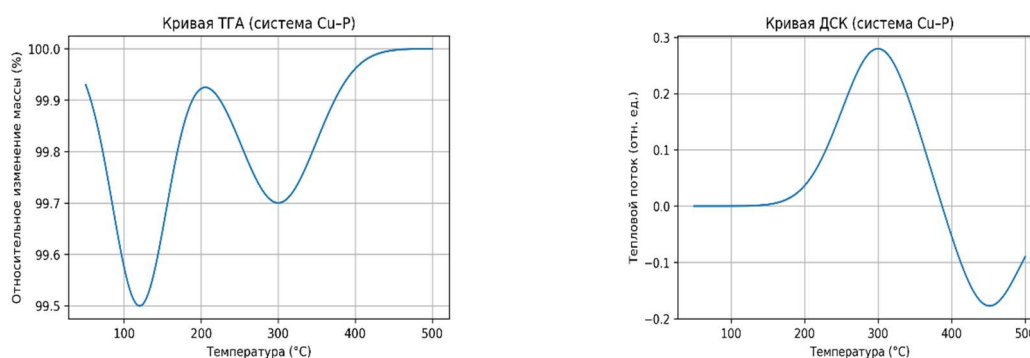
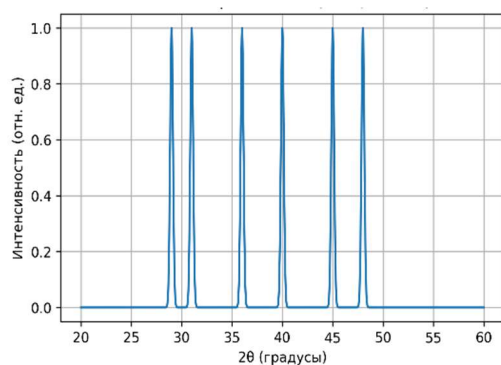


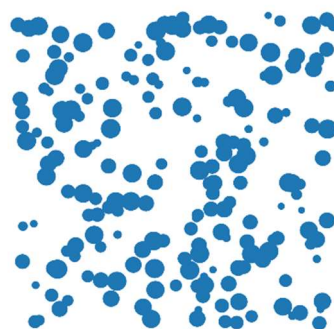
Рисунок 1 – ТГА-кривая для системы Cu-P и DSC-кривая для системы Cu-P

Фазовый и морфологический анализ. Дифрактограммы XRD для образцов, синтезированных при 400 °С, подтверждают гексагональную фазу Cu_3P (рис. 2). По данным SEM и TEM установлено, что частицы обладают пористой и полый сферической структурой (рис. 2).

Электрохимические свойства. Результаты циклической вольтамперометрии показывают, что Cu_3P вступает в обратимую реакцию с литием (рис. 3). На графике зависимости ёмкости от числа циклов наблюдается высокая ёмкость в первом цикле и последующая относительная стабилизация в последующих циклах (рис. 3).

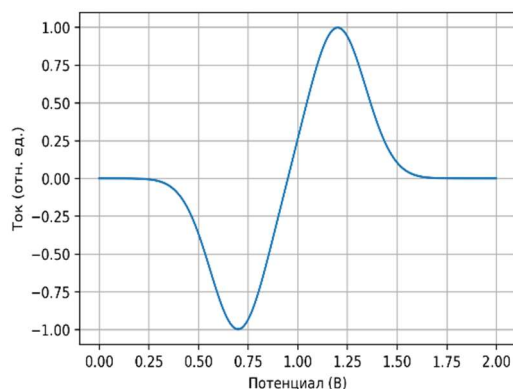


а

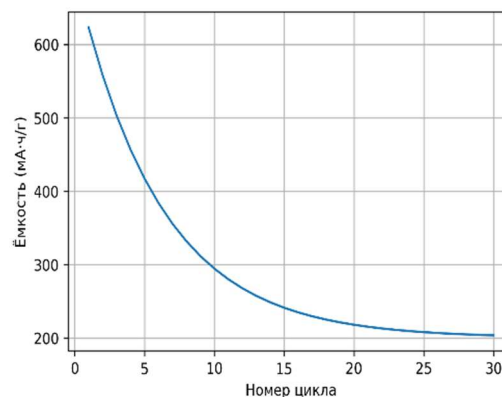


б

Рисунок 2 – Рентгеновская дифрактограмма (XRD) образца Cu_3P (400 °C) (а) и схематическое SEM-изображение Cu_3P (б)



а



б

Рисунок 3 – Циклическая вольтамперограмма электрода Cu_3P (а) и зависимость ёмкости от числа циклов (б)

Заключение. Результаты исследования показали, что Cu_3P может быть эффективно синтезирован при низких температурах. Полученный материал обладает высокой начальной ёмкостью и является перспективным анодным материалом для литий-ионных аккумуляторов.

Обсуждение и перспективы. Полученные результаты свидетельствуют о том, что морфология и фазовый состав Cu_3P напрямую влияют на его электрохимические свойства. Толстые плёнки, полученные твердофазным методом, характеризуются высокой механической стабильностью, тогда как полые сферические частицы, синтезированные сольвотермальным методом, обеспечивают большую активную поверхность. В дальнейших исследованиях возможно создание композитных материалов на основе Cu_3P , например, путём модификации углеродными нанотрубками или графеном, что позволит значительно повысить долговременную стабильность электродов.

Список литературы

1. Pfeiffer H., Tancrét F., Bichat M.-P., Monconduit L., Favier F., Brousse T. Copper phosphide (Cu_3P) synthesis and electrochemical properties // *Electrochimica Acta*. – 2005. – Vol. 50. – P. 4763-4770.
2. Wang X., Han K., Gao Y., Wan F., Jiang K. Fabrication of copper phosphide (Cu_3P) hollow spheres by a solvothermal method // *Journal of Crystal Growth*. – 2007. – Vol. 307. – P. 126-130.
3. Шаропова Д. Ю. Антикоррозионные свойства фосфида меди // *Universum: технические науки*. – 2025. – Т. 4. – № 9 (138). – С. 61-66.

УДК: 669.536.15

STUDY OF ZINC CAKE PROCESSING THROUGH ROASTING

Khaydaraliev Kh. R., Shodiyev M. T.

Almalyk State Technical Institute, Almalyk, Republic of Uzbekistan

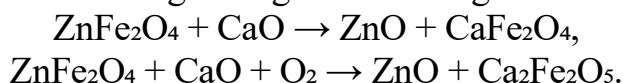
Introduction. The efficient utilization of metallurgical wastes has become a major challenge for modern non-ferrous metallurgy, particularly in the context of sustainable resource management and environmental protection. The rapid development of mining and metallurgical industries has resulted in the accumulation of large quantities of industrial residues containing valuable metals [1].

Among such materials, zinc processing residues, commonly referred to as zinc cake, represent an important secondary resource due to their relatively high zinc content. However, the processing of zinc cake is complicated by the presence of zinc ferrite (ZnFe_2O_4), which forms during roasting and smelting operations. Zinc ferrite is a highly stable spinel compound characterized by low solubility in acidic leaching solutions. As a result, a considerable fraction of zinc remains locked within the ferrite structure, reducing metal recovery efficiency [2].

Various pyrometallurgical and hydrometallurgical methods have been proposed for the treatment of zinc ferrite-bearing residues, including reduction roasting, sulfation roasting, chlorination roasting, alkaline treatment, and pressure leaching. Among these approaches, roasting with alkaline additives such as lime (CaO) has attracted increasing attention because it promotes the decomposition of refractory phases and enhances the subsequent leaching efficiency of zinc.

During lime-assisted roasting, CaO interacts with iron-containing compounds and promotes the formation of calcium ferrites, while zinc ferrite decomposes to form zinc oxide (ZnO). Zinc oxide is significantly more soluble in acidic solutions compared to zinc ferrite, which improves zinc recovery during subsequent hydrometallurgical processing.

The main reactions occurring during lime roasting can be expressed as:



These reactions destabilize the spinel structure of zinc ferrite and promote the formation of compounds that are more suitable for hydrometallurgical processing [3].

Materials and Methods. The zinc cake used in this study was obtained from a hydrometallurgical zinc production process. The residue contains zinc mainly in the form of zinc ferrite (ZnFe_2O_4) along with iron oxides and minor impurities [4].

Roasting experiments were performed in a laboratory muffle furnace at temperatures ranging from 700 to 1000 °C.

The zinc cake was mixed with a predetermined amount of CaO and placed in ceramic crucibles.

Main experimental parameters:

- roasting temperature,
- roasting time,
- CaO dosage.

The roasting time varied between 60 and 120 minutes.

Leaching Experiments:

Roasted samples were subjected to sulfuric acid leaching to evaluate zinc extraction.

Main parameters:

- Acid concentration: 80–100 g/L H_2SO_4
- Temperature: 50–70 °C
- Leaching time: 1–2 h
- Liquid-to-solid ratio: 3:1

Results and Discussion. The roasting experiments demonstrated that lime addition significantly influences the phase transformation of zinc ferrite in zinc cake. X-ray diffraction analysis showed a gradual decrease in zinc ferrite peaks with increasing roasting temperature and CaO dosage. Simultaneously, the formation of zinc oxide and calcium ferrite phases was observed (Fig. 1).

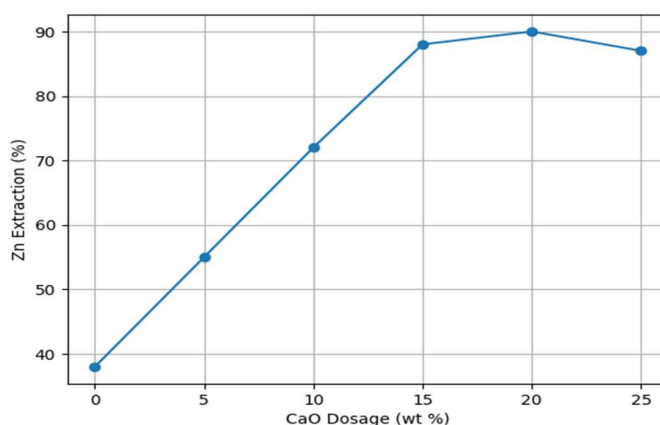


Figure 1 – Effect of CaO Addition on Zinc Extraction Efficiency

At lower roasting temperatures (700–750 °C), the decomposition of zinc ferrite was limited. However, when the roasting temperature increased to 850–900 °C, a substantial conversion of zinc ferrite into zinc oxide occurred (Fig. 2).

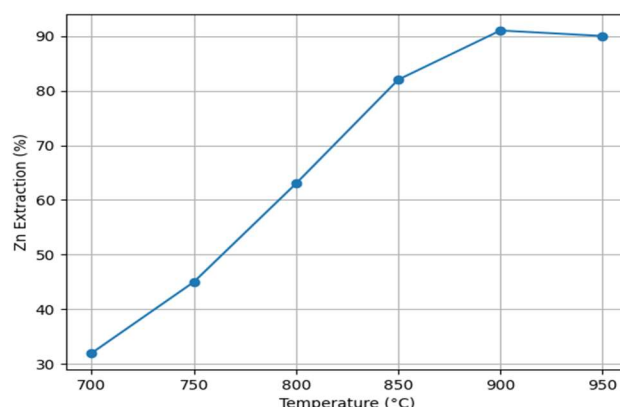


Figure 2 – Effect of Roasting Temperature on Zinc Extraction Efficiency

An increase in roasting time promotes a more complete decomposition of zinc ferrite and the formation of zinc oxide. The maximum zinc extraction is achieved at a roasting duration of approximately 120 minutes (Fig. 3).

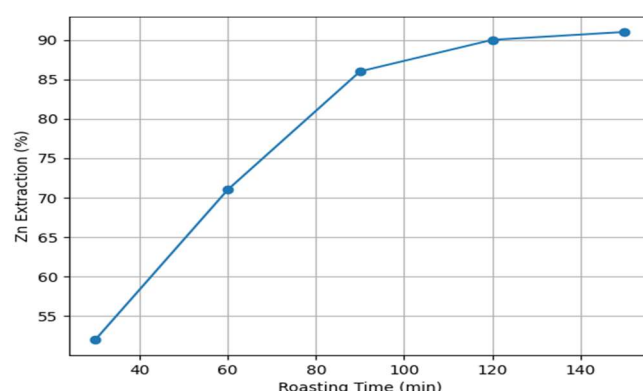


Figure 3 – Effect of roasting time on zinc extraction efficiency

Leaching experiments confirmed that lime-assisted roasting significantly improves zinc extraction efficiency. Untreated zinc cake exhibited relatively low zinc recovery due to the presence of refractory ferrite phases, whereas roasted samples demonstrated much higher zinc extraction rates. Under optimal conditions, zinc recovery reached approximately 95 %.

Conclusion. The results of this study demonstrate that lime-assisted roasting is an effective method for processing zinc cake containing refractory zinc ferrite. The addition of CaO promotes the decomposition of zinc ferrite and facilitates the formation of zinc oxide, which significantly improves zinc recovery during hydrometallurgical processing. Optimal roasting conditions were identified at 850–900 °C, resulting in zinc extraction efficiencies approaching 95 %. The proposed method provides a promising approach for improving the utilization of zinc-bearing metallurgical wastes and reducing environmental impact.

References

1. Jha M.K., Kumar V., Singh R.J. Review of hydrometallurgical recovery of zinc from industrial wastes and residues // *Resources, Conservation and Recycling*. – 2020. – Vol. 158. – P. 104803.
2. Chen T., Li Q., Zhang Y. Recovery of zinc from zinc ferrite by roasting–leaching process // *Journal of Cleaner Production*. – 2021. – Vol. 278. – P. 123902.
3. Термодинамический анализ выщелачивания феррита цинка серной кислотой с использованием гидразина сульфата / Д. Б. Холикулов, Х. Р. Хайдаралиев, Ш. Т. Хожиев, С. С. Муталибхонов // *Химическая технология и техника : материалы 89-й научно-технической конференции профессорско-преподавательского состава, научных сотрудников и аспирантов (с международным участием), Минск, 3–18 февраля 2025 г.* – Минск : БГТУ, 2025. – С. 87-90.
4. Zhang W., Liu Y., Wang S. Treatment of zinc-containing metallurgical residues using roasting and leaching technology // *Hydrometallurgy*. – 2019. – Vol. 189. – P. 105136.
5. Муносибов Ш. М., Каршиев Х. К., Хайдаралиев Х. Р. Методы очистки технологических газов // *Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья*. – 2022. – С. 133–137.

УДК 622.7.09

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТБОРА ТОЧЕЧНЫХ ПРОБ ДЛЯ ТОВАРНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Комлев А. С.

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

Основой технико-экономического взаимодействия горно-обогачительных и металлургических предприятий является поставка товарных концентратов на коммерческой основе [1]. Товарный концентрат выпускается и отгружается горно-обогательным предприятием (производителем) и принимается металлургическим предприятием (переработчиком). Помимо коммерческих расчетов между производителем и переработчиком для обоих предприятий существует необходимость составления товарных (металлургических) балансов [2]. В таких условиях повышенное внимание уделяется контролю качества товарных концентратов. Исходной информацией для оценки качества являются три измеряемых величины – массовая доля ценного компонента в концентрате, массовая доля влаги в концентрате (влажность концентрата) и масса концентрата. Все три величины определяются для партии последовательно производителем и переработчиком. Массовая доля ценного компонента и влажность определяются по результатам опробования.

По состоянию на сегодняшний день к достоверности результатов опробования товарных концентратов предъявляются высокие требования. Допустимые расхождения массы золота в товарном концентрате по результатам опробования у производителя и переработчика могут составлять величину, соответствующую только пределу воспроизводимости результата анализа одной из сторон или даже менее этого результата. Так, например, в соглашении

о поставке товарного медного концентрата с попутным содержанием золота для одного из горно-обогатительных предприятий величина допустимого расхождения результатов анализа на золото составляет не более 3,0 % относительных при массовой доле золота 8-10 г/т. Погрешности операций подготовки и отбора проб при назначении допустимых расхождений зачастую во внимание не принимаются, хотя суммарные погрешности этих операций могут составлять более 50 % величины общей случайной погрешности результата опробования. В табл. 1 приведены результаты расчета составляющих общей случайной погрешности опробования концентратов на золото по операциям.

Таблица 1 – Результаты расчета составляющих общей случайной погрешности опробования концентратов на золото по операциям

Вид концентрата	Массовая доля золота, г/т	Относительная случайная погрешность операции (ее доля в общей погрешности результата опробования), %			Общая относительная случайная погрешность результата опробования, %
		отбор точечных проб	подготовка пробы	анализ	
Медный концентрат с попутным содержанием золота	15	15,1 (50,8)	5,4 (18,2)	9,2 (31,0)	18,5
Золотой концентрат ЗИФ	75	6,2 (34,6)	4,4 (24,6)	7,3 (40,8)	10,5
Гравитационный золотой концентрат ЗИФ	230	13,3 (42,1)	5,9 (18,7)	12,4 (39,2)	19,1

Случайная погрешность подготовки проб преимущественно зависит от крупности частиц пробы [3]. Максимальная крупность частиц концентратов, получаемых флотационными и гидрохимическими методами, редко превышает 0,3 мм [4]. Крупность частиц золота в концентратах в силу их пластичности и низкой способности к измельчению может достигать 1 мм и более, но доля таких частиц в общей массе золота редко превышает 5-7 % [5]. При выполнении операций подготовки проб концентратов измельчение производится до крупности 0,071 мм. Исходя из этого существенное снижение случайной погрешности операций подготовки проб невозможно. Снижение случайной погрешности анализа на золото также возможно в незначительных пределах [6].

Наряду с погрешностью анализа значимой составляющей общей погрешности опробования является погрешность отбора проб (для концентратов согласно табл. 1 составляет не менее трети). Поэтому актуальным становится вопрос уменьшения случайной погрешности операции отбора точечных проб.

Для оценки случайной погрешности операции отбора точечных проб необходимо определить основные параметры их отбора – массу точечной пробы и число точечных проб.

Случайная погрешность отбора точечных проб в значимой степени зависит от их числа – согласно действующим стандартам, величина случайной погрешности отбора точечных проб обратнопропорциональна их числу [7]:

$$N_T = \frac{4 \cdot V_T^2}{P_{от}^2}, \quad (1)$$

где N_T – число точечных проб; V_T – коэффициент вариации точечных проб, %; $P_{от}$ – допустимая относительная случайная погрешность отбора точечных проб (часть общей допустимой случайной погрешности опробования, назначаемая величина), %.

Для учета возможной корреляции отбираемых точечных проб в случае увеличения их числа N_T [8] формула (1) приобретает вид:

$$N_T = \frac{8 \cdot V_T^2}{P_{от}^2}. \quad (2)$$

Концентраты являются продуктами с преимущественно раскрытым ценным компонентом [9]. Коэффициент вариации точечных проб для раскрытых продуктов рассчитывается по формуле:

$$V_T = \sqrt{\frac{g \cdot f \cdot \rho_M \cdot \beta_M \cdot d_3^{3-b}}{\alpha \cdot q_T}} \cdot 100, \quad (3)$$

где g – коэффициент, определяющий гранулометрическую характеристику опробуемого продукта ($g = 0,10-0,20$); f – коэффициент формы кусков (для зерен ценных минералов цветных металлов $f = 0,4$; для пластичных зерен золота $f = 0,2$); ρ_M – плотность ценного минерала (для золота $\rho_M = 18\,000 \text{ кг/м}^3$); β_M – массовая доля ценного компонента в ценном минерале (для золота $\beta_M = 10^6 \text{ г/т}$); d_3 – крупность зерна ценного компонента в опробуемом продукте, м; α – массовая доля ценного компонента (для золота в «г/т»); q_T – масса точечной пробы, кг; b – коэффициент вкрапленности ценного компонента (для золотых руд $b = 0$).

Согласно результатам ранее выполненных работ, при большом числе точечных проб масса точечной пробы может быть малой, вплоть до массы одной частицы опробуемого продукта [10]. Применительно к практике минимальную массу точечной пробы необходимо определять исходя из условий ее отбора, определяемых габаритными размерами пробоотбирающего инструмента и характеристиками опробуемого продукта. В частности, при расчете массы точечной пробы золотосодержащих продуктов одним из критериев является необходимость равнопредставительного нахождения в пробе частиц золота крупного размера, превышающего размер частиц пробы на величину до двух раз [11]. Частицы золота крупного размера могут быть обнаружены и учтены в отбираемой пробе с вероятностью 95 % в том случае, если в пробу попадает не менее трех таких частиц [12].

Проба с частицами золота крупного размера должна иметь массу, зависящую обратнопропорционально от массовой доли ценного компонента – чем ниже массовая доля, тем больше масса пробы:

$$q_T = \frac{\bar{m} \cdot f \cdot \rho_M \cdot d^3}{p_K \cdot \alpha} \cdot 100, \quad (4)$$

где $\bar{m}$ – ожидаемое число частиц золота крупного размера в точечной пробе; d – крупность частиц пробы опробуемого продукта, м; p_K – доля частиц золота крупного размера в общем числе частиц золота в опробуемом продукте, д. е.

Расчет массы точечных проб и числа точечных проб при опробовании на золото перечисленных в табл. 1 концентратов показан ниже (допустимая относительная случайная погрешность операции отбора точечных проб для расчета назначена равной $P_{от} = 1,0 \%$):

1. Медный концентрат с попутным содержанием золота

Исходные данные для расчета:

$g = 0,2$; $f = 0,2$; $\rho_M = 18\,000$ кг/м³; $\beta_M = 10^6$ г/т; $d = 0,2$ мм; $d_3 = 0,3$ мм; $\alpha = 15$ г/т; $\bar{m} = 3$; $p_K = 0,05$; $b = 0$; $P_{от} = 1,0 \%$.

Масса точечной пробы:

$$q_T = \frac{\bar{m} \cdot f \cdot \rho_M \cdot d^3}{p_K \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{3 \cdot 0,2 \cdot 18\,000 \cdot (0,2 \cdot 10^{-3})^3}{0,05 \cdot (15 \cdot 10^{-4})} \cdot 100 = 0,12 \text{ кг.}$$

Коэффициент вариации точечных проб:

$$V_T = \sqrt{\frac{g \cdot f \cdot \rho_M \cdot \beta_M \cdot d_3^{3-b}}{\alpha \cdot q_T}} \cdot 100 = \sqrt{\frac{0,2 \cdot 0,2 \cdot 18\,000 \cdot 10^6 \cdot (0,3 \cdot 10^{-3})^{3-0}}{15 \cdot 0,12}} \cdot 100 = 10,4 \%.$$

Число точечных проб:

$$N_T = \frac{8 \cdot V_T^2}{P_{от}^2} = \frac{8 \cdot 10,4^2}{1^2} = 865.$$

2. Золотой концентрат ЗИФ

Исходные данные для расчета:

$g = 0,2$; $f = 0,2$; $\rho_M = 18\,000$ кг/м³; $\beta_M = 10^6$ г/т; $d = 0,2$ мм; $d_3 = 0,3$ мм; $\alpha = 75$ г/т; $\bar{m} = 3$; $p_K = 0,05$; $b = 0$; $P_{от} = 1,0 \%$.

Масса точечной пробы:

$$q_T = \frac{\bar{m} \cdot f \cdot \rho_M \cdot d^3}{p_K \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{3 \cdot 0,2 \cdot 18\,000 \cdot (0,2 \cdot 10^{-3})^3}{0,05 \cdot (75 \cdot 10^{-4})} \cdot 100 = 0,023 \text{ кг.}$$

Коэффициент вариации точечных проб:

$$V_T = \sqrt{\frac{g \cdot f \cdot \rho_M \cdot \beta_M \cdot d_3^{3-b}}{\alpha \cdot q_T}} \cdot 100 = \sqrt{\frac{0,2 \cdot 0,2 \cdot 18\,000 \cdot 10^6 \cdot (0,3 \cdot 10^{-3})^{3-0}}{75 \cdot 0,023}} \cdot 100 = 10,6 \%.$$

Число точечных проб:

$$N_T = \frac{8 \cdot V_T^2}{P_{от}^2} = \frac{8 \cdot 10,6^2}{1^2} = 899.$$

3. Гравитационный золотой концентрат ЗИФ

Исходные данные для расчета:

$g = 0,2; f = 0,2; \rho_M = 18\,000 \text{ кг/м}^3; \beta_M = 10^6 \text{ г/т}; d = 1,0 \text{ мм}; d_3 = 2,0 \text{ мм};$
 $\alpha = 230 \text{ г/т}; \bar{m} = 3; p_k = 0,05; b = 0; P_{от} = 1,0 \text{ \%}.$

Масса точечной пробы:

$$q_T = \frac{\bar{m} \cdot f \cdot \rho_M \cdot d^3}{p_k \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{3 \cdot 0,2 \cdot 18\,000 \cdot (1,0 \cdot 10^{-3})^3}{0,05 \cdot (230 \cdot 10^{-4})} \cdot 100 = 0,94 \text{ кг}.$$

Коэффициент вариации точечных проб:

$$V_T = \sqrt{\frac{g \cdot f \cdot \rho_M \cdot \beta_M \cdot d_3^{3-b}}{\alpha \cdot q_T}} \cdot 100 = \sqrt{\frac{0,2 \cdot 0,2 \cdot 18\,000 \cdot 10^6 \cdot (2,0 \cdot 10^{-3})^{3-0}}{230 \cdot 0,94}} \cdot 100 = 16,3 \text{ \%}.$$

Число точечных проб:

$$N_T = \frac{8 \cdot V_T^2}{P_{от}^2} = \frac{8 \cdot 16,3^3}{1^2} = 2\,126.$$

Результаты расчета показывают необходимость отбора большого числа точечных проб от партии концентрата, при этом массы самих точечных проб существенно отличаются в зависимости от характеристик опробуемого продукта. В предыдущих работах показано, что не все массы точечных проб для определения золота поддаются минимизации и могут быть компенсированы числом точечных проб [13]. Выполненные выше расчеты данный тезис подтверждают.

От партии товарного медного концентрата с попутным содержанием золота требуется отобрать 865 точечных проб массой 0,12 кг. При массе партии такого концентрата 350 000 кг одна точечная проба должна быть отобрана от каждых 405 кг отгружаемого переработчику товарного концентрата. На современных медных и медно-цинковых обогатительных фабриках товарный медный концентрат, как правило, поставляется навалом в думпкарах, которые загружаются товарным концентратом при помощи ленточного транспортера [14]. Отбор точечных проб выполняется вручную от слоя отгружаемого товарного концентрата, находящегося на ленточном транспортере во время кратковременной остановки ленты. Производительность такого транспортера может составлять от 100 до 200 т/ч. Следовательно, периодичность отбора точечных проб должна составлять от 15 до 7 секунд. Масса объединенной пробы товарного медного концентрата от партии составит 103,8 кг.

Для двух других золотых концентратов параметры отбора точечных проб будут сопоставимые:

- для золотого концентрата ЗИФ при массе партии 50 000 кг и поставке в таре типа МКР одну точечную пробу следует отобрать от каждых 56 кг концентрата (при поставке партии в 25 МКР – 36 точечных проб от одного места), масса объединенной пробы составит 20,7 кг;

- для гравитационного золотого концентрата ЗИФ при массе партии 25 000 кг и поставке в таре типа МКР одну точечную пробу следует отобрать от каждых 12 кг концентрата (при поставке партии в десяти МКР – более 200 точечных проб от одного места), масса объединенной пробы составит 1998,4 кг.

Очевидно, что выполнение отбора настолько большого числа точечных проб вручную является невыполнимым, а сокращение получаемых объединенных проб от партий концентратов в большинстве случаев требует повышенных трудозатрат.

Для отбора увеличенного числа точечных проб предложен новый способ высокочастотного отбора и сокращения проб, сочетающий в себе элементы способов поперечного и продольного пересечения потока [15]. Такой способ может быть применен для отбора и сокращения проб мелкого сыпучего продукта, перемещаемого ленточным конвейером, что соответствует условиям опробования товарных концентратов. Практической реализацией предложенного нового способа является конвейерный пробоотборный модуль типа «СОК» (патентуемое наименование «станция опробования конвейерная», промышленное наименование «МП-5КМ»), применяемый в настоящее время для отбора и сокращения проб отфильтрованных и товарных концентратов, а также мелкодробленой руды при транспортировке этих продуктов ленточными конвейерами (далее «модуль»). Режимы работы модуля и диапазоны регулировки параметров отбора проб соответствуют результатам выполненных расчетов массы и числа точечных проб.

Модуль предназначен для представительного отбора проб сыпучего продукта, перемещаемого при помощи ленточного конвейера и формирования представительных накопленных проб необходимого объема.

Модуль состоит из следующих основных узлов и агрегатов: радиального пробоотборника (для отбора точечных проб с движущейся ленты конвейера), дискового сократителя (для сокращения отобранных проб и формирования представительной накопленной пробы), съемника (для выгрузки отобранной точечной пробы из радиального пробоотборника), установочной рамы (для размещения радиального пробоотборника и дискового сократителя).

Модуль устанавливается над ленточным конвейером, транспортирующим опробуемый продукт. Пробоотборник при помощи установочной рамы смонтирован над лентой конвейера, дисковый сократитель размещается рядом с пробоотборником с учетом обеспечения беспрепятственной самотечной транспортировки отобранных точечных проб, сокращенной пробы и возвратного продукта. Общий вид модуля, установленного на одной из обогатительных фабрик, показан на рис. 1, элементы конструкции радиального пробоотборника и дискового сократителя модуля представлены на рис. 2, основные технические характеристики модуля приведены в табл. 2.

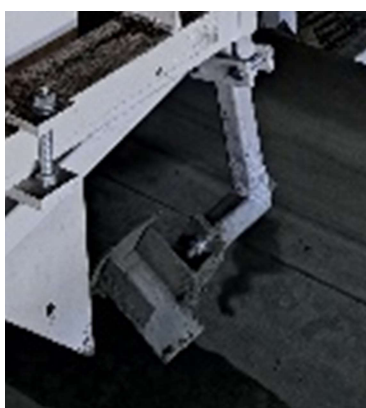
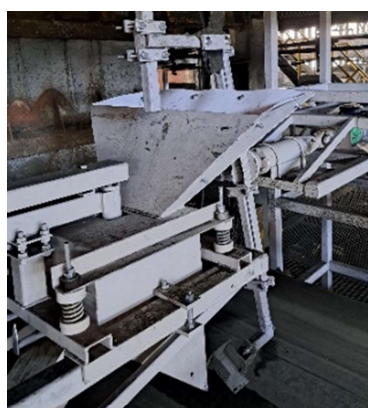
Принцип действия модуля заключается в отборе точечных проб от потока концентрата, их последовательном сокращении и формировании представительной накопленной пробы от партии. Продольная неоднородность по-

тока концентрата на ленте конвейера таким образом учитывается в максимальном возможном объеме, за счет чего снижаются до минимума случайная и вероятная систематическая погрешности.



**Рисунок 1 – Конвейерный
пробоотборный модуль
типа «СОК»:**

- 1 – радиальный
пробоотборник,
- 2 – дисковый сократитель,
- 3 – съемник,
- 4 – установочная рама



**Рисунок 2 – Конвейерный
пробоотборный модуль типа
«СОК» (пробоприемный
лоток и корпус дискового
сократителя, отсекаль
радиального пробоотборника)**

При работе модуля вращающийся на поворотной штанге отсекаль внедряется в поток (слой) концентрата, перемещаемый лентой конвейера со скоростью, равной скорости ленты (равны линейные скорости в нижней части траектории вращения отсекаля). За счет радиальной траектории перемещения отсекалем извлекается часть слоя концентрата, являющаяся точечной пробой. На верхнем участке траектории отсекаль проходит над пробоприемным лотком сократителя, в который под действием силы тяжести (и при помощи съемника в случае необходимости) разгружается точечная проба. По лотку материал пробы транспортируется в рабочую камеру сократителя, в которой при помощи разбрасывающего диска распределяется в кольцевой поток, направленный к стенкам рабочей камеры. По стенкам рабочей камеры

поток материала точечной пробы оседает вниз, проходя своей частью через стенки регулируемого пробоотсекателя. Часть точечной пробы, попавшей в пробоотсекатель, выводится из рабочего корпуса сократителя по пробоотводящему лотку в сборный контейнер, формируя накопленную пробу. Оставшаяся часть потока точечной пробы через разгрузочное окно рабочего корпуса возвращается на ленту конвейера.

**Таблица 2 – Технические характеристики
конвейерного пробоотборного модуля типа «СОК»**

Наименование параметра	Единицы измерения	Значение
Количество операций отбора (сокращения) пробы		2
Производительность опробуемого потока (перемещаемого по конвейеру)	м ³ /ч	до 150
Количество отбираемых точечных проб в час (в зависимости от скорости ленты конвейера)		360 – 1800
Разность скоростей ленты конвейера и отсекаателя в период отбора точечной пробы (линейная)	м/с	не более 0,2
Степень сокращения дискового сократителя	%	5 – 100
Отклонение массы последовательных сокращенных проб (за час)	%	не более 20
Крупность частиц опробуемого материала	мм	до 25
Влажность опробуемого материала	%	до 8
Масса в сборе	кг	не более 2 500

Масса точечной пробы, отбираемой от потока концентрата, пропорциональна высоте слоя концентрата в месте отбора (следовательно, его массе на ленте конвейера в месте отбора). Это обеспечивает равнопредставительное формирование накопленной пробы с учетом изменения массы концентрата в месте отбора точечных проб (от меньшей массы отбирается меньшая по массе проба, от большей массы – большая по массе проба).

Модули типа «СОК» в настоящее время эксплуатируются на пяти предприятиях Уральского региона в количестве 11 единиц. Расчетный срок эксплуатации модуля составляет пять лет, фактический срок эксплуатации по состоянию на сегодняшний день превышает десять лет.

Опыт эксплуатации модулей на точках опробования товарных концентратов обогатительных фабрик продемонстрировал систематическую тенденцию к снижению невязки товарного баланса по золоту до 30 % величины положительных значений невязки и до 15 % величины отрицательных значений невязки [2, 3, 15].

Использование модулей, отбирающих большое число точечных проб, позволяет производителю товарных концентратов получать более достоверный результат опробования и настаивать на увеличении числа отбираемых точечных проб у переработчика, что будет приводить к унификации методик

опробования и обоснованному уменьшению допустимого расхождения результатов опробования.

Возможность количественного определения параметров отбора точечных проб в условиях снижения случайной погрешности их отбора позволяет обосновать улучшение методик опробования с целью увеличения достоверности результатов опробования и повышения эффективности контроля качества товарных концентратов.

Список литературы

1. Мосаковский Я. В. Экономика горной промышленности: учебник для вузов / Я. В. Мосаковский. – М.: Изд-во МГГУ, 2004. – 525 с.; ил.
2. Козин В. З. Товарный баланс обогатительных фабрик: научная монография / В. З. Козин. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. – 133 с.
3. Карпенко Н. В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд / Н. В. Карпенко. – М.: Недра, 1987. – 216 с.
4. Абрамов А. А. Технология обогащения руд цветных металлов / А. А. Абрамов. – М.: Недра, 1983. – 360 с.
5. Бочаров В. А. Технология переработки золотосодержащего сырья / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина, Д. В. Абрютин. – М.: Издательство МИСиС, 2011. – 327 с.
6. 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.
7. Козин В. З. О разработке современного стандарта на опробование руд и продуктов обогащения / В. З. Козин, А. С. Комлев. – Обогащение руд, № 2. 2016. С. 27–32.
8. Комлев А. С. Предел достоверности отбора проб продуктов обогатительных фабрик / А. С. Комлев. – Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы ХХІХ Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках ХХІІ Уральской горнопромышленной декады 01 – 10 апреля 2024 г. Екатеринбург, 2024. С. 96 – 102.
9. Козин В. З. Определение коэффициентов вариации массовой доли компонентов в продуктах обогащения / В. З. Козин, А. С. Комлев // Обогащение руд, № 1. 2019. С. 28–33.
10. Козин В. З. Высокочастотный отбор точечных проб кусковых руд / В. З. Козин, А. С. Комлев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал), 2024. № 1 – 1. С. 153–166.
11. Котова О. Б. Комплексирование современных методов минералогического анализа труднообогатительных руд и горнопромышленных отходов / О. Б. Котова, Е. Г. Ожогина // Материалы международной конференции «Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2023)». М. Изд. «Спутник +». С. 49–52.
12. Шибанова Е. В. Оценка размера частиц золота и серебра в геологических образцах с использованием сцинтилляционного атомно-эмиссионного анализа с высоким временным разрешением / Е. В. Шибанова. – Аналитика и контроль. 2010, Т. 14, № 4. С. 186–200.
13. Куликов А. А. Опробование золотоносных конгломератов // Изд. Наука, г. Новосибирск. 1981. – 136 с.
14. Федотов К. В. Проектирование обогатительных фабрик: Учебник для вузов. – 2-е издание, стереотипное (Обогащение полезных ископаемых) / К. В. Федотов, Н. И. Никольская. – Москва: Горная книга (МГГУ), 2014. – 536 с., ил.

15. Комлев А. С. Высокочастотный комбинированный отбор проб руд и продуктов обогащения // Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности 2.8.9 «Обогащение полезных ископаемых». – Екатеринбург, 2024. – 37 с.

УДК 622.7.09

ОЦЕНКА ПРЕДСТАВИТЕЛЬНОСТИ ОТБОРА ПРОБ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ МЕТОДА «МОЛОТКА И СОВКА»

Лепилова И. В.

ООО «СВЭЛ-Силовые трансформаторы», г. Екатеринбург, Россия

Единственным действующим стандартом, регламентирующим методы отбора и подготовки проб на предприятиях горно-обогатительной отрасли, добывающих и перерабатывающих руды цветных металлов, является ГОСТ 14180-80 «Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги» (далее – ГОСТ 14180) [1]. Поступающее на обогатительные фабрики рудное сырьё преимущественно представлено кусками крупностью более 50 мм.

Согласно ГОСТ 14180 отбор проб рудного сырья для определения качественных показателей должен производиться механизированным способом при отгрузке и/или поступлении потребителю до начала процесса его переработки. Ручной способ отбора проб (с применением ручного инструмента) применяется вынужденно в том случае, когда механизированный отбор проб организовать невозможно. В силу невозможности обеспечения механизированного отбора проб крупнокускового рудного сырья, на большинстве горно-обогатительных предприятий широкое распространение получил ручной способ отбора проб [2].

В соответствии с ГОСТ 14180 крупнокусковой считается руда, содержащая куски крупнее 50 мм. Отбор проб от неподвижных масс крупнокускового рудного сырья (штабелей, конусов, вагонов) выполняется с применением ручного способа в соответствии с п. 4.2.1.3:

«4.2.1.3. Отбор точечных проб из крупнокусковых руд, содержащих куски свыше 50 мм, расположенных равномерным слоем, осуществляют из лунки глубиной не менее 0,4 м, как указано в п. 4.2.1.2. При этом точечные пробы отбирают в намеченных точках отбора следующим образом: от кусков руды размером менее 50 мм точечную пробу отбирают по п. 4.2.1.2; от кусков руды размером более 50 мм молотком откалывают куски размером до 50 мм и наполняют этими кусками совек (см. черт. 1)».

Требования ГОСТ 14180 учитывают две известные погрешности – систематическую и случайную. Выполнение требований ГОСТ 14180 должно приводить к исключению причин возникновения систематической и установлению допустимых пределов случайной погрешностей. Опробование, выполняемое при отсутствии систематической и соблюдении допустимых пределов

случайной погрешностей, носит название представительного опробования [3].

В тексте ГОСТ 14180 не приводится полная методика откалывания кусков от крупного куска размером более 50 мм. В частности, отсутствуют важные параметры технологии отбора точечной пробы: не указывается, должна ли точечная проба состоять только из откалываемых (от крупных кусков, попавших в точку отбора) кусков, или откалываемые куски должны являться частью точечной пробы; не указывается, от какой части куска требуется откалывать куски размером до 50 мм.

Метод отбора проб с откалыванием кусков от крупного куска на практике получил название метода «молотка и совка» [4] (по тексту п. 3.3.2 ГОСТ 14180 – «...методом ручного отбора проб молотком и совком»). Для отбора проб ручным способом применяются совки с параллельными стенками (черт. 1 п. 2.2 ГОСТ 14180) и молоток массой 0,4–0,5 кг. Минимальная масса пробы в зависимости от крупности определяется по таблице 3 п. 3.4.2 ГОСТ 14180 и для крупности до 50 мм составляет два килограмма.

При отборе проб от рудного сырья крупностью более 50 мм возникает необходимость в откалывании кусков крупностью менее 50 мм с целью вовлечения их в пробу. С учётом отсутствия стандартизированной (унифицированной) методики отбора проб при использовании метода «молотка и совка», процесс отбора проб приобретает вариативный характер, в котором исполнитель имеет возможность самостоятельно определять подход к откалыванию кусков и вовлечению их в точечную пробу, что неизбежно приводит к появлению систематической погрешности:

- вовлечение в пробу фрагментов крупного куска, размер которых более установленных для пробы 50 мм;
- нарушение равнопредставительности вовлечения в пробу фрагментов крупного куска – совка, заполненный отколотыми фрагментами крупного куска, может содержать недостаточное или избыточное число этих фрагментов.

Вариативность процесса отбора проб от рудного сырья крупностью более 50 мм заключается в следующем:

- при невозможности откалывания мелких кусков от находящегося в намеченной точке отбора крупного куска он или не вовлекается в пробу, или для откалывания выбирается соседний кусок;
- от крупного куска откалывается несколько кусков, при том эти куски не «наполняют совку», как требует ГОСТ 14180, а либо являются отобранной точечной пробой, либо присоединяются к отобранной от кусков менее 50 мм точечной пробе;
- от крупного куска откалываются куски размером более 50 мм, которые вовлекаются в точечную пробу;
- в случае, когда крупный кусок раскалывается на куски, превышающие крупность 50 мм, повторное раскалывание таких кусков не производится, а

один из таких кусков может вовлекаться в точечную пробу и являться её частью даже в том случае, когда его габариты превышают размер совка.

Появление в пробе кусков крупностью более 50 мм и непропорциональная их доля в пробе также приводит к увеличению случайной погрешности отбора пробы. Современный уровень развития теории опробования [5] позволяет выполнить количественную оценку случайной погрешности с учётом не только куска максимальной крупности, вовлекаемого в пробу, но и гранулометрического состава всей пробы, а также определить параметры пропорционального вовлечения в пробу фрагментов крупного куска [6].

Число кусков в точечной пробе известной массы, гранулометрического состава и плотности может быть определено расчётным путем. Точечная проба массой q_T состоит из n_T кусков:

$$n_T = \frac{q_T}{g f \rho \cdot d^3}, \quad (1)$$

где g – коэффициент гранулометрической характеристики опробуемого продукта ($g = 0,10 - 0,20$); f – коэффициент формы кусков ($f = 0,2 - 0,5$); ρ – плотность руды, кг/м³; d – крупность куска, м.

Ключевой характеристикой массива для опробования с известными параметрами ценного минерала и массовой долей ценного компонента является покусковая дисперсия [7]. Для исходной руды с нераскрытым ценным минералом покусковая дисперсия будет рассчитана по формуле:

$$S_K^2 = \frac{\rho_M}{\rho_{\Pi}} \alpha \cdot \beta_M \cdot \left(\frac{d_3}{d} \right)^{3-b}, \quad (2)$$

где ρ_M и ρ_{Π} – плотности ценного минерала и породы, кг/м³; α и β_M – массовая доля ценного компонента в руде и минерале, % или г/т; d_3 и d – максимальные (d_{95}) размеры зерен минерала и кусков (частиц) продукта, м; b – характеристика вкрапленности ($b = 1,5$ для руд цветных металлов и золота).

В свою очередь, покусковая дисперсия связана с дисперсией точечных проб через число кусков в пробе:

$$S_T^2 = \frac{S_K^2}{n_T}. \quad (3)$$

Исходя из этого, коэффициент вариации точечных проб составит:

$$V_T = \frac{S_T}{\alpha} \cdot 100. \quad (4)$$

Ручной способ не предполагает получения проб, коррелированных по массовой доле ценного компонента в силу их относительно небольшого числа [8]. Для таких проб относительная случайная погрешность отбора рассчитывается по формуле:

$$P_{от} = \left(\frac{2 \cdot V_T}{\sqrt{N_T}} \right), \quad (5)$$

где N_T – число отбираемых проб.

Ширина совка для отбора пробы (по черт. 1 ГОСТ 14180) составляет 120 мм. Для расчёта принято, что при отборе проб в такой совок может сво-

бодно поместиться кусок крупностью до 100 мм. Таким образом, совком могут быть взяты в пробу фрагменты крупных кусков размером от 50 до 100 мм, отколотые при помощи молотка.

Ниже приведены результаты расчёта относительной случайной погрешности отбора проб при вовлечении в пробу фрагментов крупных кусков размером до 100 мм для сульфидной медной, сульфидной никелевой и кварцитовой золотой руды. В качестве примера показан расчёт для сульфидной медной руды.

Исходные данные для расчёта:

$d = 0,05$ м; $d_3 = 0,001$ м; $\rho_m = 4100$ кг/м³; $\rho_n = 3000$ кг/м³; $\alpha = 1,0$ %; $\beta_m = 34,6$ %; $N_T = 25$; $g_{50} = 0,2$; $g_{100} = 0,1$; $f = 0,4$; $q_T = 2,5$ кг; массовая доля крупного куска в точке отбора пробы составляет 0,25 (25 %).

Число кусков крупностью менее 50 мм в точечной пробе при отсутствии в точке её отбора крупного куска (округление до целого числа):

$$n_{T50} = \frac{q_T}{g \cdot f \cdot \rho \cdot d^3} = \frac{2,5}{0,2 \cdot 0,4 \cdot 3000 \cdot 0,05^3} = 84.$$

Покусковая дисперсия такой точечной пробы:

$$S_k^2 = \frac{\rho_m}{\rho_n} \alpha \cdot \beta_m \cdot \left(\frac{d_3}{d}\right)^{3-b} = \frac{4100}{3000} 1,0 \cdot 34,6 \cdot \left(\frac{0,001}{0,05}\right)^{3-1,5} = 0,13 \%^2.$$

Дисперсия точечных проб:

$$S_T^2 = \frac{S_k^2}{n_T} = \frac{0,13}{84} = 0,0015 \%^2,$$

$$S_T = 0,04 \%.$$

Коэффициент вариации точечных проб:

$$V_T = \frac{S_T}{\alpha} \cdot 100 = \frac{0,04}{1,0} \cdot 100 = 4,0 \%.$$

Относительная случайная погрешность отбора точечных проб, состоящих из кусков крупностью менее 50 мм:

$$P_{от} = \left(\frac{2 \cdot V_T}{\sqrt{N_T}}\right) = \left(\frac{2 \cdot 4,0}{\sqrt{25}}\right) = 1,6 \%.$$

Масса фрагмента крупного куска, занимающего 0,25 массы точечной пробы, составит

$$q_{Tкр} = q_T \cdot 0,25 = 2,5 \cdot 0,25 = 0,63 \text{ кг}.$$

Число кусков крупностью менее 50 мм, составляющих такую массу, может быть найдено двумя путями:

$$n_{Tкр50} = \frac{q_{Tкр}}{g \cdot f \cdot \rho \cdot d^3} = \frac{0,63}{0,2 \cdot 0,4 \cdot 3000 \cdot 0,05^3} = 21,$$

$$n_{Tкр50} = n_{T50} \cdot 0,25 = 21.$$

Таким образом в пробе, состоящей из 84 кусков, крупный кусок должен быть представлен 21 фрагментом размером до 50 мм.

На практике при откалывании фрагментов от крупного куска в совке могут размещаться фрагменты размером до 100 мм, тем самым увеличивая крупность отбираемой пробы. Следовательно, число кусков, которыми представлен в пробе крупный кусок, будет меньше:

$$n_{\text{т кр } 100} = \frac{q_{\text{т кр}}}{g \cdot f \cdot \rho \cdot d^3} = \frac{0,63}{0,1 \cdot 0,4 \cdot 3000 \cdot 0,1^3} = 5.$$

При увеличении крупности пробы изменяется ее гранулометрический состав и, следовательно, общее число кусков в пробе: 63 куска размером до 50 мм ($n_{\text{т } 63}$) и 5 кусков размером до 100 мм, всего 68 кусков.

Для пробы увеличенной крупности изменится и случайная погрешность отбора точечных проб:

$$S_{\text{к } 100}^2 = \frac{\rho_{\text{м}}}{\rho_{\text{п}}} \alpha \cdot \beta_{\text{м}} \cdot \left(\frac{d_3}{d}\right)^{3-b} = \frac{4100}{3000} 1,0 \cdot 34,6 \cdot \left(\frac{0,001}{0,1}\right)^{3-1,5} = 0,047 \%^2,$$

$$S_{\text{т } 100}^2 = \frac{S_{\text{к}}^2}{n_{\text{т кр } 100}} = \frac{0,047}{5} = 0,0094 \%^2,$$

$$S_{\text{т } 50/63}^2 = \frac{S_{\text{к}}^2}{n_{\text{т } 63}} = \frac{0,13}{63} = 0,0021 \%^2,$$

$$S_{\text{т } 50+100}^2 = S_{\text{т } 50/63}^2 + S_{\text{т } 100}^2 = 0,0021 + 0,0094 = 0,0115 \%^2,$$

$$S_{\text{т } 50+100} = 0,11 \%,$$

$$V_{\text{т } 50+100} = \frac{S_{\text{т } 50+100}}{\alpha} \cdot 100 = \frac{0,11}{1,0} \cdot 100 = 11 \%.$$

Относительная случайная погрешность отбора точечных проб, состоящих из 63 кусков крупностью менее 50 мм и 5 кусков крупностью менее 100 мм:

$$P_{\text{от } 50+100} = \left(\frac{2 \cdot V_{\text{т } 50+100}}{\sqrt{N_{\text{т}}}} \right) = \left(\frac{2 \cdot 11}{\sqrt{25}} \right) = 4,4 \%.$$

Результаты расчётов объединены в табл. 1 и 2.

**Таблица 1 – Распределение кусков в пробе
при вовлечении в пробу фрагментов крупного куска**

Тип руды	Число кусков до 50 мм без учёта доли крупного куска	Число фрагментов крупного куска в пробе		Всего кусков в пробе	
		при крупности до 50 мм	при крупности до 100 мм	при крупности до 50 мм	при крупности до 100 мм
Медная	63	21	5	84	68
Никелевая	70	24	6	94	76
Золотая	90	30	8	120	98

Полученные результаты определяют требуемые параметры пропорционального вовлечения в пробу фрагментов крупного куска и величину случайной погрешности отбора проб разной крупности. Увеличение размера куска в

пробе с 50 до 100 мм увеличивает величину случайной погрешности отбора таких проб в 2,5–3,9 раза. Существенное увеличение случайной погрешности может быть вызвано добавлением в пробу всего 5–8 кусков крупностью до 100 мм.

Таблица 2 – Относительные случайные погрешности отбора проб при вовлечении в пробу фрагментов крупного куска

Тип руды	Массовая доля ценного компонента	Число отбираемых проб	Проба крупностью	
			до 50 мм	до 100 мм
Медная	1,0 %	25	1,6	4,4
Никелевая	3,5 %	25	0,9	3,5
Золотая	3,0 г/т	75	44,2	110,5

На основании полученных результатов могут быть сделаны следующие выводы:

- для предотвращения появления систематической погрешности доля фрагментов крупного куска в точечной пробе должна быть равна доле этого крупного куска в точке отбора точечной пробы. Статистически, в точке отбора точечной пробы находится 50 % крупного куска [9];
- для минимизации случайной погрешности отбора проб вовлекаемые в пробу фрагменты крупного куска должны иметь крупность до 50 мм.

Согласно предложенной ранее методике ручного отбора проб крупнокусковых продуктов [9], вовлекаемые в пробу крупные куски предварительно дробятся и сокращаются. В рассматриваемом случае с ручным отбором проб от крупнокускового рудного сырья предлагается применить тот же подход – дробление крупного куска до крупности менее 50 мм с последующим сокращением с целью вовлечения его в точечную/объединённую пробу. В результате будет исключено появление систематической погрешности, а величина случайной погрешности будет находиться в допустимых пределах.

Предложена методика ручного отбора точечных проб, определяющая порядок вовлечения в пробу крупных кусков:

1. Точечные пробы крупностью менее 50 мм отбираются в намеченных точках отбора в соответствии с требованиями ГОСТ 14180. Из этих точечных проб формируется отдельная проба массой m_1 .
2. Крупные куски, оказавшиеся в точках отбора точечных проб, извлекаются из слоя опробуемого продукта для формирования отдельной крупнокусковой пробы массой m_2 .
3. Проба массой m_2 подвергается предварительной подготовке – дроблению до крупности менее 50 мм и сокращению. Сокращение выполняется с фиксированной степенью, равной 2, которая статистически равна средней доле крупного куска в точечных пробах, отбираемых от руд, содержащих крупные куски (при числе точечных проб более четырёх [3, 9]). В результате дробления и сокращения формируется проба крупностью менее 50 мм массой m_3 .

4. Дальнейшее формирование объединённой пробы выполняется по одному из вариантов в зависимости от содержания крупного куска в опробуемом продукте:

4.1. Если масса пробы m_1 больше массы пробы m_3 :

Проба массой m_1 путём сокращения доводится до пробы массой m_4 :

$$m_4 = m_1 - m_3.$$

Таким образом проба массой m_1 , сформированная в результате отбора точечных проб крупностью менее 50 мм, уменьшается на массу подготовленной дроблением и сокращением крупных кусков пробы m_3 , с получением пробы массой m_4 .

Объединённая проба массой m_5 формируется из проб массой m_4 и m_3

$$m_5 = m_4 + m_3.$$

Сформированная объединённая проба массой m_5 должна соответствовать условию

$$m_5 = m_4 + m_3 = m_1.$$

4.2. Если масса пробы m_1 меньше массы пробы m_3 :

Проба массой m_3 путём сокращения доводится до массы, равной массе пробы m_1 (с получением пробы массой m_4), что, в свою очередь, обеспечивает её соответствие массе, которую можно отобрать совком согласно ГОСТ 14180.

Пробы массой m_1 и m_4 объединяются и сокращаются в два раза с получением пробы массой m_5 .

Сформированная таким образом объединённая проба массой m_5 должна соответствовать условию

$$m_5 = 0,5m_1 + 0,5m_4 = m_1.$$

Выполненная на основании формул современной теории опробования количественная оценка условий предотвращения систематической погрешности, а также оценка значения и величины изменения случайной погрешности позволяют определить параметры отбора проб с максимально возможной представительностью.

Предложенный порядок выполнения отбора проб известным методом «молотка и совка» стандартизирует и унифицирует процесс опробования рудного сырья, содержащего крупные куски, а принцип вовлечения крупного куска в пробу учитывает свойства всего крупного куска, а не его части.

Предложенный порядок применения метода «молотка и совка» и алгоритм оценки учитываемых ГОСТ 14180 погрешностей могут быть основанием для внесения в ГОСТ 14180 соответствующих изменений.

Список литературы

1. ГОСТ 14180-80. Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги. М.: Издательство стандартов. – 27 с.
2. Лепилова И. В. Применимость требований ГОСТ 14180-80 при отборе проб крупнокусковых продуктов на ленточных конвейерах // И. В. Лепилова // Научные

- основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXIX Международной научно-технической конференции. – 2024. – С. 106–112.
3. Вероятность и математическая статистика. Энциклопедия / Гл. ред. Ю. В. Прохоров. – М.: Изд-во «Большая Российская Энциклопедия», 1999.
 4. Прейгерзон Г. И. Опробование полезных ископаемых / Г. И. Прейгерзон. – М.: «Горно-геолого-нефтяное изд-во», 1933. – 290 с.
 5. Козин В. З. Теория опробования руд и продуктов обогащения // В. З. Козин, А. С. Комлев // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025). Материалы международной конференции. – 2025. – С. 20–25.
 6. Козин В. З. Опробование крупнокусковых продуктов // В. З. Козин, А. С. Комлев // ГИАБ. – 2020. – № 3 – 1. – С. 410–421.
 7. Козин В. З. Товарный баланс обогатительных фабрик: научная монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2014. – 133 с.
 8. Комлев А. С. Высокочастотный комбинированный отбор проб руд и продуктов обогащения // Автореферат диссертации на соискание ученой степени доктора технических наук по специальности 2.8.9 «Обогащение полезных ископаемых». – Екатеринбург, 2024. – 37 с.
 9. Лепилова И. В. Развитие технологии ручного отбора проб крупнокусковых продуктов // И. В. Лепилова // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025). Материалы международной конференции. – 2025. – С. 165–168.

УДК 622.7.09

ОПЫТ ПОДГОТОВКИ МАТЕРИАЛА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ СТАНДАРТНЫХ ОБРАЗЦОВ ПРЕДПРИЯТИЯ

Ступакова Е. В., Лебедева М. И.

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

Стандартные образцы состава (СО) являются неотъемлемым инструментом контроля качества аналитических работ на горно-обогатительных предприятиях. С их помощью оценивают правильность результатов количественного химического анализа, аттестуют методики измерений, проводят внутрилабораторный контроль. Производители стандартных образцов, в соответствии с требованиями ГОСТ Р ИСО 17034-2021, обязаны обеспечивать не только точность аттестованных значений, но и однородность материала в пределах всей партии [1].

Стандартные образцы для предприятий, обогащающих золотосодержащие руды, являются востребованным и необходимым инструментом контроля правильности пробирного анализа. На фабриках выполняют по 10-20 тысяч пробирных анализов в год, контролируют анализ с помощью стандартных образцов, расход которых составляет несколько тысяч килограммов в год.

Стандартный образец представляет собой измельченную до крупности 0,071 мм пробу золотосодержащей руды или любого технологического продукта обогатительной фабрики с указанием аттестованной по ГОСТ ISO Guide 35-2015 [2] массовой долей золота и ее неопределенности. Технология производства СО состоит в измельчении всей массы материала начальной пробы до необходимой крупности и сокращении материала до экземпляров СО установленной (заказанной) массы. Основная технологическая задача при изготовлении стандартных образцов состоит в получении большого числа экземпляров СО (порций материала), характеризующихся одним аттестованным значением. Для решения этой задачи подготовленный материал тщательно перемешивают и расфасовывают в банки по 1000 г, каждая банка является учтенным экземпляром СО. В дальнейшем из каждого экземпляра после дополнительного перемешивания отбирают навески для анализа массой 30-50 г. Крупность 0,071 мм контролируется общепринятым в обогащении способом: за максимальную крупность принимают размер ячейки сита, через которое проходит 95 % материала (d_{95}). Это допущение основано на том, что гранулометрический состав описывается функцией распределения Розина–Раммлера:

$$R$$

где R_+ – суммарный выход класса крупнее d (остаток на сите), %; d – размер отверстий сита; m , n – параметры, зависящие от свойств материала.

Однако физические свойства золотин, такие как высокая плотность, ковкость, не позволяют при традиционных технологиях подготовки материала, включающих операции дробления и измельчения, получить материал стандартных образцов со 100 % массовой долей минусового класса –0,071 мм. Так из подготовленного материала СО массой 121,92 кг рассевом на сите 0,071 мм было получено 8,82 кг плюсового класса, после доистирания и рассева его на сите 0,071 мм получено 1,43 % плюсового класса. Этот плюсовой класс массой 1,64 кг измельчить не удалось, он был удален из технологической схемы подготовки материала.

Изготовленная с учетом этих результатов партия стандартного образца была подвергнута контролю однородности. Для этого было отобрано 12 экземпляров СО, от которых отобраны навески различной массы (от 30 до 50 г). Анализ выполнялся пробирным методом. На рис. 1 представлено распределение результатов анализа в виде точечной диаграммы. Аттестованное значение массовой доли золота составляет $1,15 \pm 0,05$ г/т, на графике оно показано сплошной линией. Пунктирными линиями обозначены границы интервала $\pm 3\sigma$ ($\sigma = 0,12$ г/т).

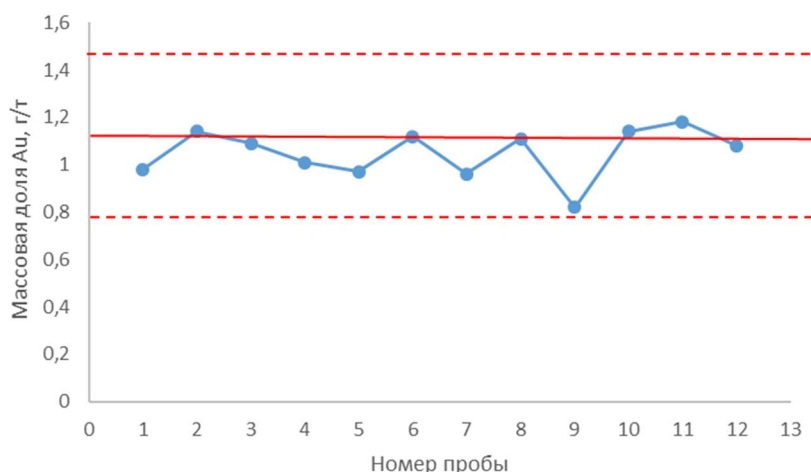


Рисунок 1 – Распределение результатов определения массовой доли золота в навесках стандартного образца

Как видно из рис. 1, даже при тщательной подготовке материала и удалении плюсового класса наблюдается значительный разброс результатов: от 0,82 до 1,18 г/т. Размах варьирования составляет 0,36 г/т, что существенно превышает расширенную неопределенность аттестованного значения (0,05 г/т). Стандартное отклонение выборки ($n = 12$) равно 0,12 г/т, что соответствует относительному стандартному отклонению 10,5 %.

Особого внимания заслуживает результат пробы № 9 (0,82 г/т). На точечной диаграмме (рис. 1) отчетливо видно, что этот результат выходит за пределы неопределенности аттестованного значения. Отклонение 28,7 % от аттестованного значения не может быть объяснено случайной погрешностью анализа. Данный результат квалифицирован как статистический выброс, обусловленный, вероятно, отсутствием в отобранной навеске крупных частиц золота, тогда как аттестованное значение рассчитано в предположении их равномерного распределения.

Для теоретической оценки ожидаемой погрешности может быть использована формула случайной погрешности сокращения проб [3, 4]:

$$P_{95} = 2 \cdot \sqrt{\frac{g \cdot f \cdot \rho_m \cdot \beta_m \cdot d_{95}^3}{\alpha \cdot q_{\text{нав}}}} \cdot 100, \quad (2)$$

где P_{95} – относительная случайная погрешность стандартного образца, %; g – коэффициент, зависящий от нелинейности гранулометрической характеристики СО, $g = 0,18$; f – коэффициент формы золотин, $f = 0,2$; ρ_m – плотность золотин с учётом пористости, $\rho_m = 18000$ кг/м³; β_m – массовая доля золота в минерале, $\beta_m = 0,9 \cdot 10^6$ г/т; α – массовая доля золота в СО, г/т; $q_{\text{нав}}$ – масса навески СО для анализа, кг; $d_{95} = 0,071$ мм ($7,1 \cdot 10^{-5}$ м), размер максимальных зёрен золота, м.

Принимая крупность материала $d_{95} = 0,071$ мм ($7,1 \cdot 10^{-5}$ м), массу навески $q_{\text{нав}} = 0,05$ кг и массовую долю золота $\alpha = 1,15$ г/т, получаем $P_{95} = 12,1$ %.

Расчет показывает, что теоретическая относительная погрешность сокращения для данного материала составляет около 12,1 %, что соответствует абсолютной погрешности $\pm 0,14$ г/т. Экспериментально полученное стандартное отклонение (0,12 г/т) хорошо согласуется с теоретической оценкой.

Однако формула (2) описывает случайную погрешность для 95 % результатов. Оставшиеся 5 % могут давать большие отклонения, что и наблюдается в эксперименте (проба № 9). Причина – в природе распределения редких крупных частиц. Даже единичное зерно золота размером, приближающимся к 0,071 мм, при попадании в навеску массой 50 г способно изменить результат на 0,2–0,3 г/т. Если же в навеску случайно не попало ни одного такого зерна (как в пробе № 9), результат оказывается заниженным.

Важно подчеркнуть, что обнаруженный выброс не свидетельствует о низком качестве подготовки материала стандартного образца. Напротив, он демонстрирует объективную сложность производства СО состава золотосодержащих руд и подтверждает необходимость применения обоснованного подхода при разработке технологии подготовки материала для каждого конкретного типа материала. Формула (2) может служить эффективным инструментом прогнозирования риска неоднородности еще на стадии разработки технологии подготовки материала.

Таким образом, проведенные исследования показывают, что даже при тщательной подготовке стандартных образцов золотосодержащих руд с соблюдением всех технологических операций (измельчение до $-0,071$ мм, двухстадийное просеивание, удаление плюсового класса) полное исключение статистических выбросов не достигается. Это связано с фундаментальными особенностями распределения частиц золота в рудной массе.

Выполненные расчеты по формуле случайной погрешности сокращения проб подтверждают, что для данного типа материала теоретическая погрешность составляет около 12 %, а экспериментальные данные (стандартное отклонение 0,12 г/т) хорошо согласуются с теорией. Выявленный выброс (проба № 9) попадает в 5 % зону результатов, где отклонения могут быть существенно выше среднестатистических.

Таким образом, при разработке технологии изготовления стандартных образцов золотосодержащих руд целесообразно опираться на комплексный подход, включающий минералогический анализ исходного материала для выявления морфологических особенностей золота и прогнозную оценку ожидаемой погрешности с использованием формулы (2). Это позволяет еще на стадии обоснования технологической схемы учитывать потенциальные риски неоднородности материала.

Список литературы

1. ГОСТ Р ИСО 17034-2021 Общие требования к компетентности производителей стандартных образцов.
2. ГОСТ ISO Guide 35-2015 Стандартные образцы. Общие и статистические принципы сертификации (аттестации).

3. Ступакова Е. В. Определение погрешности стандартных образцов состава золотосодержащих руд / Е. В. Ступакова // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 2019. – № 6. – С.81-89.
4. Ступакова Е. В. Экспериментальная проверка формулы случайной погрешности сокращения проб / Е. В. Ступакова, А. С. Комлев // Известия вузов. Горный журнал. – 2021. – № 4. – С. 37-44.

УДК 622.722; 549.283

ПРИМЕНЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ АТОМНО-ЭМИССИОННОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗМЕРОВ ЧАСТИЦ ЗОЛОТА В МИНЕРАЛЬНЫХ МАТЕРИАЛАХ

Власов И. А.^{1,2}, Куклина А. А.¹, Федоров С. А.^{1,3}

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

² ООО «Первый горно-металлургический институт»,

³ ФГБУН Институт металлургии им. академика Н. А. Ватолина УрО РАН,
г. Екатеринбург, Россия

В процессе изучения частиц золота в пробах минерального материала существенной проблемой является сложность набора достаточного количества данных для формирования достоверной статистики, которая позволит ответить на вопросы о формах и размерах металлических частиц. Такого рода проблема возникает вследствие низких процентных содержаний анализируемого металла, рассеянности среди фрагментов пробы, малых размеров частиц Au и его закрытости в сростках с другими минералами. Возможным способом набора значительного массива необходимых данных, позволяющих уверенно отслеживать распределении частиц золота по классам различной крупности, является анализ минеральных проб на атомно-эмиссионном анализаторе «Гранд-Поток» в режиме непрерывной съемки с фиксацией интенсивности сигнала.

Анализ на атомно-эмиссионном анализаторе «Гранд-Поток» проводится по следующему алгоритму. Проба в виде порошка (крупность менее 0,1 мм) равномерно распределяется по транспортерной ленте. В дальнейшем при движении ленты транспортера происходит подача пробы в камеру сгорания, где попадает в зону дугового разряда. В этой зоне происходит возбуждение атомов химических элементов, из которых состоит проба. Испускаемое атомами излучение попадает в камеру анализатора, где раскладывается на спектр и фиксируется детектором. При этом существует возможность записи интенсивности сигнала с интервалом в 0,02 с. В данном процессе осуществляется фиксация наличия и интенсивность сигнала по необходимой длине волны, характерной для конкретного элемента. В результате съемки komponуется график, фиксирующий попадания в область анализа частицы золота (рис. 1).

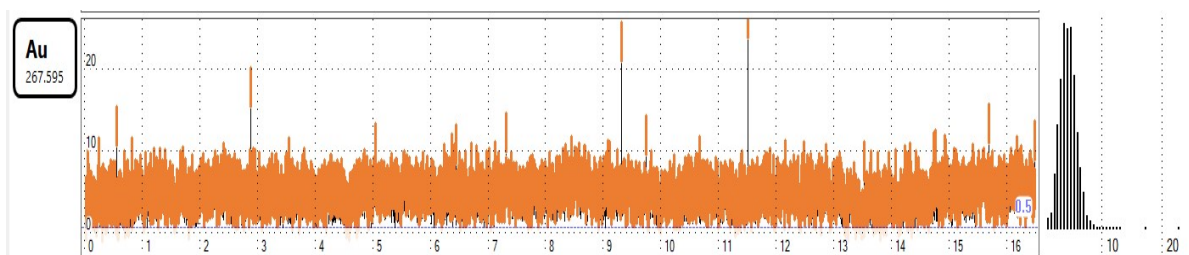


Рисунок 1 – Вид графика сцинтилляции частиц золота на линии Au 267,595 нм

Обработка графика позволяет убрать фоновое излучение и вычленить линии, отличающиеся по высоте от фоновых значений, которые являются показателями попадания частиц золота в область анализа.

Время проведения съемки одной пробы составляет порядка 15 с. При этом используется около 0,15 г пробы. Столь высокая скорость проведения анализа и малые навески позволяют анализировать как пробы небольших масс, так и проводить в короткие сроки несколько измерений единичной пробы. В результате мы получаем за короткий промежуток времени достаточное количество данных о количестве частиц и можем проводить их ранжирование по интенсивности полученного сигнала.

Однако метод не позволяет ответить о формах частиц золота. А для сопоставления интенсивности сигнала с истинными размерами зерен необходимо знать поправочный коэффициент. Для этого необходимо набрать базу данных по различным типам месторождений и провести инструментальный замер частиц.

В качестве инструментального метода измерений для получения предварительных данных о формах золота рекомендуется использовать замер размеров частиц золота методами сканирующей электронной микроскопии с предварительным раскрытием зерен золота методами стадийного (селективного) растворения вмещающих порообразующих минералов. Растворение пробы производят с применением различных кислот и щелочей. Исключением являются хлорсодержащие кислоты (преимущественно хлороводородная), так как золото может частично раствориться ими. В результате стадийного растворения сырья происходит удаление большей массы пробы и концентрирование зерен золота в 500 и более раз. Благодаря такой обработке происходит сохранение природных форм частиц золота, а также получается сохранить тонкие зерна золота, которые могут быть потеряны в результате классических методов обогащения, при которых практически неизбежно происходит потеря части ценного компонента с хвостами обогащения.

После химического разложения остаточный продукт просматривается на электронном сканирующем микроскопе с целью обнаружения частиц золота, измерения их размеров и форм (рис. 2). Набирается статистика, позволяющая провести распределение зерен по классам крупности.

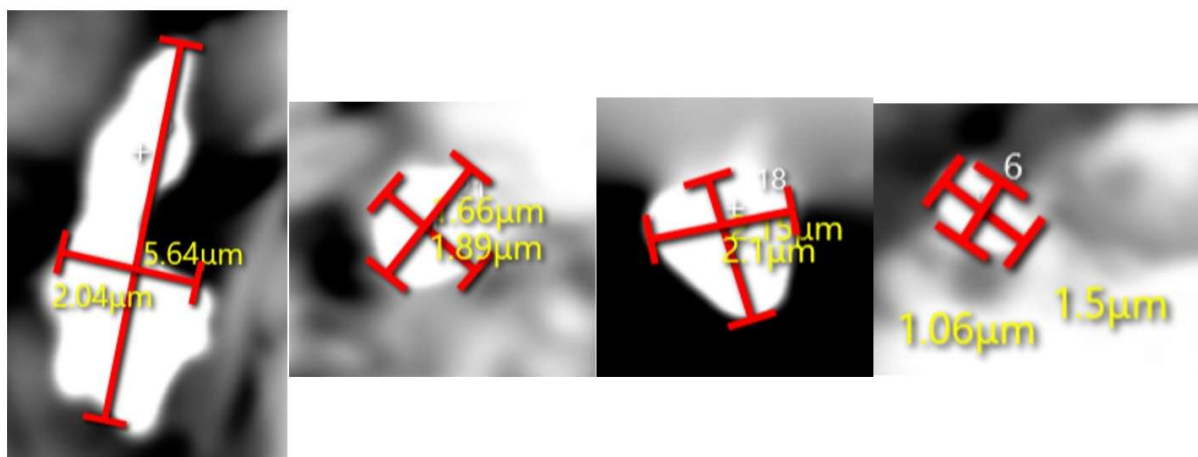


Рисунок 2 – Инструментальный замер размеров частиц золота
Снимки сделаны в режиме BSE

Инструментальный метод изучения зерен золота позволяет визуализировать зерна и зафиксировать их формы и размеры. Однако применение данного метода сопряжено со сложной и долгой пробоподготовкой, а также с необходимостью проведения значительного по времени поиска зерен на электронном микроскопе.

Для ускорения процесса получения данных о формах и размерах зерен золота предлагается использовать комбинированный метод анализа, включающий в себя следующие этапы: инструментальное измерение зерен золота методами сканирующей электронной микроскопии в малой навеске с предварительным стадийным растворением вмещающих породообразующих минералов и проведение атомно-эмиссионного спектрального анализа на комплексе «Гранд-Поток» в режиме сцинтилляции на увеличенной навеске. Это позволит сократить время анализа и набрать достоверную статистику.

Для сопоставления данных по крупности зерен золота с различных методов данные по размерности золота группируются в таблицу с указанием класса крупности зерен и количества зерен в данном классе. Диапазон класса крупности рекомендуется брать с коэффициентом $\times 2$ (40-20; 20-10; 10-5 мкм и т. д.). Количество зерен преобразуют в процентное соотношение.

Данные по вспышкам золота группируются в классы по интенсивности и количеству вспышек данной интенсивности. Диапазон интенсивностей необходимо брать с тем же коэффициентом, что и при выборе классов крупности. Количество вспышек также преобразуют в процентное соотношение.

Далее проводится сопоставление данных распределения частиц по крупности и выводится расчётный коэффициент.

Графически данный процесс можно представить следующим образом. Строится график, где на одной оси обозначают интервалы размерности и интенсивности, а на второй количество найденных зерен золота и количество

зарегистрированных вспышек при сцинтилляции. Совпадение графиков говорит о совпадении диапазонов интенсивностей вспышек с диапазоном крупности зерен золота (рис. 3).

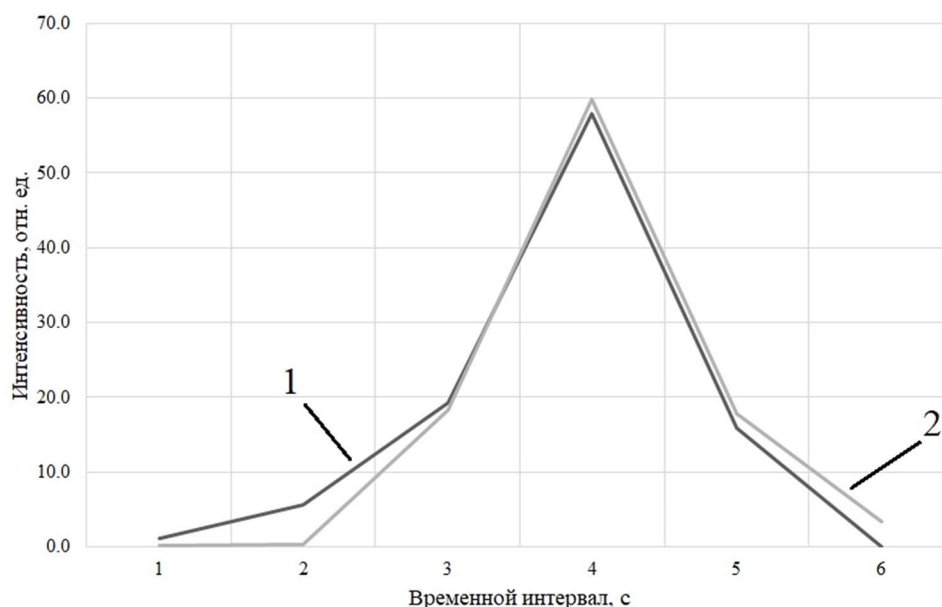


Рисунок 3 – Графики распределения частиц золота в зависимости от крупности, полученной по данным инструментального замера (1) и в зависимости от распределения интенсивностей сцинтилляционного анализа (2)

Для партии однотипных проб единого массива возможно проведение инструментального замера не на всех образцах, а на некоторой выборке, которая будет служить для настройки метода и контроля правильности результатов.

Помимо этого, набор и анализ данных по различным массивам руд позволяет только по виду сцинтилляционного графика определять формы нахождения зерен золота.

Так для тонкодисперсного золота, распределенного в сульфидах, характерен график со множеством мелких пиков, а для редковкрапленного золота – график с несколькими крупными пиками.

Таким образом, применение комплекса инструментального метода и атомно-эмиссионной спектроскопии позволяет оперативно и при должной калибровке с высокой точностью определять размерность зерен золота в минеральных пробах, продуктах обогащения и техногенных материалах.

Исследование подготовлено в соответствии с государственным заданием, выданным Минобрнауки РФ, на выполнение НИР для ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет» № 075-03-2026-421 от 16.01.2026 «Разработка и эколого-экономическое обоснование новых технологий рекуперации техногенных минеральных образований в условиях циркулярной экономики и растущей потребности промышленности в минеральном сырье».

Список литературы

1. Дзюба А. А., Лабусов В. А., Васильева И. Е., Шабанова Е. В., Бабин С. А. Аналитические возможности спектрального комплекса «Гранд-Поток» при сцинтилляционном определении содержания золота и серебра в геологических пробах // Аналитика и контроль. – 2017. – Т. 21, № 1. – С. 6-15.
2. Шибанова Е. В., Бусько А. Е., Васильева И. Е. Дуговой сцинтилляционный атомно-эмиссионный анализ порошковых проб при использовании МАЭС с высоким временным разрешением // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2012. – Т. 78, № 1-II. – С. 24-33.
3. Лабусов В. А. Комплексы приборов для атомно-эмиссионного спектрального анализа на основе спектрометра «Гранд» // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2008. – Т. 74, № 4. – С. 21-29.
4. Бабин С. А. Быстродействующие анализаторы МАЭС на основе линеек БЛПП-2000 // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2015. – Т. 81, № 1-II. – С. 108-113.
5. Васильева И. Е. Методика определения содержания золота и серебра в геологических образцах с использованием сцинтилляционного атомно-эмиссионного анализа с высоким временным разрешением // Аналитика и контроль. – 2010. – Т. 14, № 4. – С. 201-213.
6. Райхбаум Я. Д., Стахеев Ю. И. Сцинтилляционный спектральный метод минералогического анализа // Аналитическая химия. – 1965. – Т. 20, № 3. – С. 299-304.
7. Семенов З. В. Алгоритм обработки последовательностей спектров для сцинтилляционного атомно-эмиссионного спектрального анализа // Заводская лаборатория. Диагностика материалов. – 2015. – Т. 81, № 1-II. – С. 135-142.
8. Васильева И. Е. Изучение гранулометрического состава порошков стандартных образцов природных сред // Стандартные образцы. – 2015. – № 1. – С. 39-49.

УДК 622.7

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВОГО ПРОДУКТА И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ

Бузунова Т. А., Мельчаков С. Ю., Некрасова А. А.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

За последнее время технология обогащения оловянных руд претерпела ряд изменений, не только в связи с технологическим прогрессом в сфере обогащения, но и вследствие продвижения добычных работ вглубь месторождения, а также повышения требований к качественной характеристике готовых концентратов по содержанию примесей Fe, As, Pb, S и пр.

На предприятиях при совместной работе с научными организациями проводятся исследования по совершенствованию технологических схем: внедряются технологии крупнокускового обогащения руды, новые гравитационные высокопроизводительные аппараты, современные магнитные сепараторы, высокочастотные грохота, разрабатываются и внедряются новые флотационные реагенты для касситеритовой флотации, позволяющие повысить извлечение олова из шламовых продуктов, тем самым сократить потери металла с хвостами обогащения.

Целью настоящих исследований является поиск и подбор режимов, повышающих качество оловянного концентрата с помощью магнитной сепарации. Для достижения поставленной цели реализованы следующие задачи:

- снижение массовой доли общего железа в концентрате до 4 %;
- выведение в отдельный продукт вольфрамитового концентрата с массовой долей W не менее 40 %.

Возможность обогащения оловянно-вольфрамовых руд с помощью магнитной сепарации определена из практики их обогащения. Установлено, что на эффективность сепарации влияет степень раскрытия минералов, содержание шламовых частиц, реагентные и (или) природные плёнки на поверхности минеральных зёрен. Существенное влияние на процесс магнитной сепарации также оказывают и физико-химические свойства отдельных минералов [1-4]. В технологии переработки оловосодержащих руд магнитная сепарация чаще всего применяется в циклах доводки черновых концентратов для извлечения сильномагнитных и слабомагнитных минералов.

Объектом исследования являлась проба оловянно-вольфрамового продукта крупностью частиц менее 0,2 мм. Материал пробы отобран на действующем производстве в цикле доводки чернового оловянного концентрата. Массовая доля Sn в пробе составляет 34,10 %, W – 5,09 %; основные примесные элементы, мас. %: 1,35 Cu, 0,86 As, 12,50 Fe_{общ.} и 2,87 S_{общ.}. Содержание класса +0,045 мм в пробе составляет 57 %, -0,045+0,0 мм – 43 %.

Для решения поставленной задачи в исследованиях по выявлению возможности обогащения оловянно-вольфрамового продукта с помощью магнитной сепарации выполнено детальное изучение вещественного состава средней пробы крупностью -0,2+0 мм и классифицированной по «узким» классам крупности: -0,2+0,1; -0,1+0,071; -0,071+0,045, -0,045+0,02 мм. Выполнена наработка материала и проведено магнитное фракционирование отдельно для каждого класса.

В результате минералогического анализа пробы установлено, что массовая доля касситерита SnO₂ составляет 43,3 %. Из вольфрамовых минералов определены шеелит CaWO₄ с массовой долей 7,0 % и ферберит FeWO₄ с массовой долей 1,0 %. Установлено наличие сульфидных минералов с массовой долей халькопирита CuFeS₂ 3,8 %, пирита FeS₂ 2,0 %, арсенопирита FeAsS 1,9 % и др. и достаточно высокое содержание нерудных минералов турмалина 15,4 %, минералов группы хлорита 9,0 % и карбонатов (сидерит, кальцит) 5,2 %. Массовая доля магнетита и пирротина, минералов с высоким содержанием железа, соответственно, 2,1 и 0,2 %.

Химический состав отдельных минералов выполнен методом сканирующей электронной микроскопии на электронном микроскопе Carl Zeiss Evo Ma15 с SDD-энергодисперсионным рентгеноспектральным детектором X-Max Oxford Instruments в режиме регистрации обратно-рассеянных электронов при ускоряющем напряжении в колонне 20 кВ и токе зонда 707 пА. Результаты приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав минералов пробы (средние значения), мас. %

Минерал	O	Si	Ca	Mn	Fe	S	Cu	Zn	As	W	Sn
Касситерит	19,0	0,0	0,0	0,0	0,3	-	-	-	-	-	80,7
Шеелит	16,5	0,0	14,7	0,1	0,6	-	-	-	-	68,1	-
Вольфрамит	15,5	0,0	0,0	6,9	12,5	-	-	-	-	65,1	-
Халькопирит	0,0	0,0	0,0	0,0	30,5	36,2	33,3	-	-	-	-
Пирит	0,0	0,0	0,0	0,0	47,0	53,0	-	-	-	-	-
Арсенопирит	0,0	0,0	0,0	0,0	33,8	19,1	-	-	47,1	-	-
Станнин	0,0	0,0	0,0	0,0	12,6	30,4	28,3	0,3	-	-	28,4

По результатам фазового химического анализа установлено, что железо представлено как сильномагнитными минералами, в основном магнетитом, так и слабомагнитными (шамозит (тюрингит), турмалины (шерл, дравит), гематит, гётит, вольфрамит и др.), преобладает доля слабомагнитных минералов.

Определение степени раскрытия минералов и качества сростков по классам крупности позволило установить готовность продукта к обогащению. Сростки зёрен и сцементированные агрегаты зёрен встречаются крайне редко. Рудные минералы (касситерит, шеелит, вольфрамит) имеют высокую степень раскрытия 92-96 %, и их сростки, преимущественно, богатые.

Результаты исследований по гравитационно-магнитному фракционированию приведены в табл. 2. Все фракции проанализированы химическими и минералогическими методами исследований.

Таблица 2 – Выход продуктов гравитационно-магнитного фракционирования

Выход фракций, %					
-0,020+0 мм (шламы), выведены из процесса	-0,20+0,020 мм				
	лёгкая фракция $\rho < 2,89 \text{ г/см}^3$	тяжёлая фракция $\rho > 2,89 \text{ г/см}^3$			
		магнитная	1 эл/м	2 эл/м	немагнитная
5,60	4,95	2,97	52,61	6,46	27,41

Минеральный состав пробы по фракциям представлен в табл. 3. По результатам минерального анализа выделенных фракций установлено, что основными методами обогащения для данного продукта являются гравитационные и магнитные. Для снижения массовой доли железа в оловянном концентрате магнитную сепарацию следует предусматривать в слабом и сильном магнитных полях с постепенным выделением сильно- и слабомагнитных минералов. Выделение вольфрамита из оловянно-вольфрамового продукта с помощью магнитной сепарации невозможно в связи с частичным попаданием немагнитных минералов, таких как касситерит и шеелит, в электромагнитные фракции.

Таблица 3 – Минеральный состав пробы по фракциям, мас. %

Минерал	-0,20+0,020 мм				
	лёгкая фракция	тяжёлая фракция			
		магнитная	1 эл/м	2 эл/м	немагнитная
Касситерит	0,7	3,1	32,8	74,4	67,3
Вольфрамит (ферберит)	ед.зн.	ед.зн.	0,3	0,7	2,6
Шеелит	0,7	0,6	2,3	5,2	18,3
Пирит	0,0	0,0	0,1	0,3	0,2
Пирротин	0,0	7,5	ед.зн.	0,0	0,0
Халькопирит	0,3	1,3	0,9	3,8	0,7
Арсенопирит	0,0	0,1	0,0	0,2	0,3
Станнин	0,0	0,0	0,1	0,1	0,1
Кобальтин	0,0	0,1	ед.зн.	ед.зн.	ед.зн.
Сфалерит	0,0	ед.зн.	ед.зн.	ед.зн.	ед.зн.
Галенит	0,0	ед.зн.	ед.зн.	0,1	0,1
Висмутин	0,0	0,2	0,0	0,0	0,0
Магнетит	0,0	78,4	0,8	0,0	0,0
Гематит	0,0	0,0	2,0	0,3	0,0
Кварц	63,2	1,1	0,0	2,8	0,0
Группа турмалина (шерл, дравит)	6,0	3,3	23,0	6,0	2,9
Группа хлорита (шамозит)	9,6	3,0	21,5	3,0	1,3
Группа полевых шпатов	15,1	0,2	0,9	0,0	0,0
Группа карбонатов (сидерит, кальцит)	3,8	0,8	14,0	1,6	1,9
Циркон	0,0	0,0	0,0	0,4	2,7
Рутил	0,2	ед.зн.	0,8	0,5	0,5
Прочие	0,4	0,3	0,5	0,6	1,1
Всего	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Экспериментальная проверка по магнитному фракционированию оловянно-вольфрамового продукта проведена на сухом высокоградиентном сепараторе СМС-20М «Итомак» при последовательном увеличении напряженности магнитного поля с 1000 до 14000 Э. Для каждого продукта сепарации выполнены исследования химическими и минералогическими методами анализа. В ходе проведения минералогических исследований установлено, что магнитные свойства минералов касситерита и шеелита зависят от их химического состава, чем выше массовая доля Fe в минерале, тем выше его магнитные свойства. Определены минералогические особенности вольфрамсодержащих минералов вольфрамита и шеелита, которые свидетельствуют о сложности их разделения (наличие примеси Fe в шеелите, присутствие сростков вольфрамита с шеелитом, замещение шеелита вольфрамитом) [2-5].

На поверхности зёрен минералов отмечено присутствие оксидов и гидроксидов железа в виде прожилковых/цементирующих выделений гематита/гётита в межзерновых пространствах агрегатов зёрен, а также в виде тонких плёнок, что является дополнительным фактором потенциально возможного снижения эффективности разделения частиц при магнитном обогащении. Эксперименты по ультразвуковой обработке материала пробы, а также

анализ качественной характеристики продуктов после обработки ультразвуком подтвердили, что ультразвук на качественную характеристику оловянно-вольфрамового концентрата не повлиял. Отмечено, что воздействие ультразвука не очистило поверхность частиц от гидроксидных плёнок. Распределение выходов и массовых долей основных химических элементов Sn, W, Cu и Fe_{общ.} после ультразвука в продуктах магнитного фракционирования получено подобным распределению сухой магнитной сепарации общей пробы крупностью -0,2+0 мм на СМС-20М без обработки ультразвуком.

Магнитное обогащение классифицированной пробы, в том же режиме напряженности магнитного поля и той же последовательности операций, как и для пробы -0,2+0 мм, не оказало влияния на улучшение технологических показателей, тем самым свидетельствуя, что эффективность процесса напрямую зависит от степени раскрытия минералов и их физико-химических особенностей.

При проведении технологических испытаний (см. рис. 1) по магнитному обогащению на лабораторно-полупромышленном оборудовании получено три продукта:

- магнитная фракция – железный продукт с массовой долей железа общего 59,0 %, железа магнетитового 51,20 %, S_{общ.} 3,6 %, P₂O₅ 0,03 %,
- электромагнитная фракция – промпродукт с массовой долей Sn и W, соответственно, 26,7 и 2,5 %, железа общего 19,8 %,
- немагнитная фракция – богатый оловянный концентрат с массовой долей Sn 46,5 %, Fe_{общ.} 3,9 %.



Рисунок 1 – Схема технологических испытаний

Извлечение олова в богатый оловянный концентрат составило 50,3 %, извлечение общего железа, суммарное в магнитную и электромагнитную фракции, составило 90,9 %. Железо в электромагнитной фракции 12000 Э представлено сидеритом, шамозитом и прочими минералами, плотность которых в два раза меньше, чем плотность минералов олова и вольфрама. В связи с этим снижение массовой доли железа в промпродукте до менее 4 % предложено проводить методами гравитационного обогащения.

Технологическими испытаниями подтверждено, что из-за физико-химических особенностей минералов олова и вольфрама выделение вольфрамитового концентрата с массовой долей W не менее 40 % с помощью магнитного обогащения невозможно.

Список литературы

1. Бетехтин А. Г., Генкин А. Д., Филимонова А. А., Шадлун Т. Н. Структурно-текстурные особенности эндогенных руд. М.: Недра, 1964. 598 с.
2. Барсанов Г. П., Кузнецов К. М. Особенности касситерита из гранитных пегматитов центрального Кавказа // Труды минералогического музея им. А.Е. Ферсмана. – 1971. – Вып.20. – С. 14-24.
3. Зуев В. Н. О своеобразном зональном строении шеелита и вольфрамита // Труды минералогического музея. – 1951. – Вып.9. – С. 185-189.
4. Юсупов Т. С., Кондратьев С. А., Бакшеева И. И. Структурно-химические и технологические свойства минералов касситерит-сульфидного техногенного сырья // Обогащение руд. – 2016. – № 5. – С. 26-31.
5. Смелянская Г. А., Добровольская Н. В. О зависимости магнитных свойств касситеритов от их состава и условий образования // Труды минералогического музея им. А. Е. Ферсмана. – 1971. – Вып.20. – С. 155-160.

УДК:622.7.092

ПОДГОТОВКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОЛЛЕКЦИЙ ПРИРОДНЫХ АЛМАЗОВ-ИНДИКАТОРОВ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССАХ РУДОПОДГОТОВКИ

Антонова Т. А.^{1,2}, Попов О. П.¹

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

² ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Россия

Оценка повреждаемости алмазов является наиболее важной задачей технологических исследований, существенно влияющей на выбор оптимальных параметров технологических схем и процессов рудоподготовки [1]. Известно, что степень техногенного воздействия на алмазы в процессе рудоподготовки существенно выше, чем при проведении буровзрывных работ [2].

Для проведения опытов по изучению поврежденности алмазов в процессах рудоподготовки применяли коллекции природных окрашенных алмазов-индикаторов крупности -6+3 и -3+1 мм по 250 штук в каждой. Для получения окраски природные алмазы облучают в циклотроне. Алмазы-индикаторы вводят в технологический процесс, извлекают по схеме фабрики и выбирают из товарной продукции по характерному зелёному цвету.

Коллекции окрашенных алмазов-индикаторов представлены алмазами из разных месторождений.

Подготовка коллекций осуществлялась поэтапно и включала операции взвешивания, оценки поврежденности, фиксации явлений двойного лучепреломления, фотографирования в четырех ракурсах. Для создания базы данных коллекций использовался программный продукт «DiamSearch», разработанный институтом «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА». Данная программа позволяет увеличить скорость работы как при создании базы данных, так и при распознавании алмазов-индикаторов после их извлечения.

Программный продукт «DiamSearch» позволяет работать в режимах распознавания, описания кристаллов и составления отчетности (базы данных) коллекции, где алмазы-индикаторы классифицируются по внешним признакам на группы. При классификации используют критерии форм, дефектности по внутренним напряжениям, макродефектам, наличию сколов и трещин.

Алмазы-индикаторы классифицируются по внутренним дефектам структуры с помощью поляризационно-оптического метода с выделением четырех прочностных групп, характеризующихся определенными значениями предела прочности на сжатие:

1 группа – с трещинами, сколами, включениями и обломки (предел прочности на сжатие 932 мПа);

2 группа – с пластической деформацией II порядка интерференции (предел прочности на сжатие 1570 мПа);

3 группа – с зональным строением, с секторальным строением, с пластической деформацией I порядка интерференции (предел прочности на сжатие 2650 мПа);

4 группа – с дефектами роста, дислокациями, изоклины и изотропные (предел прочности на сжатие 4710 мПа).

Заброс окрашенных алмазов-индикаторов осуществлялся одновременно с подачей материала. Для материала крупностью -6+3 и -3+1 мм заброс индикаторов проводился поштучно в группах по 250 штук каждого класса крупности с интервалом в 6-8 с.

В обоих экспериментах окрашенные алмазы-индикаторы выходили с измельченным материалом и попадали в технологическую схему отделения доводки и сортировки ОФ № 16, где далее извлекались по стандартной схеме.

Извлечение окрашенных алмазов-индикаторов из конечного продукта осуществлялось по характерному для алмазов-индикаторов зеленому цвету. Контрольная выборка из текущей продукции проводилась специалистами цеха окончательной доводки (далее – ЦОД).

В итоге были извлечены 457 штук алмазов-индикаторов. Выход по классам крупности идентифицированных алмазов-индикаторов составил: для класса -6+3 мм – 95,2 %; для класса -3+1 мм – 87,6 %. 87,0 % алмазов-индикаторов были извлечены из процесса в первые сутки.

Расчет показателей техногенной поврежденности алмазов-индикаторов включал операции взвешивания, распознавания с использованием программного продукта «DianSearch», определения потери массы.

После обработки результатов анализа данных характеристик алмазов-индикаторов были определены следующие показатели: техногенная повреждаемость (далее – ТП), потеря массы (далее – ПМ) и суммирующий показатель – степень поврежденности (далее – СП).

Для анализа распределения поврежденных алмазов-индикаторов по величине потери массы, полученной в результате техногенного воздействия, кристаллы объединены в группы: 0–5; 5–20; 20–50 и более 50 % потерянной массы. Данная градация применяется при минералогической оценке природных алмазов в ЦОД и привычна для восприятия специалистами, занимающимися проблемами сохранности алмазов.

Однако, в отличие от оценки в цехе окончательной доводки, где потерянная масса каждого кристалла восстанавливается минералогами путем визуального достраивания недостающего объема и является достаточно субъективной, в методе окрашенных алмазов-индикаторов потеря массы определяется абсолютно точно, так как известны весовые характеристики каждого алмазного кристалла до заброса и после прохождения технологического процесса, что является достоинством данного метода.

Не вышедшие из процесса алмазы-индикаторы не участвуют в обработке данных, так как они потеряны в технологической схеме или разрушены полностью.

В табл. 1 представлены показатели анализа техногенной поврежденности алмазов-индикаторов, полученные в период проведения контрольных экспериментов.

Таблица 1 – Показатели техногенной поврежденности окрашенных алмазов-индикаторов

Класс крупности, мм	Количество заброшенных алмазов-индикаторов шт.	Количество извлеченных алмазов-индикаторов, %		Количество поврежденных кристаллов, %		Показатели поврежденности, %		
		шт.	вес	шт.	вес	ТП	ПМ	СП
-6+3	250	95,2	94,5	17,2	17,8	17,2	0,6	3,5
-3+1	250	87,6	89,7	12,3	14,9	12,3	0,3	2,4

Из табл. 1 следует, что в классе -6+3 мм повреждения получили 17,8 % алмазов-индикаторов, из которых 17,2 % получили техногенные повреждения; 0,6 % – потерю массы. СП составила 3,5 %.

В классе -3+1 мм повреждения получили 12,3 % алмазов-индикаторов, из которых 12,3 % получили техногенные повреждения; 0,3 % – потерю массы. СП составила 2,4 %.

При обработке данных получены сравнительные показатели групп сколов окрашенных алмазов-индикаторов до и после эксперимента.

По классу крупности -6+3 мм:

- 0-5 % сколов получили 33 шт., из них 26 шт. до заброса были целыми октаэдрами и 7 шт. с трещинами;
- 5-20 % сколов получили 6 шт., которые до заброса были без трещин, 4 из них были целыми октаэдрами;
- 20-50 % сколов получили два алмаза-индикатора октаэдров без трещин до заброса.

По коллекции крупностью -3+1 мм:

- 0-5 % сколов получили 24 шт., из них 17 шт. до заброса были целыми октаэдрами и близкими к нему и 1 алмаз-индикатор с трещиной;
- 5-20 % сколов получили 3 шт. целых алмазов-индикаторов, из них 2 шт. до заброса были с макродефектами.

Анализ полученных результатов показал, что при забросе коллекций окрашенных алмазов-индикаторов крупностью -6+3 и -3+1 мм отмечена достаточно высокая степень поврежденности – 3,5 и 2,4 % соответственно.

Сколы получены как по исходно дефектным алмазам, так и по кристаллам, которые до заброса были отнесены к группе целых октаэдров без дефектов.

Полученные данные были использованы для оценки эффективности исследованного оборудования в цикле рудоподготовки с позиции повреждаемости алмазов.

Список литературы

1. Боровиков В. А., Лексовский А.М., Калитин В. Т. Новые аспекты повышения сохранности алмазов при добыче кимберлитов // Горный журнал. 2006. № 6. С. 77–81.
2. Макарский И. В., Бондаренко И. Ф., Адодин Е. И. Оценка степени техногенного воздействия на сохранность алмазной продукции // Обогащение руд. 2012. № 3. С. 23-25.

УДК 550.835.52

ВОЗМОЖНОСТИ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА С ИСТОЧНИКОМ Cf-252 ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД

Земскова Л. А., Иванников С. И., Маркин Н. С.
ФГБУН Институт химии Дальневосточного отделения РАН,
г. Владивосток, Россия

На территории Дальневосточного федерального округа (ДФО) сосредоточено около 98 % запасов олова России. Наибольшая их часть локализована в Республике Саха (Якутия) – 36 %, Приморском крае – 22 %, Чукотском автономном округе – 16 % и Хабаровском крае – 15 % [1]. Кроме того, регион располагает значительными ресурсами вольфрама [2]. Крупнейшие балансо-

вые запасы этого металла сосредоточены в Республике Бурятия (26 % российских запасов), Приморском крае (более 18 %) и Республике Саха (Якутия) (около 10 %). Менее крупные месторождения вольфрама также выявлены в Забайкальском крае, Чукотском автономном округе, Хабаровском крае и Магаданской области [3].

В Приморском крае около 2/3 запасов вольфрама сосредоточено в месторождениях преимущественно шеелитовых руд. Остальная часть металла присутствует в качестве попутного компонента в месторождениях вольфрамит-касситеритовых руд, к которым относятся, в частности, месторождения Тигринское и Забытое. К объектам аналогичного типа также относят месторождения Фестивальное и Правоурминское в Хабаровском крае [3].

В целях сохранения и развития оловянной и вольфрамовой промышленности рассматривается создание в Хабаровском крае оловянного кластера полного цикла, включающего этапы добычи, обогащения и металлургической переработки сырья. Предполагается, что кластер будет включать два обогатительных предприятия и Амурский металлургический комбинат. Планируется строительство комбината вблизи г. Амуурска, на территории промышленной зоны «Амурск» ТОО «Комсомольск», примерно в двух километрах от города, недалеко от действующего производственного комплекса «Солнечный» [1, 4].

Современное состояние вольфрамовой отрасли в России характеризуется как «неопределённое», что обусловлено отсутствием эффективной кооперации между предприятиями, осуществляющими добычу, переработку и потребление вольфрама, интересы которых в настоящее время направлены в различных экономических и технологических плоскостях [5, 6]. В этих условиях не исключается возможность того, что основным источником вольфрамового сырья в перспективе могут стать оловянные горно-обогатительные комбинаты, где вольфрам извлекается в качестве попутного компонента [3].

Вольфрамовые руды могут быть как моновольфрамовыми, так и комплексными. В незначительных объёмах вольфрам ранее добывался при опытно-промышленной разработке олово-вольфрамового месторождения Забытое, а также попутно при эксплуатации оловянных месторождений Правоурминское и Фестивальное [3].

В комплексных рудах вольфрам в качестве основного или попутного компонента ассоциирует с молибденом, оловом, медью, железом и другими элементами [3]. Так, в рудах Агылкинского комплексного месторождения (Республика Саха (Якутия), Томпонский район) содержание меди достигает 5 %, а триоксида вольфрама (WO_3) – варьирует в пределах 0,6–4,7 %; при этом вольфрам представлен преимущественно шеелитом [5].

Для повышения рентабельности подобных производств и с учётом нестабильности рынков сбыта вольфрама и олова целесообразно предусматривать диверсификацию выпускаемой продукции. Помимо получения селектив-

ных концентратов предприятия могут извлекать и реализовывать сопутствующие компоненты, включая медь, драгоценные металлы [5, 7], а также редкоземельный скандий.

Скандий – металл, пользующийся высоким спросом в современных высокотехнологичных отраслях, включая аэрокосмическую промышленность, атомную энергетику и медицину. Он относится к рассеянным литофильным элементам. Одними из первых видов минерального сырья, из которых осуществлялось получение скандия, были вольфрамитовые и касситеритовые руды.

Скандий присутствует во всех минералах группы вольфрамита – ферберите, гюбнерите и вольфрамите. Его содержание в вольфрамитовых рудах составляет 0,05–1,0 %, а в касситеритовых рудах – 0,02–0,22 %, что выше, чем в большинстве других сырьевых источников. Однако запасы таких руд сравнительно невелики [8].

В ряде Sn–W месторождений отмечаются аномально высокие содержания скандия. Так, в минералах группы вольфрамита его концентрации варьируют от 44 до 8800 ppm при среднем значении около 3300 ppm, тогда как в касситерите обычно содержится около 20 ppm Sc, однако на участке Eastern Erzgebirge зафиксированы значения до 2000 ppm [9]. Высокие содержания скандия установлены также в шеелите из Sn–W–Li месторождения Cínovec/Zinnwald, где концентрации Sc изменяются от 31 до 3900 ppm, тогда как для шеелита из других месторождений характерны значительно более низкие значения – 0,09–8,6 ppm [10].

Таким образом, оловянно-вольфрамовые руды могут рассматриваться как перспективные источники не только основных металлов, но и сопутствующих стратегически важных элементов, в том числе скандия, содержание которых требует уточнения и переоценки с применением современных аналитических методов. Сложный минеральный и элементный состав комплексных руд, а также низкие концентрации сопутствующих компонентов существенно затрудняют их аналитическое определение. Для решения подобных задач требуется применение высокочувствительных и селективных методов элементного анализа, способных обеспечивать высокую представительность проб и минимизировать влияние матричных эффектов. К числу таких методов относится инструментальный нейтронно-активационный анализ (ИНАА), позволяющий проводить многоэлементное определение стратегических металлов в сложных минеральных объектах без трудоёмкой пробоподготовки [11].

Особый интерес представляет реализация ИНАА с использованием радионуклидного источника нейтронов ^{252}Cf , который благодаря высокой интенсивности, компактности установки и относительной простоте эксплуатации может служить эффективной альтернативой реакторным и ускорительным источникам нейтронов, особенно в регионах, где отсутствует развитая ядерная исследовательская инфраструктура.

В связи с этим в настоящей работе исследованы образцы оловянных и вольфрамовых руд, а также отдельные минералы методом ИНАА с использованием ^{252}Cf -источника нейтронов. Оценены аналитические возможности метода при определении элементов в комплексных рудах в присутствии вмещающих пород.

В данной работе объектами исследования служили образцы отходов горного производства, а также мономинеральные пробы вольфрамсодержащих минералов из ряда месторождений. Мономинеральные пробы вольфрамиты были отобраны на месторождении Забытое, а образцы шеелита – на месторождениях Восток-2 и Тырныауз. Пробы гюбнерита, в том числе в ассоциации с сульфидными минералами, получены в Кавалеровском районе Приморского края (Арсеньевское месторождение). Кроме того, исследованы образцы касситерит содержащих минералов с месторождений Придорожное, Лунное и ряда других объектов.

Многоэлементный ИНАА проводили на установке оригинальной конструкции, разработанной в Институте химии ДВО РАН, на базе радионуклидного источника нейтронов ^{252}Cf (тип НК252М11; АО «ГНЦ НИИАР», Россия). Регистрацию наведённой активности образцов осуществляли на гамма-спектрометрическом комплексе на основе коаксиального HPGe-детектора. Анализ проводили при следующих условиях: плотность потока тепловых нейтронов в области облучения – $5 \cdot 10^6$ нейтр $\cdot\text{см}^{-2}\cdot\text{с}^{-1}$; время облучения – 7 суток; время измерения – 7200 с; объём анализируемых образцов – до 50 см³.

Для оценки специфичности и селективности метода использовали сертифицированные стандартные образцы минерального сырья «Ore Research & Exploration Pty Ltd», Австралия. Верификацию результатов ИНАА и расчёт поправок на самоэкранирование нейтронов и самопоглощение γ -излучения проводили на модельных образцах, имитирующих минеральную матрицу (SnO_2 и WO_3).

Таблица 1 – Содержание Sc и Au в минералах оловянно-вольфрамовых руд по данным ИНАА

Объект исследования (месторождение)	Sc, ppm			Au, ppm		
	мин	макс	ср	мин	макс	ср
Гюбнериты, (Арсеньевское)	< 1,0	3,7	2,2	0,28	3,82	0,78
Вольфрамиты, (Забытое)	22	469	183	< 0,1	< 0,1	< 0,1
Шеелиты, (Восток-2)	5,2	49	31	< 0,1	< 0,1	< 0,1
Шеелиты, (Тырныауз)	< 1,0	3,3	2,2	< 0,1	< 0,1	< 0,1
Касситериты, (Придорожное, Лунное и др.)	0,8	29	9,3	< 0,1	24,9	0,98

Анализ представленных данных (табл. 1) показывает, что содержание Sc в исследованных минералах существенно варьирует в зависимости от их минерального состава и генетических особенностей месторождений. Наиболее высокие концентрации Sc выявлены в вольфрамитовых месторождениях Забытое, где содержание элемента изменяется в широком диапазоне от 22 до 469 ppm при среднем значении около 183 ppm, тогда как в гюбнеритах, шеелитах и касситеритах его содержание, как правило, значительно ниже. Золото в большинстве исследованных минералов не обнаружено или присутствует в следовых количествах, за исключением отдельных проб гюбнерита и касситерита, где его содержание достигает 3,82 и 24,9 ppm соответственно.

Полученные результаты свидетельствуют о значительной вариабельности содержания скандия в минералах оловянно-вольфрамовых руд и подтверждают способность минералов группы вольфрамит концентрировать данный элемент. В то же время золото в большинстве исследованных минералов либо не обнаружено, либо присутствует в следовых количествах; повышенные содержания Au выявлены лишь в отдельных пробах гюбнерита и касситерита. Показано, что инструментальный нейтронно-активационный анализ с источником ^{252}Cf обеспечивает эффективное определение скандия и золота в сложных минеральных матрицах. Метод может быть использован при геохимических исследованиях и оценке ресурсного потенциала как скандия, так и благородных металлов в природных и техногенных объектах.

Работа выполнена в рамках госзадания Института химии ДВО РАН, тема № FWFN-2026-0002.

Список литературы

1. Стратегическая миссия оловянного солдата // Добывающая промышленность. 2024. № 2(44). С. 50-54.
2. Архипов Г. И. Минеральные ресурсы горнорудной промышленности Дальнего Востока. Стратегическая оценка возможностей освоения. Хабаровск: Институт горного дела ДВО РАН, 2017. – 820 с.
3. Лаптева А. М., Чекмарев К. В. Минерально-сырьевая база вольфрама в России: состояние и перспективы развития // Разведка и охрана недр. 2024. № 5. С. 3-16.
4. «Селигдар» за развитие Дальнего Востока // Добывающая промышленность. 2024. № 6(48). С. 108-112.
5. Комплексное Агылкинское месторождение: медь, золото, серебро. Вольфрам? // Добывающая промышленность. 2025. № 1(49). С. 32-34.
6. От рудника до ракеты // Добывающая промышленность. 2025. № 1(49). С. 10-16.
7. Курков А. В., Ануфриева С. И., Рахимов Х. К., Бородин Е. К. Комбинированная технология селективного обогащения комплексных сульфидно-мышьяковых оловянно-вольфрамовых руд // Цветные металлы. 2025. № 9. С. 2-29. <https://doi.org/10.17580/tsm.2025.09.02>
8. Борисенко Л. Ф., Поликашина Н. С. Методические рекомендации по перспективной оценке различных типов скандийсодержащего сырья. – М. ИМГРЭ. 1991. – 92 с.
9. Kempe U., Wolf D. Anomalously high Sc contents in ore minerals from Sn–W deposits: Possible economic significance and genetic implications // Ore Geology Reviews. 2006. V. 28. P. 103–122. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2005.04.004>

10. Hreus S., Výravský J., Cempírek J. *et al.* Scandium distribution in the world-class Li-Sn-W Cínovec greisen-type deposit: Result of a complex magmatic to hydrothermal evolution, implications for scandium valorization // *Ore Geology Reviews*. 2021. V. 139. Paper 104433. <https://doi.org/10.1016/j.oregeorev.2021.104433>
11. Иванников С. И., Маркин Н. С., Земскова Л. А. Возможности инструментального нейтронно-активационного анализа с радионуклидным источником Cf-252 для определения стратегических металлов в минеральном сырье // *Вестник ДВО РАН*. 2025. № 4. С. 117-137. <https://doi.org/10.7868/S3034530825040102>

УДК 622.7

К ВОПРОСУ О НАХОЖДЕНИИ ЗОЛОТА В ТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЯХ

Алексеева Е. В., Литвинова Н. М., Банщикова Т. С., Копылова А. Е.
Институт горного дела ДВО РАН, обособленное подразделение Хабаровского
Федерального исследовательского центра ДВО РАН, г. Хабаровск, Россия

В перспективе интерес к освоению техногенных минеральных образований (ТМО) будет неизбежно повышаться ввиду расширения возможностей комплексного извлечения цветных, благородных, редкоземельных металлов и других ценных компонентов из отвалов и хвостохранилищ [1].

По установленным нормативам при отработке россыпей потери золота составляют от 3 до 9 % от разведанных запасов, но, как показывает практика, их величина может достигать 30-50 % и более, в зависимости от размеров золотин, вещественного состава образований, слагающих россыпи, наличия вечной мерзлоты, недоработок плотика и бортов россыпей [2].

Объект исследования: отходы золотоперерабатывающего комплекса (ЗПК) – хвосты гравитационного обогащения ТМО (ЕАО, Хабаровский край).

Цель исследований – определение содержания золота в пробах хвостов гравитационного обогащения.

Перечистка хвостов гравитационного обогащения с ЗПК проводилась на лабораторном столе 30-А КЦ. Перед проведением гравитационного обогащения материал подвергался мокрой классификации по классам крупности +0,5; -0,5+0,2; -0,2+0,1 и -0,1+0 мм. Далее проводилась концентрация узких классов крупности.

Для оценки содержания свободных зерен визуально обнаруживаемого золота проведен сокращенный минералогический анализ концентратов стола. Минералогический анализ тяжелой фракции шлиха выполнялся с применением стереомикроскопов Leica EZ4 (Германия), Stereo Discovery V8 фирмы ZEISS. Электронно-микроскопические исследования состава зерен золота проводились с использованием растрового электронного микроскопа «JEOL-6000 Plus» (Япония).

Количественный анализ на золото продуктов обогащения проводился по методике НСАМ-131С [3] и пробирно-гравиметрическим методом по методике НСАМ-505Х [4].

На рис. 1 представлена схема гравитационного обогащения расклассифицированного материала пробы «Отходы ЗПК, хвосты гравитационного обогащения» (по классам крупности +0,5, -0,5+0,2, -0,2+0,1, -0,1+0 мм) на концентрационном столе.

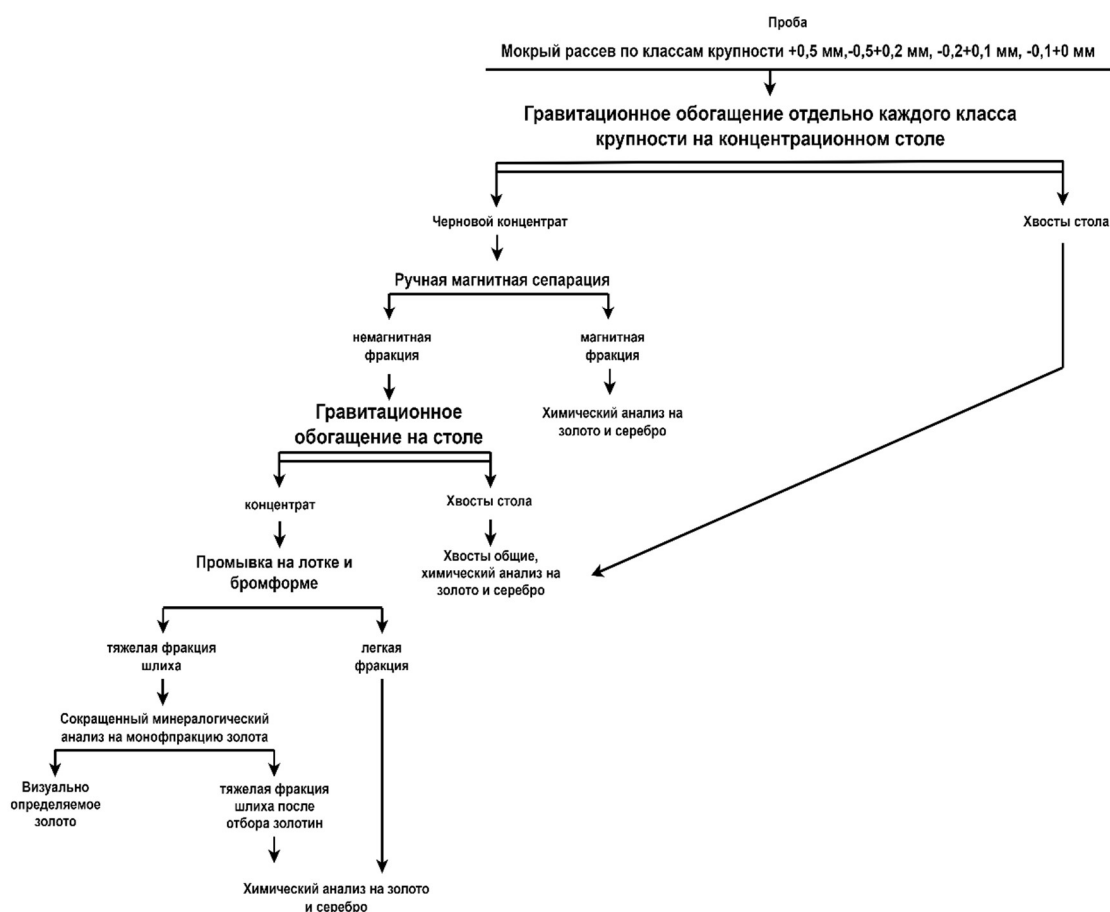


Рисунок 1 – Схема гравитационного обогащения расклассифицированного материала пробы на концентрационном столе

В табл. 1 приведены данные результатов атомно-абсорбционного и пробирно-гравиметрического анализов продуктов концентрации на столе.

По результатам количественного химического анализа с использованием атомно-абсорбционного метода содержание золота в магнитной фракции составило 27,41 г/т. По данным пробирно-гравиметрического анализа в концентрате стола содержание золота – 118 г/т, в хвостах стола – 261 г/т.

Таблица 1 – Результаты атомно-абсорбционного, минералогического и пробирно-гравиметрического анализов продуктов концентрации на столе

Продукты обогащения	Выход		Кол-во Au по мин. анализу, мг	Содержание Au по хим. анализу, г/т	Кол-во Au по хим. анализу, мг	Кол-во Au по мин. и хим. анализу, мг	Распределение золота, %
	г	%					
Концентрат	22	3,43	172	118**	2,596	174,596	52,74
Магнитная фракция	23	3,58	Н/А	27,410*	0,630	0,630	0,19
Хвосты стола	597	92,99	Н/А	261**	155,817	155,817	47,07
Итого	642	100,00			159,044	331,044	100,00

Примечания: * – атомно-абсорбционный анализ;

** – пробирно-гравиметрический анализ;

Н/А – не анализировалось.

В результате сокращенного минералогического анализа отобрано 172 мг золота (в т. ч. электрум). Золото размером от 2,5 до +0,1 мм. Цвет золотисто-желтый, иногда бледно-желтый. Края не ровные. Поверхность золотин загрязненная гидроокислами железа и алюмосиликатами. Форма золотин различная: пластинчатое, комковидное, таблитчатое, изометричное. Рельеф поверхности золотин шероховатый с выемками, заполненными частицами кварца; мелкоямчатый, иногда раковистый; шагреневый с наличием многочисленных выступов и борозд; иногда губчатый, имеющий высокую пористость. Присутствуют примеси ниобия, железа, алюминия, серебра.

На рис. 2 представлены основные формы золотин, полученные в результате сокращенного минералогического анализа концентратов стола на монофракцию золота.

По результатам минералогических и электронно-микроскопических исследований в хвостах гравитационного обогащения наряду со свободным пластинчатым присутствуют сложноизвлекаемые формы золота – дисперсное и плотно ассоциированное с минералами (инкапсулированное) [5].

В табл. 2 приведены результаты электронно-микроскопических исследований состава зерен золота.

В ИГД ДВО РАН проводятся исследования по изучению форм нахождения золота, теряемого при гравитационном обогащении, что связано с особенностями его проявления в кристаллических решетках минералов-носителей, с трудностями обнаружения и точного установления количества рассеянного золота в минеральном сырье [6-8].

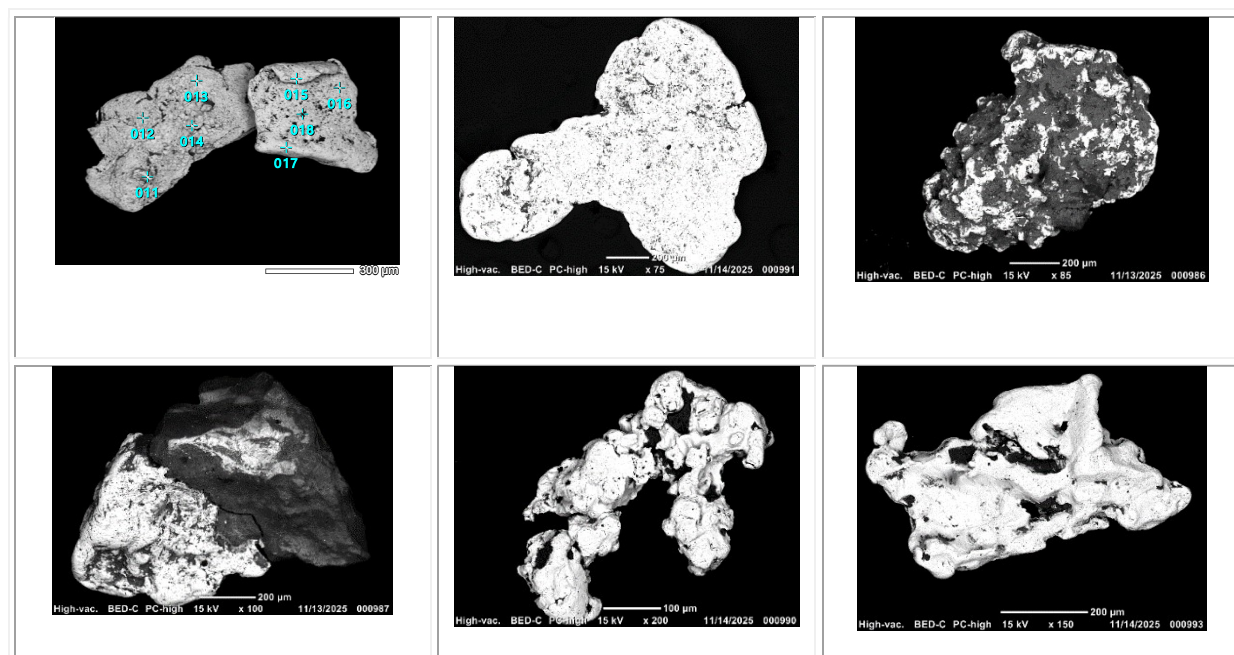
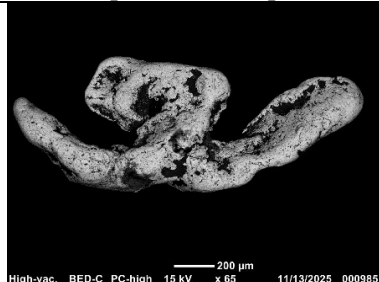
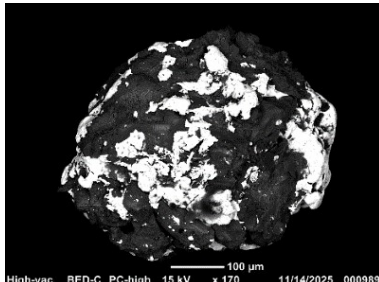
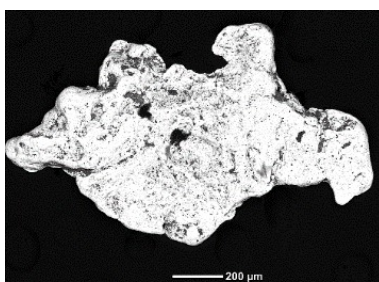


Рисунок 2 – Основные формы золотин, полученные в результате сокращенного минералогического анализа на монофракцию золота концентрата стола

Таблица 2 – Результаты электронно-микроскопических исследований состава зерен золота

Фотография зерна золота с электронного микроскопа		Основной элементный состав		
	Элемент	Весовой состав, %	Атомный состав, %	
	C	5,47	42,13	
	O	1,54	8,88	
	Al	1,14	3,91	
	Fe	1,59	2,64	
	Au	90,27	42,43	
	Итого	100	100	
	Элемент	Весовой состав, %	Атомный состав, %	
	C	3,40	30,58	
	O	0,30	2,03	
	Al	0,44	1,75	
	Ag	28,69	28,76	
	Au	67,18	36,88	
	Итого	100	100	
	Элемент	Весовой состав, %	Атомный состав, %	
	C	4,49	29,58	
	O	3,69	18,28	
	Al	1,61	4,71	
	Fe	3,63	5,14	
	Nb	13,69	11,60	
	Ag	4,08	2,99	
	Au	68,89	27,69	
	Итого	100	100	

Для извлечения таких сложных форм нахождения золота предлагается использовать выщелачивание активированными растворами, ассоциированными с гидратированными активными формами кислорода, в том числе содержащими хлоридные комплексы [9].

Заключение. В результате сокращенного минералогического анализа отобрано 172 мг золота (в т. ч. электрум). Золото размером от 2,5 до +0,1 мм. Цвет золотисто-желтый, иногда бледно-желтый. Присутствуют примеси ниобия, железа, алюминия.

По результатам количественного химического анализа с использованием атомно-абсорбционного метода содержание золота в магнитной фракции – 27,41 г/т; по данным пробирно-гравиметрический анализа в концентрате стола содержание золота – 118 г/т, в хвостах стола – 261 г/т.

По результатам минералогических и электронно-микроскопических исследований в хвостах присутствуют сложноизвлекаемые формы золота. Для извлечения таких сложных форм нахождения золота предлагается использовать выщелачивание активированными растворами.

Исследования проведены с использованием ресурсов Центра коллективного пользования «Центр исследования минерального сырья» ХФИЦ ДВО РАН, финансируемого Российской Федерацией в лице Минобрнауки России по соглашению № 075-15-2025-621

Список литературы

1. Рассказов И. Ю., Литвинцев В. С., Мирзеханов Г. С., Банщикова Т. С. Приоритетные направления освоения техногенных комплексов рудно-россыпных месторождений // Недропользование XXI век. – 2016. – № 1. – С. 48-57.
2. Копылов М. И., Федосеев Д. Г. Техногенные россыпи золота и проблема их освоения на примере Дальневосточного региона // Вестник Северо-Восточного научного центра ДВО РАН, – 2025. – № 2. – С. 19-31. DOI: 10.34078/1814-0998-2025-2-19-31.
3. НСАМ. Спектральные методы. Золото. Методика № 131-С. Методика количественного химического анализа. «Определение золота пламенным атомно-абсорбционным методом после экстракции изоамиловым спиртом в твердых веществах минерального происхождения».
4. НСАМ 505-Х. Методика №130-С «Определение золота и серебра пробирным методом в горных породах, рудах и продуктах их переработки».
5. Секисов А. Г., Конарева Т. Г. Геотехнологическая оценка основных форм нахождения золота в техногенных минеральных образованиях Забайкалья // Рациональное освоение недр. – 2012. – № 2. – С. 52-55.
6. Алексеев В. С., Банщикова Т. С., Алексеева Е. В. Особенности техногенного золота отвалных комплексов Соловьевского золотоносного узла // ГИАБ. – 2021. – № 7. – С. 134-145. DOI: 10.25018/0236-1493-2021-7-0-134.
7. Александрова Т. Н., Литвинова Н. М., Александров А. В., Корчевенков С. А., Богомяков Р. В. Анализ потерь благородных металлов и рациональные методы их снижения при разработке россыпных месторождений // Цветные металлы. – 2014. – №5 (857). – С. 11-15.
8. Патент RU 2580356 С1. Способ кучного выщелачивания золота из упорных руд: заявка № 2014149533/02 от 08.12.2014, опубл. 10.04.2016 // Секисов А. Г., Ланков Б. Ю., Гринченко И. В., Лавров А. Ю., Королев В. С., Авилов О. Н., Зыков Н. В., Рубцов Ю. И., Ложкин Л. В. – 2016 – 9 с.

9. Секисов А. Г., Алексеев В. С., Литвинова Н. М., Конарева Т. Г., Бянкин М. А. Использование комбинированных геотехнологий при разработке россыпей со сложноизвлекаемыми формами нахождения золота // ГИАБ. 2025. – №12. – С. 144-158. DOI: 10.25018/0236-1493-2025-12-01-44.

УДК 622.725 : 622.793.2

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ НА ХАРАКТЕРИСТИКИ ОПТИЧЕСКИХ КАНАЛОВ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНЫХ СЕПАРАТОРОВ И ИНТЕНСИВНОСТЬ ЛЮМИНЕСЦЕНЦИИ АЛМАЗОВ

Двойченкова Г. П.¹, Иванов А. В.², Макалин И. А.², Иванов В. В.², Павлова Н. А.²

¹ ФГБУН Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н. В. Мельникова РАН, Москва, Россия

² Институт «Якутнипроалмаз» АК «АЛРОСА» (ПАО), г. Мирный, Россия

Для определения влияния оборотной воды на характеристики оптических каналов рентгенолюминесцентных сепараторов (РЛС) и характеристики люминесценции алмазов было проведено сравнение в десяти типах технических и оборотных вод алмазоизвлекающих фабрик АК «АЛРОСА» (ПАО).

Для измерений скорости образования кристаллизующихся пленок на стеклах фотоприемников применялись оптическая методика контроля по пропусканию с неподвижным образцом и кварцевые кюветы спектрофотометра ПЭ-5400УФ.

Технические характеристики кюветы: кварцевое стекло; диапазон длин волн 220-1100 нм; длина оптического пути: 20 мм; габаритные размеры (Ш×В): 12,5×45 мм.

Кювета устанавливалась в стаканчик с исследуемой водной фазой и выдерживалась в течение 30 дней со сменой оборотной воды каждые 3 дня. Температура среды – 19-21 °С. Измерения оптических характеристик (поглощения светового излучения длиной волны 540 нм) проводились через 5, 10, 20 и 30 суток. При проведении измерений кювета извлекалась из стаканчика с исследуемой водной фазой, промывалась дистиллированной водой, высушивалась при 40°С и проводился замер поглощения светового излучения (в долях от интенсивности регистрируемого светового потока). Затем кювета возвращалась в рабочую среду – оборотную или техническую очищенную воду. В начале и конце эксперимента измерялось собственное поглощение светового потока кюветой. Для этого кювета промывалась в 0,1 Н растворе соляной кислоты, затем промывалась дистиллированной водой и высушивалась при 40 °С.

Оценка влияния кристаллизующихся пленок проводилась по величине поглощения светового потока, путем деления на 4 (по количеству границ раздела кварцевое стекло – водная фаза) при обработке и получении поглощения светового потока. Снижение чувствительности рентгенооптического тракта

регистрации при использовании оборотной и очищенной воды соответствует снижению светового потока при общем снижении до 15 %.

Результаты исследований показали, что процесс отложения солей на поверхности кюветы характерен для всех исследованных видов технической и оборотной воды. Наибольшее снижение поглощения светового потока происходит при выдерживании кварцевой кюветы в оборотной воде хвостохранилищ обогатительных фабрик.

Анализ результатов измерения проницаемости кварцевого стекла при выдерживании кварцевой кюветы в технической воде показал, что увеличение продолжительности контакта характеризуется близкой к линейной зависимостью увеличения степени зарастания от продолжительности контакта. Скорость и конечная интенсивность зарастания кварцевого стекла в технической очищенной и оборотной водах относительно водопроводной воды максимально увеличивается в 7,8 раза (табл. 1).

Таблица 1 – Параметры зарастания кварцевого стекла в технических водных продуктах

Исследуемая водная среда	Измеренное поглощение светового потока кюветой после выдерживания в водной фазе, %				Расчетное поглощение светового потока кварцевым стеклом после выдерживания в водной фазе, %			
	5 сут	10 сут	20 сут	30 сут	5 сут	10 сут	20 сут	30 сут
ОФ № 12 чистая Сытыкан	0,012	0,021	0,033	0,049	0,3	0,525	0,825	1,225
ОФ № 12 Обратная хвостохранилища ручей Новый	0,018	0,049	0,089	0,142	0,45	1,225	2,225	3,550
ОФ № 12 Хвосты РЛС	0,012	0,029	0,066	0,112	0,3	0,725	1,65	2,825
ОФ № 3 Очищенная на входе фабрики	0,007	0,012	0,029	0,069	0,175	0,3	0,725	1,725
ОФ № 3 Обратная с хвостохранилища	0,039	0,078	0,179	0,257	0,975	1,95	4,475	6,425
ОФ № 3 Обратная с хвостов РЛС	0,019	0,05	0,113	0,178	0,475	1,25	2,825	4,450
ОФ № 16 ОФиС	0,032	0,07	0,143	0,234	0,8	1,75	3,575	5,850
ОФ № 16 УХХ	0,015	0,049	0,122	0,176	0,375	1,225	3,05	4,425
ОФ № 16 В-7-1	0,017	0,037	0,076	0,121	0,425	0,925	1,9	3,025
ОФ № 14 с хвостохранилища	0,015	0,028	0,076	0,104	0,375	0,7	1,9	2,625
Водопроводная вода	0,006	0,011	0,05	0,053	0,15	0,275	1,25	1,325

В наибольшей степени зарастание кварцевого стекла фиксируется при выдерживании в оборотной воде хвостохранилища обогатительной фабрики (ОФ) № 3 и ОФ № 16 ОФиС – соответственно 6,4 и 5,9 %, а в наименьшей – 1,2 % – в чистой воде ОФ № 12 Сытыкан (рис. 1).

Далее измерения интенсивности сигнала рентгенолюминесценции алмазов в различной толщине слоя оборотной воды проводились на природном алмазе весом 0,01 ст крупностью 1 мм с высокой фотолюминесценцией в си-

нем диапазоне света. Измерение кинетических характеристик алмаза проводилось на лабораторном сепараторе «Полюс-М» при стандартных настройках (селективный режим). Кристалл помещался в полиэфирную кювету и заливался требуемым объемом водного продукта (табл. 2).

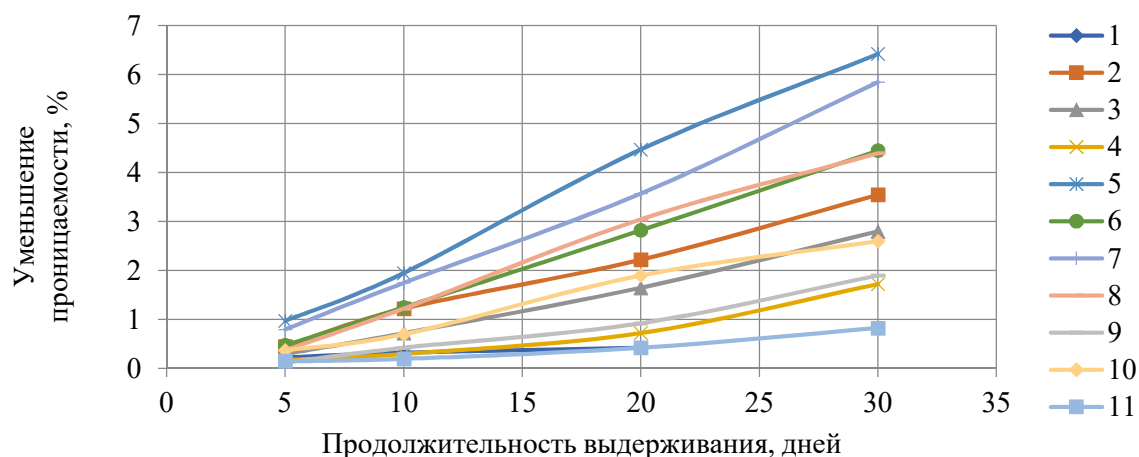


Рисунок 1 – Зависимости уменьшения проницаемости кварцевого стекла от продолжительности выдерживания кварцевой кюветы в исследованных водных продуктах:

- 1 – ОФ 12 чистая, Сытыкан; 2 – ОФ 12 оборотная хвостохранилища ручей Новый;
 3 – ОФ 12 хвосты РЛС; 4 – ОФ 3 очищенная на входе фабрики;
 5 – ОФ 3 оборотная с хвостохранилища; 6 – ОФ 3 оборотная с хвостов РЛС;
 7 – ОФ 16 ОФиС; 8 – ОФ 16 УХХ; 9 – ОФ 16 В-7-1;
 10 – ОФ 14 оборотная с хвостохранилища; 11 – водопроводная вода

Таблица 2 – Значения амплитуды медленной компоненты алмаза в слое воды

Наименование водного продукта	Толщина слоя воды, мм			
	0	3	6	9
ОФ №12 Ручей новый	723	452	458	464
ОФ №12 Сытыкан чистая	705	476	470	474
ОФ №12 хвосты РЛС*	733	400	359	330
ОФ №14 хвостохранилище	719	446	426	451
ОФ №16 ОФиС	745	449	466	450
ОФ №16 В-7-1	722	432	450	461
ОФ №16 УХХ	736	450	435	450
ОФ №3 Очищенная на входе	740	456	452	439
ОФ №3 Обратная с хвостохранилища	735	446	452	456
ОФ №3 Обратная с хвостов РЛС	730	461	438	457
Среднее	728,8	446,8	440,6	443,2

* – вода с высоким содержанием шламов

Анализ влияния слоя воды на интенсивность сигнала люминесценции (амплитуда медленной компоненты) показал снижение сигнала для обратной воды хвостохранилища ОФ № 12 с высоким содержанием шламов (рис. 2).

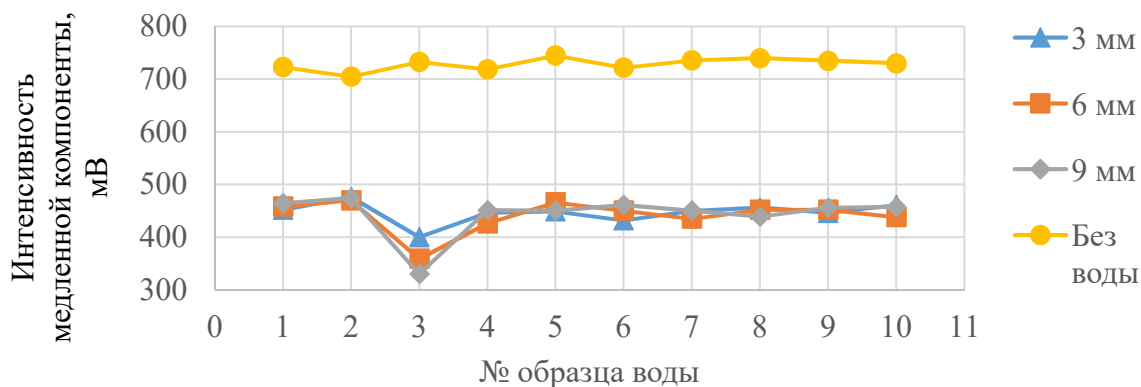


Рисунок 2 – Значения амплитуды медленной компоненты алмаза в слое воды различной высоты

Сопоставление средних значений амплитуды медленной компоненты для измерений при различной высоте слоя воды от 3 до 9 мм показал отсутствие значимых отклонений, за исключением транспортной воды, содержащей шламы, при которой происходит снижение интенсивности люминесценции алмаза (рис. 3).

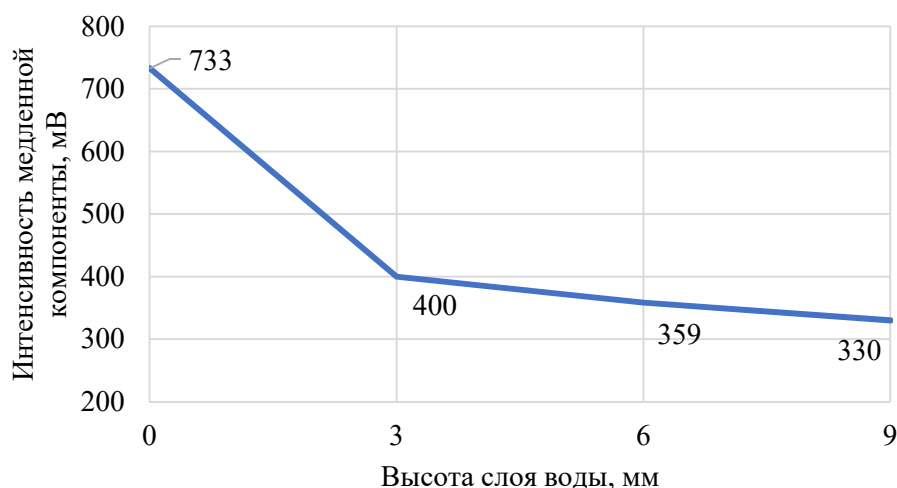


Рисунок 3 – Средние значения амплитуды медленной компоненты алмаза в слое воды различной высоты

Анализ кинетических (селективных) характеристик показал их устойчивость при всех параметрах измерений (тип воды, толщина слоя воды). Транспортная вода из хвостов РЛС ОФ №12, содержащая шламы, при слое воды 3 мм снижает сигнал люминесценции алмаза на 45 %, остальные исследуемые воды – в среднем на 39 %.

Таким образом, полученные результаты показали, что процесс отложения солей на поверхности кварцевого стекла характерен для всех исследованных видов технической и оборотной воды. В наибольшей степени зарастание кварцевого стекла фиксируется при выдерживании в оборотной воде хвостов-

хранилища ОФ № 3 (ослабление светового потока за 30 дней – 6,4 %) в оборотной воде ОФ № 16 ОФиС (ослабление светового потока за 30 дней – 5,9 %), а в наименьшей – в чистой воде ОФ № 12 Сытыкан (ослабление светового потока за 30 дней – 1,2 %). Для сильно минерализованных и ошламованных оборотных вод необходимо предусмотреть изменение частоты и режимов восстановления характеристик оптических каналов РЛС.

Показано, что слой ошламованной воды высотой 3-9 мм снижает сигнал люминесценции алмаза в 1,8-2,2 раза. Анализ кинетических (селективных) характеристик алмаза показал их изменение до 15 % при всех параметрах измерений (тип воды, толщина слоя воды). Полученные результаты показывают эффект негативного влияния сильноминерализованных и ошламованных оборотных вод на характеристики оптических каналов и воспринимаемые сигналы рентгенолюминесценции алмазов. Относительно невысокий эффект влияния большинства оборотных вод обосновывает возможность их применения в РЛС и транспортирующих узлах.

УДК 66.067

КОНТРОЛЬНОЕ ОСВЕТЛЕНИЕ И ОЧИСТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ, СТОЧНЫХ ВОД И ВОДЫ, ИСПОЛЬЗУЕМОЙ ДЛЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ЦЕЛЕЙ, ОТ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ВЗВЕСЕЙ

Майников Д. В., Толкачев В. А., Алисова Е. А.

АО «Ведущий проектно-изыскательский и научно-исследовательский институт
промышленной технологии», Москва, Россия

Контрольное освещение широко применяют при переработке руд и техногенного сырья [1-6]. Традиционно контрольное освещение осуществляется в аппаратах с зернистой загрузкой, например, в контактных осветлителях, скорых фильтрах, фильтрах АКХ и др. При этом производительность подобных аппаратов является невысокой вследствие малой линейной скорости процесса (7-9 м/ч), что требует значительных затрат при промышленном аппаратном оформлении. Вопрос повышения линейной скорости процесса и разработки эффективного способа промывки зернистого материала является актуальной задачей, для решения которой были проведены исследования, представленные в настоящей работе.

Исследования проводились на лабораторном стенде, включающем фильтр с зернистой загрузкой и колонный аппарат с пульсационным перемешиванием, аппаратурно-техническая схема которого показана на рис. 1.

Работу проводили следующим образом. В нижнюю часть колонного фильтра 1 высотой 0,95 м и внутренним диаметром 32 мм, заполненного кварцевым песком крупностью 0,6-0,9 мм, из ёмкости 2 поступал модельный раствор с содержанием взвесей бентонитовой глины до 12 мг/л, смешанный с

флокулирующим реагентом Praestol 650 с концентрацией 0,005 %. Подача раствора осуществлялась насосом 7. Образующиеся при смешении взвесей и флокулирующего реагента флокулированные частицы в процессе фильтрации задерживались в слое зернистой загрузки. Очищенный раствор выводился через дренаж, расположенный в верхней части фильтра. По мере накопления шламов в нижней части зернистого слоя загрязненные пески разгружались, а сверху в аппарат подавался равновеликий объем промытого материала. Промывку зернистой загрузки проводили в колонном аппарате с пульсационным перемешиванием 10, внутренним диаметром 35 мм и высотой рабочей зоны 1,0 м, секционированном контактными тарелками. Загрязненный материал подавали в аппарат сверху с расходом твёрдого 200 г/мин (300 т/[м²×сутки]). Снизу подавалась промывная вода с расходом 3-5 м³/т твердого с одновременным наложением на поток возвратно-поступательных колебаний с интенсивностью 3200-3500 мм/мин.

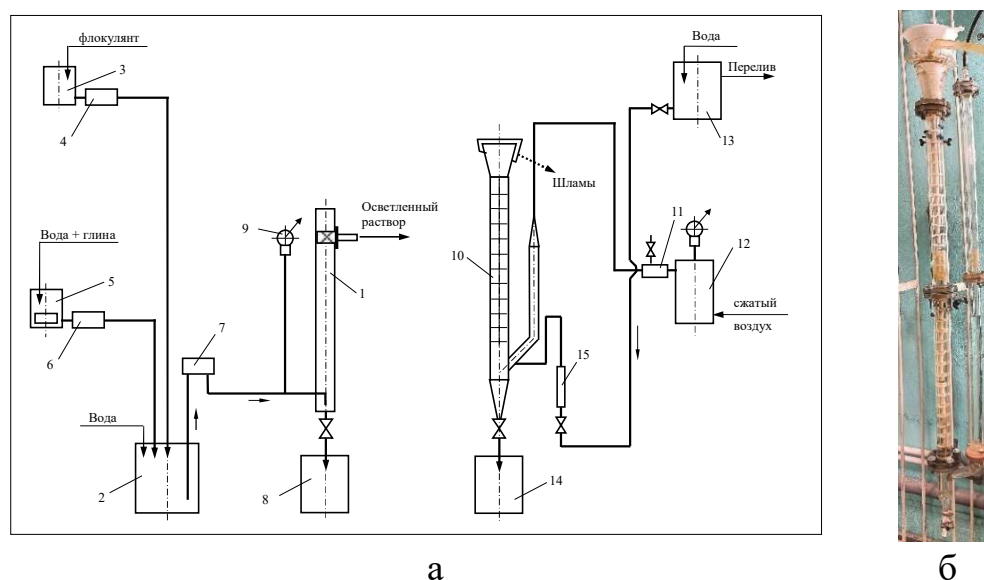


Рисунок 1 – Аппаратурно-технологическая схема лабораторной установки для контрольного осветления растворов и воды (а) и внешний вид лабораторного колонного аппарата с пульсационным перемешиванием, выполненного из органического стекла (б) :

1 – фильтр с зернистой загрузкой; 2 – ёмкость для исходного раствора; 3 – ёмкость с флокулянт; 4, 6, 7 – перистальтические насосы; 5 – реактор для перемешивания раствора с глиной; 8, 14 – ёмкость; 9 – манометр; 10 – пульсационная колонна; 11 – пульсатор; 12 – ресивер; 13 – напорная ёмкость; 15 – ротаметр

В результате исследований было определено, что при скорости фильтрования 60-120 м/ч содержание взвесей в осветленном растворе снижается с 12 до менее 2 мг/л. Эффективность промывки зернистого материала в колонном аппарате с пульсационным перемешиванием составила ~99 %, что дает возможность использовать промытый материал для повторной загрузки в

фильтр. Зависимость изменения величины напора в рабочем пространстве аппарата от скорости подачи раствора представлена на рис. 2, что позволяет установить продолжительность фильтр-цикла в зависимости от производительности. При скорости фильтрования 60 м/ч продолжительность фильтр-цикла составила 2,5 часа, а при увеличении скорости до 105 м/ч – 36 мин.

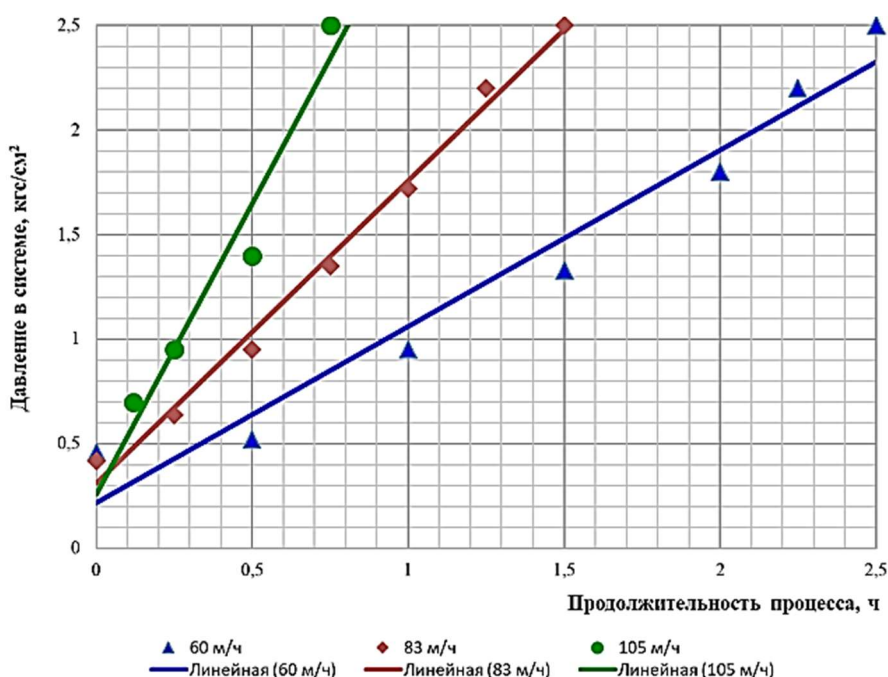


Рисунок 2 – Зависимость изменения потери напора в слое песка высотой 50 см при скорости фильтрования 60, 83 и 105 м/ч

Результаты исследований были получены при работе на установке, выполненной из органического стекла, вследствие чего предельная величина напора не превышали более 2,5 кгс/см². При использовании фильтра, выполненного из нержавеющей стали, значение величины напора повышали до 8 атм. В этом случае скорость фильтрования повышалась до 120 м/ч, при которой продолжительность фильтр-цикла составила 5,5 часов.

На основании проведенных исследований был предложен новый способ контрольного осветления растворов, сточных вод и воды, используемой для технических целей, позволяющий увеличить скорость фильтрования до 120 м/ч и получать осветленный раствор с содержанием взвесей <2 мг/л (качество питьевой водопроводной воды). На предложенный способ осветления растворов подана заявка на изобретение.

Список литературы

1. Минц, Д.М. Теоретические основы технологии очистки воды. – М: Стройиздат, 1964 г. 156 с.
2. Барченков В. В. Сорбция золота из технологических растворов // Золотодобыча. 2016. № 206 (1). С. 18-23.
3. Барченков В. В. Сорбция золота из технологических растворов (окончание статьи) // Золотодобыча. 2016. № 207 (2). С. 16-19.

4. Сафиуллин И. Р., Волков М. Г., Волошин А. И. [и др.] Влияние твердых взвешенных частиц в закачиваемой воде на коллекторские свойства низкопроницаемых пластов // DOI: 10.24887/0028-2448-2023-2-84-88 // Нефтяное хозяйство. 2023. № 2. С. 84-88.
5. Кожин В. Ф. Очистка питьевой и технической воды. – М: Стройиздат, 1971 г.
6. Толкачев В. А., Майников Д. В., Пасхин Н. П. Исследование процесса осветления закачных растворов, образующихся на предприятиях подземного выщелачивания урана // Цветные металлы. 2019. № 6. С. 39-44.

УДК 622.7

СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ГРАНИЦЫ РАЗДЕЛЕНИЯ В ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДАХ РАЗДЕЛЕНИЯ

Овчинникова Т. Ю.¹, Цыпин Е. Ф.¹, Зиятдинов С. В.²

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

² АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Разнообразные обогатительные процессы отличаются особенностями элементарных актов разделения.

Грохочение – прохождение частиц сквозь отверстие просеивающей поверхности.

Процессы гравитационного разделения, магнитная сепарация – движение частиц в среде при наложении сепарирующей силы до перемещения в зону разгрузки целевого продукта.

Электрическая сепарация – зарядание частиц и отклонение в зону разгрузки целевого продукта или закрепление на заряженном электроде.

Флотация – закрепление частиц на поверхности носителя, являющейся границей раздела фаз.

Информационные методы разделения – получение информации о частицах, преобразование информации в разделительный признак (признаки), принятие решения об удалении частиц (сопоставление значения разделительного признака с заданием), принудительное удаление частиц из первоначального потока.

Силовая диаграмма процесса информационного разделения имеет ступенчатый характер в отличие от линейного характера силовой диаграммы прямого процесса разделения (магнитная сепарация, гравитация, флотация).

От прочих методов обогащения информационные методы отличает несколько свойственных только им весьма ценных возможностей. Среди них:

- возможность разделения по признакам, весьма тесно связанным с со-
держаниями элементов;
- возможность использования комплексных (комбинированных) раз-
делительных признаков, обеспечивающих качественную идентификацию
минеральных фаз;

– возможность учёта в алгоритмах принятия решения содержаний нескольких элементов с учётом их промышленной ценности;

– возможность использования при разделении в одной технологической операции различий разделяемых фаз в нескольких физических свойствах, что в прямых методах обогащения или просто невозможно, или требует развёрнутых технологических схем.

Одной из функций, преобразующих фракционный состав продукта обогащения, является сепарационная характеристика аппарата или процесса. Сепарационная характеристика, присущая аппаратам информационных методов обогащения, имеет некоторые отличительные особенности.

Сепарацию в этом случае можно рассматривать как последовательность двух операций. Первая – это определение значения признака разделения частицы и принятие решения об удалении, вторая – принудительное удаление частицы из потока. Кроме того, сепарационная характеристика имеет зону нечувствительности, соответствующую весьма малым содержаниям компонентов.

Поэтому возникают погрешности сепарации, вызванные, во-первых, особенностями метода измерения (например, полнотой «осмотра» при поверхностном признаке разделения, геометрией измерения, изменчивостью траекторий движения частиц в зоне измерения и т. п.) или вариациями размеров и формы частиц как при поверхностном, так и при объёмном признаках разделения, во-вторых, помехами в работе датчиков и прочих связанных с ними электронных устройств, в-третьих, несовершенством операций удаления частиц из потока, связанным либо с прохождением через зону удаления близко расположенных сдвоенных, строенных и т. п. разнородных по составу частиц и нанесением удаляющего воздействия сразу по нескольким частицам, либо с различиями траекторий движения удаляемых частиц различной формы из потока после нанесения удаляющего воздействия (например, неудаление подлежащей удалению частицы при попадании в острую вершину частицы).

Наличие зоны нечувствительности связано с недостаточной чувствительностью измерительных датчиков при малых значениях признака разделения частиц.

Анализ полученных экспериментальных сепарационных характеристик [1] показал следующее: для всех характеристик отмечается наличие зоны нечувствительности; границы разделения, полученные при построении сепарационных характеристик по экспериментальным данным, близки к задаваемым границам разделения, что свидетельствует о высокой точности разделения рентгенофлуоресцентной сепарацией, этот же факт подтверждает и величина среднего вероятного отклонения E_{pm} .

В целом можно отметить, что увеличение границы разделения приводит к увеличению величины среднего вероятного отклонения E_{pm} , а, следовательно, и к снижению точности сепарации. Это позволяет сделать вывод о

том, что рентгенофлуоресцентный сепаратор более эффективен при выделении бедных по содержанию контролируемого компонента продуктов.

Граница разделения меняет размерность при увеличении числа используемых для распознавания признаков.

При использовании информационной сепарации с целью выделения коллективных хвостов возможно использование различных алгоритмов принятия решения об удалении, например, предложенных Э. Г. Литвинцевым [2, 3] *R*- и *Z*-алгоритмов. Для прочих технологических задач применимы иные алгоритмы разделения [4].

Прямое измерение содержаний нескольких компонентов позволяет использовать сложные параметры, получаемые с помощью арифметических или логических процедур.

Для нескольких первичных или вновь полученных признаков в информационных методах для однократного разделения может быть задано несколько границ для каждого из признаков.

Кроме того, вычисленные содержания отдельных элементов α_i дают возможность применять принципиально новые алгоритмы сортировки. Так, например, для каждого сортируемого куска можно рассчитать его относительную ценность (по отношению к массе куска):

$$\Pi = \sum_{i=1}^n k_i \alpha_i,$$

где k_i – коэффициент, соответствующий цене металла на мировых рынках и учитывающий затраты на последующие обогащение и металлургию.

При сортировке с технологической задачей предварительной концентрации с выделением отвальных хвостов принятие решения об удалении в хвосты принимается по условию:

$$\sum_{i=1}^n k_i \alpha_i < \Pi_{\text{зад}}.$$

При комбинировании признаков и содержаний в информационных методах появляется возможность использования сепарационных характеристик с целенаправленно изменяемой сколь угодно сложной границей разделения, благодаря чему становится возможным разделение сырья, требующего многооперационной схемы разделения с границами по отдельным признакам, в одну операцию по единой границе, аппроксимирующей все элементарные границы.

Список литературы

1. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю., Ефремова Т. А., Зиятдинов С. В. Получение экспериментальной сепарационной характеристики рентгенофлуоресцентного сепаратора для окисленной медной руды // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2023. – № 12-1. – С. 164-176. DOI: 10.25018/0236_1493_2023_121_0_164.
2. Литвинцев Э. Г. Комплексование радиометрических методов при сепарации одно- и многокомпонентных руд // Обогащение руд. – 1984. – № 3. – С. 15-17.

3. Литвинцев Э. Г. Критерии технологической эффективности крупнокускового обогащения однокомпонентных руд // Обогащение руд. – 1985. – № 3. – С. 8-10.
4. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 303 с.

УДК 622.7

ПРИМЕНЕНИЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДОВ В ТЕХНОЛОГИЯХ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Овчинникова Т. Ю.

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

Современной глобальной проблемой является истощение минеральных ресурсов, в частности богатых и легкообогатимых руд. На этом фоне со стороны недропользователей имеется запрос на применение новых технологий добычи и переработки, позволяющих повысить экономическую эффективность освоения традиционных и техногенных месторождений. В некоторых случаях предварительное обогащение в крупнокусковом виде позволяет решить эту проблему.

Основными задачами, решаемыми применением предварительного обогащения, являются повышение содержания полезных компонентов в добытой горной массе и/или выделение части отвальных кусковых хвостов. В первом случае целевым продуктом является концентрат, а во втором – хвосты обогащения. Выбор того или иного варианта целевого продукта зависит от минерального состава исходной горной массы и требований к качеству исходного сырья последующего передела глубокого обогащения.

Начиная с конца XX века из всех ранее существовавших методов предварительного обогащения наиболее интенсивно развиваются информационные (сенсорные, автоматические, электронные) методы обогащения, среди которых выделяются радиометрический (RM), рентгеноабсорбционный (XRT), рентгенофлуоресцентный (XRF), рентгенолюминесцентный (XRL) методы, а также различные варианты оптической сортировки (CCD, VIS, PM, NIR). Увеличение применения сенсорных методов стало возможно благодаря развитию микроэлектроники и полупроводниковой промышленности, начиная с последней четверти XX века, а также возможность внедрения цифровых технологий в процессы переработки минерального сырья.

На сегодняшний день в мире насчитывается несколько сотен объектов горной и угольной промышленности, где успешно применяют предварительное обогащение различных видов природного и техногенного сырья, интенсивно вовлекая в переработку то, что ранее считалось забалансовыми запасами или отходами.

Эффективность использования предварительного обогащения с применением информационных методов для различных видов минерального сырья определяется совокупностью факторов, таких как химический состав сырья; степень его контрастности и обогатимости выбранными способами; геологические условия разработки месторождения; физико-механические характеристики сырья; технологические параметры подготовки исходной горной массы к процессу разделения; технические характеристики сортировочной аппаратуры; требования последующей технологии глубокого обогащения; а также удалённость рудного месторождения и комплекса рудосортировки от обогатительной фабрики глубокого обогащения, что приобретает особое значение при освоении новых и отдалённых месторождений.

Применение предварительного обогащения в технологиях переработки может повлечь за собой ряд технологических, экономических и экологических последствий.

Среди ключевых технологических эффектов можно выделить потенциальное увеличение выпуска конечной продукции на этапе глубокого обогащения за счёт повышения концентрации полезного компонента в сырье; повышение извлечения и улучшение качества конечных концентратов глубокого обогащения; создание предпосылок для рациональной организации технологии глубокого обогащения на основе предварительного разделения руды на технологические типы; увеличение степени комплексного использования минерального сырья.

Рациональные технологические решения с применением информационных методов определяют масштабы потенциального ресурсосбережения, а из технологических преимуществ соответственно вытекают значимые экономические и экологические эффекты.

Наиболее важными из экономических эффектов являются: снижение общих эксплуатационных расходов за счёт уменьшения расходов электроэнергии, материалов, реагентов в последующих переделах рудоподготовки и обогащения; снижение расходов на транспортирование руды от мест добычи до обогатительной фабрики; расширение сырьевой базы месторождений; уменьшение затрат на хранение отходов.

Среди экологических эффектов следует особо отметить: снижение водопотребления и затрат на водоподготовку, так как информационные методы – это методы сухого обогащения; сокращение объёмов складированных хвостов глубокого обогащения; возможность использования крупнокусковых хвостов для закладки и рекультивации горных выработок; возможность переработки накопленных объёмов крупнокускового техногенного сырья; снижение углеродного следа.

Технологический и экономический эффекты могут быть весьма значительными при высокой себестоимости глубокого обогащения, связанными с затратами на энергоёмкие процессы дробления, измельчения, обезвоживания, на реагенты и материалы.

За счёт повышения содержания компонентов, например в питании флотации, могут улучшиться технологические показатели флотационного обогащения. Предварительная концентрация руды может повысить качество конечных концентратов и извлечение в них полезных компонентов, а прирост извлечения компонентов в концентраты глубокого обогащения позволит компенсировать потери компонентов с хвостами предварительной концентрации.

Предварительная концентрация эффективна при вовлечении в переработку новых удалённых от действующих обогатительных фабрик месторождений руд. Это весьма актуально для комбинатов, отработавших месторождения, расположенные поблизости от обогатительной фабрики. В этом случае рудосортировочные комплексы располагаются поблизости от новых рудников и тем самым достигается снижение затрат на транспортировку руды на фабрику. Предварительная концентрация с аналогичным эффектом может быть применена и в подземных горных выработках.

УДК 622.7

ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННОГО ИНТЕЛЛЕКТА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНОМ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНЫХ РУД МЕТОДОМ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Зиятдинов С. В.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Современная горнодобывающая промышленность характеризуется устойчивой тенденцией к снижению средних содержаний меди в перерабатываемых рудах, усложнению их минералогического состава и росту энергозатрат на переработку [1]. В этих условиях предварительное обогащение становится важным инструментом повышения эффективности переработки медных руд. Одним из наиболее перспективных методов предварительного обогащения является рентгенофлуоресцентная (XRF) сепарация, которая в сочетании с технологиями искусственного интеллекта (ИИ) обеспечивает качественно новый уровень селективности и автоматизации процесса.

Рентгенофлуоресцентная сепарация основана на регистрации характеристического рентгеновского излучения элементов, входящих в состав руды. Для медных руд ключевыми являются спектры меди (Cu), а также сопутствующих элементов (железа, серы, цинка, свинца, мышьяка), отражающих минералогический тип руды [2]. На этапе предварительного обогащения XRF-метод позволяет отделять куски руды с промышленным содержанием меди от пустой и слабоминерализованной породы ещё до стадий тонкого дробления и измельчения [3].

В современных радиометрических сепараторах детекторы формируют поток данных с высокой информационной плотностью, что обуславливает по-

вышенные требования к вычислительным ресурсам, необходимым для реализации комплекса алгоритмических процедур по обработке и интерпретации регистрируемых сигналов.

Прогресс в области микроэлектронных технологий обеспечивает устойчивое повышение быстродействия систем цифровой обработки сигналов (ЦОС). Благодаря этому открываются следующие технологические возможности:

- масштабирование набора диагностических признаков разделения – увеличение числа анализируемых параметров, позволяющих дифференцировать минеральные фракции;
- усложнение логических структур взаимосвязей между признаками – внедрение многомерных аналитических моделей (в том числе методов машинного обучения и многомерного статистического анализа), обеспечивающих более тонкую классификацию материалов на основе комплекса взаимосвязанных критериев [4].

Указанные технологические улучшения приводят к существенному расширению функциональных возможностей радиометрических сепараторов. В частности, повышается:

- чувствительность к слабоконтрастным различиям в физико-химических свойствах минералов;
- селективность разделения при сложной текстурно-структурной неоднородности сырья;
- устойчивость к помехам и вариациям входных параметров [5].

Как следствие, диверсифицируются сферы промышленного применения данных установок. В их число входят:

- переработка руд с низким содержанием ценных компонентов (бедных руд), где критична точность выделения минерализованных зон;
- обогащение сложносоставных сырьевых материалов с тонкой вкрапленностью и полиминеральной ассоциацией;
- предварительное обогащение крупнокускового материала с целью снижения нагрузки на последующие стадии переработки.

Традиционные XRF-системы сортировки, как правило, используют фиксированные пороговые значения интенсивности спектральных линий меди. Однако такой подход недостаточно устойчив к изменчивости гранулометрического состава и неоднородности минерализации. Именно здесь применение искусственного интеллекта играет решающую роль.

Искусственный интеллект и методы машинного обучения позволяют перейти от простого порогового анализа к интеллектуальной интерпретации XRF-спектров. Алгоритмы классификации и регрессии обучаются на больших массивах экспериментальных данных, включающих спектры руды с известным содержанием меди, и формируют модели, способные прогнозировать качество материала в реальном времени.

Для медных руд широко применяются:

- нейронные сети для распознавания сложных спектральных паттернов;
- ансамблевые методы (Random Forest, Gradient Boosting) для устойчивой классификации рудных и нерудных кусков;
- глубокие модели, сочетающие XRF-спектры и изображения поверхности кусков руды.

ИИ-модели учитывают нелинейные зависимости между интенсивностями линий меди и сопутствующих элементов, влияние толщины куска, плотности и минерального состава. Это позволяет значительно повысить точность сортировки и сократить потери меди в хвостах предварительного обогащения [4, 5].

Интеллектуальные системы XRF анализа и сепарации внедряются непосредственно на конвейерных линиях и в мобильных сортировочных установках. Алгоритмы искусственного интеллекта обрабатывают данные в реальном времени и формируют управляющие сигналы для исполнительных механизмов (пневматических или механических отсекателей). В случае предварительного обогащения медных руд это особенно важно, так как даже небольшое повышение среднего содержания меди в предконцентрате приводит к значительному снижению затрат на последующее измельчение и флотацию [6].

Дополнительным направлением является объединение XRF-данных с информацией от других сенсоров, таких как рентгенотрансмиссионные (XRT) и оптические системы [7]. Мультисенсорный подход, реализованный с использованием ИИ, позволяет более точно различать рудные минералы меди и пустую породу, особенно в сложных геолого-минералогических условиях.

Применение искусственного интеллекта в предварительном обогащении медных руд методом XRF-сепарации обеспечивает:

- снижение массы материала, поступающего на измельчение, на 20–50 %;
- повышение среднего содержания меди в предконцентрате;
- уменьшение энергозатрат и расхода реагентов при флотации;
- сокращение объёмов хвостов и экологической нагрузки.

Таким образом, использование искусственного интеллекта в сочетании с рентгенофлуоресцентной сепарацией представляет собой одно из наиболее перспективных направлений развития технологий предварительного обогащения медных руд. Интеллектуальная обработка рентгеновских спектров позволяет повысить селективность сортировки, адаптироваться к изменчивым условиям минерализации и существенно снизить затраты на последующие стадии переработки. В условиях истощения богатых медных месторождений такие технологии становятся ключевым фактором конкурентоспособности горно-обогатительных предприятий.

Список литературы

1. Wills, B. A. Mineral Processing Technology: a manual of ore processing / B. A. Wills, J. Finch. – 8th ed. – Oxford: Butterworth-Heinemann (imprint of Elsevier), 2016. 512 p.
2. Lottermoser, B. G. Mine Wastes : Characterization, Treatment and Environmental Impacts / B. G. Lottermoser. – 3rd ed. – Berlin; Heidelberg: Springer, 2011. – 400 p.
3. Robben, C. Sensor-based ore sorting technology for copper ores / C. Robben, H. Wotruba // Minerals Engineering. – 2019. – Vol. 133. – P. 103–112.
4. Zhang, Y. Machine learning methods for XRF-based ore sorting / Y. Zhang // Minerals Engineering. – 2020. – Vol. 156. – Article 106543.
5. Ma, L. Deep learning for real-time XRF spectral classification in mineral processing / L. Ma // Powder Technology. – 2021. – Vol. 381. – P. 45–56.
6. Knappett, D. Pre-concentration of copper ores by sensor-based sorting / D. Knappett, D. Drinkwater // Mining Technology (Trans. Inst. Min. Metall. A). – 2018. – Vol. 127, No. 2. – P. 98–107.
7. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: Урал. гос. горный университет. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2021. – 282 с.

УДК 622.73

ВЛИЯНИЕ ЦИРКУЛИРУЮЩЕЙ НАГРУЗКИ НА ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА «МЕЛЬНИЦА-ГРОХОТ»

Ельникова С. П., Евстифеев А. Д.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

В настоящее время для горнодобывающих предприятий можно выделить следующие тенденции: увеличение производительности, снижение содержания полезных компонентов в руде и увеличение вариативности ее свойств. При переработке руд на обогатительных фабриках сталкиваются со многими проблемами, связанными с настройкой режимов работы рудоподготовительного и обогатительного оборудования.

Измельчение руды в шаровых мельницах характеризуется высокой энергоемкостью. Более половины энергозатрат горно-обогатительных комбинатов приходится на процесс измельчения.

Подбор нужного оборудования, правильная компоновка, выбор типовых размеров мельниц, классифицирующего оборудования, настройка его работы – все это приводит к снижению энергозатрат. Также для снижения затрат на измельчение на железообогатительных фабриках широко используется предварительное обогащение с помощью сухой магнитной сепарации [1–3].

Для повышения эффективности процессов измельчения на железообогатительных фабриках применяется тонкое гидравлическое грохочение, поэтому при выполнении опытов мы используем классификацию на грохоте [4].

Процесс измельчения во многом определяет производительность обогатительной фабрики, эффективность последующих процессов обогащения,

качество концентрата и как следствие технологические и технико-экономические показатели работы горно-обогатительного комбината.

Показателями процесса измельчения обычно служат гранулометрический состав и массовая доля твердого в продуктах измельчения (при работе мельницы в открытом цикле продуктом измельчения является слив мельницы, а при работе в замкнутом цикле слив классификатора), производительность руды заданной крупности.

Целью исследования является изучение влияния циркуляционной нагрузки на энергозатраты при измельчении.

Исследования выполнены на титаномагнетитовой руде. Для исследований от исходной руды была отобрана представительная проба массой 40 кг, крупность -3+0 мм.

Исследование состояло из пяти опытов, каждый из которых имел заданную циркуляционную нагрузку. Измельчение производилось в шаровой мельнице для определения индекса шарового измельчения Ф. Бонда. Значения циркуляционной нагрузки в опытах составляли 100; 175; 250; 325 и 400 %.

Масса навески, поступающей на измельчение в шаровую мельницу, была рассчитана по формуле

$$M_{\text{навески}} = \rho \cdot q, \quad (1)$$

где ρ – насыпная плотность руды с утряской т/м³; q – объём заполнения мельницы рудой, принимается 700 см².

Количество оборотов мельницы рассчитывалось по формуле

$$N_{\text{обор}} = \frac{(Q - P_{\text{подр}} \cdot \beta)}{G_i}, \quad (2)$$

где Q – возможное количество готового (подрешетного) продукта при принятой циркуляционной нагрузке; $P_{\text{подр}}$ – количество класса -0,1 мм в разгрузке мельницы, г; β – содержание в исходной руде класса -0,1 мм, д. ед.; G_i – производительность мельницы по готовому продукту (г/об).

Для первого цикла измельчения количество оборотов принималось равным 300 оборотов. После завершения цикла измельчения проба выгружалась из мельницы и направлялась на грохот с размером ячейки 0,1 мм. Для каждого следующего цикла формировалась проба, состоящая из надрешетного продукта предыдущего цикла и дробленой руды. Сумма масс надрешетного и дробленого продуктов равна массе навески (1). Так процедура повторялась до тех пор, пока процесс не стабилизируется. Испытание заканчивалось при достижении значения производительности мельницы по готовому классу с разницей между двумя последующими измельчениями $\pm 0,2$ [5].

После завершения теста менялось значение циркуляционной нагрузки и испытание повторялось.

Для каждого опыта рассчитывался индекс Ф. Бонда по формуле

$$W_i = 1,1 \cdot 44,5 / \left(d^{0,23} \cdot G^{0,82} \cdot \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \right), \quad (3)$$

где d – размер ячейки сита, на котором проводилось выделение готового продукта, мкм; F – 80 %-ая крупность исходного продукта, мкм; P – 80 %-ая крупность готового продукта, мкм.

Экспериментально установлено, что из пяти изученных режимов наиболее эффективным режимом шарового измельчения является замкнутый цикл с циркуляционной нагрузкой 250 %. При таком режиме энергетический индекс шарового измельчения является наименьшим. На рис. 1 приведена зависимость энергетического индекса от циркуляционной нагрузки.

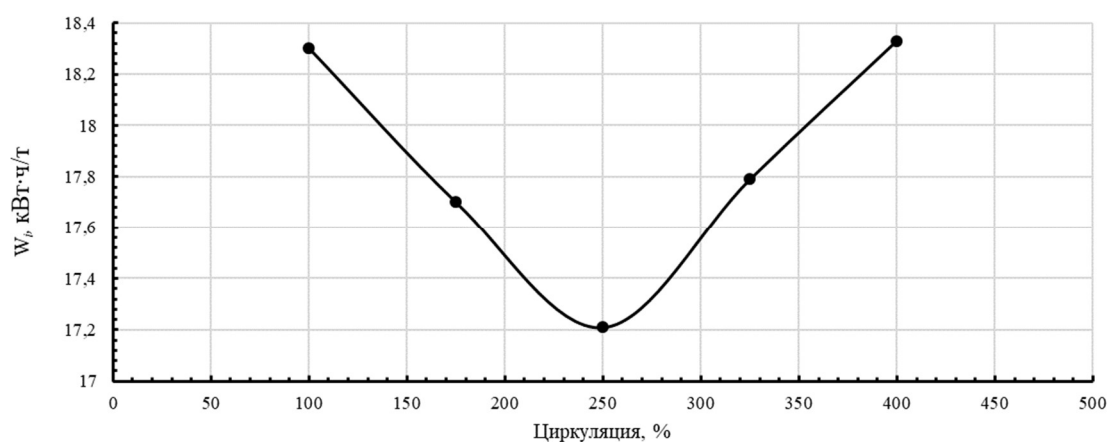


Рисунок 1 – Зависимость энергетического индекса от циркуляционной нагрузки

Анализ результатов измельчения в замкнутом цикле «мельница – грохот» показал, что наиболее эффективным является вариант с циркуляционной нагрузкой 250 %, так как при данной циркуляции энергия, затрачиваемая на измельчение одной тонны руды, является минимальной.

Список литературы

1. Пелевин, А. Е. Влияние крупности частиц на эффективность сухой магнитной сепарации / А. Е. Пелевин, Н. А. Сытых, Д. В. Черепанов // ГИАБ. № 11-1, 2021. – С. 293–305.
2. Пелевин, А. Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем применения сепарации в повышенном магнитном поле // Чёрные металлы. № 1, 2022. – С. 31–36.
3. Пелевин, А. Е. Магнитные и электрические методы обогащения. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2003. – 157 с.
4. Пелевин, А. Е., Сытых, Н. А. Сравнение использования гидроциклонов и грохотов в замкнутом цикле измельчения титаномagnetитовой руды / А. Е. Пелевин, Н. А. Сытых // ГИАБ. № 5, 2022. – С 154–166.
5. Bond, F. C. Crushing and grinding calculation Part II / F. C. Bond // British Chemical Engineering, 1961. – P. 543–548.

СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ДИОКСИДА КРЕМНИЯ В ЦИНКОВОМ КОНЦЕНТРАТЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Горайчук П. К.^{1,2}, Цыпин Е. Ф.¹, Мамонов С. В.²

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

² АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Селективная переработка полиметаллических руд, содержащих медь, свинец, цинк, попутные компоненты и вредные примеси, остается одной из наиболее сложных и актуальных задач современной горно-металлургической отрасли. Рост требований к качеству концентратов, ужесточение технологических регламентов и металлургических переделов и необходимость повышения комплексности использования сырья обуславливают поиск эффективных решений на стадиях обогащения данного вида сырья. Особое значение в данной области приобретает проблема повышения качества цинковых концентратов, в том числе за счет снижения содержания вредных примесей [1, 2].

Одной из наиболее распространенных и технологически значимых примесей в цинковом концентрате является диоксид кремния (SiO_2), поступающий преимущественно из таких минералов, как кварц, клинохлор, мусковит, тальк, слюда, минералы группы пироксенов и амфиболов и др. [1]. Повышенное содержание SiO_2 ухудшает металлургические показатели переработки концентрата: увеличивает объем шлакообразования, повышает расход флюсов, снижает извлечение цинка на последующих стадиях и приводит к росту энергетических затрат. Кроме того, избыточное содержание кремнезема осложняет процесс фильтрации и обезвоживания присутствием гелеобразного коллоидного кремнезема, который образуется в результате операции сернокислотного выщелачивания цинкового спека, что негативно отражается на транспортируемости и складировании концентрата [3].

Сложность снижения содержания SiO_2 в цинковом концентрате при переработке полиметаллических руд обусловлена рядом факторов. К ним относятся: тонкое взаимное прораствание минералов, наличие значительной доли тонких классов крупности, а также близость флотационных свойств отдельных силикатных минералов к минералам цинка, прежде всего сфалериту. В условиях тонкого измельчения полиметаллической руды возрастает вероятность перехода кремнезема в цинковый концентрат за счет его механического захвата (энтрайинмент), что особенно характерно для шламов и глинистых фракций [4].

В связи с этим актуальным направлением исследований является разработка и совершенствование технологических подходов переработки полиметаллических руд, обеспечивающих селективную депрессию силикатной составляющей и снижение извлечения SiO_2 в цинковый концентрат. В качестве

наиболее перспективных направлений в решении актуальной задачи по снижению содержания диоксида кремния в цинковом концентрате можно рассматривать: оптимизацию схемы измельчения и классификации с целью снижения вероятности переошламования породных минеральных частиц; применение операций дешламации как исходного питания операций флотации, так и конечных цинковых концентратов; корректировку реагентных режимов флотации с использованием модификаторов дисперсности и депрессоров силикатов с учетом минералогических особенностей исходного сырья.

Наличие повышенного содержания кремнезема в цинковых концентратах обусловлено несовершенством применяемых технологий обогащения, сложностью вещественного состава флотируемых руд, исключительно тонким взаимопроращением сульфидов цинка и вмещающих пород.

В работе [5] отмечено, что для повышения качества цинковых концентратов, загрязненных кремнеземом, их рационально доизмельчать, раскрывая сростки цинксодержащих минералов и силикатов. Однако, частицы кремнезема крупностью менее 20 мкм способны адсорбировать реагенты и повышать расход флотационных реагентов, а также приводить к техническим проблемам в процессе флотации концентрата. Поэтому перед флотацией пульпу предварительно дешламируют с помощью гидроциклонов для удаления тонкодисперсных частиц. Это снижает захват мелких силикатов (кварца, полевых шпатов и других SiO_2 -содержащих минералов) [6].

Известны технологии и способы депрессии силикатов с использованием запатентованных реагентов [7]:

- сочетание жидкого стекла с пиро- или полифосфатами и гуаром. Технология предусматривает кратковременное перемешивание пульпы перед флотацией с жидким стеклом, пиро- или полифосфатами, затем с гуаром с целью подавления флотации шламов и породных минералов, представленных тальком, пироксеном, роговой обманкой. Расход регуляторов составляет 1300-1800 г/т. Основная флотация проводится при pH 8-10 (40 % твердого), флотация промпродукта – при pH 6,5 и добавлении SO_2 ;

- совместная подача крахмала или карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ) с раствором лихенина и изолихенина способствует подавлению силикатов и глинистых шламов при флотации медно-цинковых руд;

- применение цианхлорида (или 2, 4, 6-трихлортриазана) при соотношении с КМЦ от 0,1:1 до 20:1 при флотации сульфидных полиметаллических руд цветных металлов снижает содержание кремнезема в цинковом концентрате на 2,19-2,24 % (по сравнению со смесью КМЦ и сульфата магния при их соотношении 1:2);

- применение полиоксиаминов, содержащих одну группу NH_2 и от трех до семи гидроксильных групп $\text{HOCH}_2(\text{CHOH})_n\text{CH}_2\text{NH}_2$ и $\text{HOCH}_2(\text{CHOH})_n\text{CH}_2\text{NH}_2\text{CHO}$ ($n = 2-6$) при флотации руд цветных металлов с целью подавления силикатов и кварца;

– подача в процесс флотации руд цветных металлов смеси, содержащей 5-95 % сульфита или бисульфита щелочного металла или аммония и 5-95 % бензолдисульфокислоты, формальдегида с нафталинсульфокислотой, нафтолсульфокислоты, лигнинсульфокислот, N-Карбоксиалкил-S-карбо-алкоксидитиокарбаматы аммония и щелочных металлов способствует подавлению кварца в технологии флотации сульфидных руд цветных металлов;

– подача в процесс флотации цинковых сульфидных руд 0,03-1,5 г/т водорастворимого полиэфирного материала, имеющего эфирные группы и метилсульфонатные группы, способствует депрессии кремнийсодержащих минералов и снижению содержания кремнезема в цинковом концентрате в 2 раза (по сравнению с жидким стеклом);

– технология, включающая в процесс флотационного обогащения полиметаллической руды операцию диспергирования пульпы при pH 7-11 в присутствии полимерного реагента – КМЦ, мелилцеллюлозы, целлюлозы, полисахарида и т. п. – и последующая селективная флокуляция частиц минералов пустой породы в присутствии флокулянта (гидролизованного полиакриламида и полистеренсульфоната).

В работе рассмотрены основные подходы к снижению содержания диоксида кремния в цинковом концентрате. Показано, что дешламация позволяет эффективно удалять тонкие кремнеземсодержащие частицы, снижая количество SiO_2 в последующих стадиях обогащения. Применение комбинированных реагентов обеспечивает селективную флотацию цинковых минералов, повышая извлечение цинка и одновременно уменьшая флотацию кремнезема. Комплексное использование этих способов демонстрирует высокую эффективность для улучшения качества концентрата и формирования оптимальных условий для дальнейшей переработки.

Список литературы

1. Омарова Н. К., Шерембаева Р. Т., Каткеева Г. Л., Мухтар А. А. Повышение технологических показателей цинковой флотации при обогащении свинцово-цинковых руд // Обогащение руд. 2024. № 1. С. 3-10.
2. Чжо Зай Яа, Семикин А. А., Сандакова Д. Г., Дехтяренко А. А., Якимов В. А. Совершенствование реагентных режимов флотации руд сложного вещественного состава // Горная промышленность 2024. № 3. С 100-104.
3. Abdeyazdan H., Shevchenko M., Chen J., Hayes P.C. Phase equilibria in the ZnO-MgO-SiO_2 and PbO-ZnO-MgO-SiO_2 systems for characterizing MgO-based refractory – slag interactions. Journal of the European Ceramic Society, 2024. Vol. 44. No. 1. P. 510-531.
4. Кузнецов С. В., Орлов А. П. Влияние тонких классов на качество флотационных концентратов // Горный журнал. 2020. № 5. С. 45–50.
5. Абрамов А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов: Учебное пособие для вузов. В 2-х кн. М.: Изд-во Московского государственного горного университета, 2005. – Кн. 1 Рудоподготовка и Cu, Cu-Py, Cu-Fe, Mo, Co-Mo, Cu-Zn руды. – 575 с.
6. De Wet J. R., Singleton J. D. Development of a viable process for the recovery of zinc from oxide ores // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 1993. – Vol. 93. No. 5. – P. 119-125.

7. Шубов Л. Я., Иванков С. И. Запатентованные флотационные реагенты. М.: Недра, 1992. 362 с.

УДК 538.911

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕАКЦИОННЫХ ЦЕНТРОВ АДсорбЦИИ В СТРУКТУРАХ ФЛЮОРИТА И КАЛЬЦИТА ДЛЯ ИЗЫСКАНИЯ СЕЛЕКТИВНО ДЕЙСТВУЮЩИХ РЕАГЕНТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД

Дегодя Е. Ю.¹, Медяник Н. Л.¹, Шадрунова И. В.², Карелина Ю. А.¹

¹ ФГБОУ ВО «Магнитогорский государственный технический
университет им. Г.И. Носова», г. Магнитогорск, Россия,

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

Российская сырьевая база флюоритовых руд значительна, однако, для гарантированного обеспечения потребностей российской промышленности в данном сырье необходимо совершенствовать технологии обогащения. Анализ практики обогащения флюоритовых руд показал, что в результате истощения легкообогатимых руд в переработку вовлекаются труднообогатимые карбонатно-флюоритовые руды со средним и низким флюорито-карбонатным модулем [1]. Флотация является основным методом обогащения таких руд и единственным способом получения высококачественных флюоритовых концентратов, содержащих 92-97 % флюорита, которые необходимы в химической, металлургической и других отраслях промышленности. Однако близкие свойства флюорита и кальцита определяют сложность их флотационного разделения и обуславливают неудовлетворительные показатели процесса флотации.

Труднообогатимость флюоритового сырья, связанная прежде всего с близкими свойствами кальцийсодержащих минералов, требует исследований в рамках прогнозной оценки особенностей кристаллических решеток флюорита и кальцита. Актуальность проблематики нацелена на выявление реакционных центров в структурах данных кристаллов, способных участвовать в химических реакциях для избирательной флотации флюорита и дезактивации кальцита. Были попытки молекулярного моделирования выбора селективных собирателей для флотации флюорита, но без учёта влияния сродства флюорита и кальцита [2]. Контрастность флотационного разделения между флюоритом и кальцитом практически отсутствует, что указывает на применение предварительной дезактивации кальцита в начале технологического цикла и последующую флотацию активированного флюорита. Изыскание реагента-собирателя, содержащего в своем составе молекулы селективно хемоадсорбирующиеся на поверхности флюорита, требует применения принципа «структура–свойство/активность–свойство», что позволяет квалифицированно вы-

бирать флотационные реагенты с заранее заданными свойствами, определёнными в зависимости от квантово-химических, физико-химических и структурных параметров реакционной способности извлекаемого ценного компонента [3].

Необходимость углубленного изучения свойств кристаллических решеток флюорита и кальцита обусловлена близостью флотационных свойств данных минералов и трудностью их разделения в процессе флотации. Для исследований кристаллических структур флюорита и кальцита применен метод молекулярно-динамического моделирования, позволяющий описать электронные структуры кристаллов и заселенность молекулярных орбиталей.

Флюорит – кальцийсодержащий минерал с химической формулой CaF_2 , относится к кубической сингонии. В его структуре восемь атомов фтора образуют кубическую упаковку вокруг атома кальция, формируя кубическую плотную упаковку. Атом Ca^{2+} связан с ионами F^- в восьмикоординационной структуре, тогда как каждый ион F^- образует тетраэдрическую четырехкоординационную связь с соседними четырьмя атомами Ca. **Кальцит** представляет собой карбонатный минерал с химической формулой CaCO_3 , относящийся к ромбической сингонии. В его молекулярной формуле присутствуют ионы Ca^{2+} и CO_3^{2-} . Атомы кальция в кристаллической решетке кальцита образуют гексагональную плотную упаковку. Поверхностные модели минералов, построенные на основе стабильных плоскостей, представлены на рис. 1. Обе модели созданы из оптимизированных кристаллических структур минералов, при этом в качестве объекта исследования использовались крупные суперъединицы.

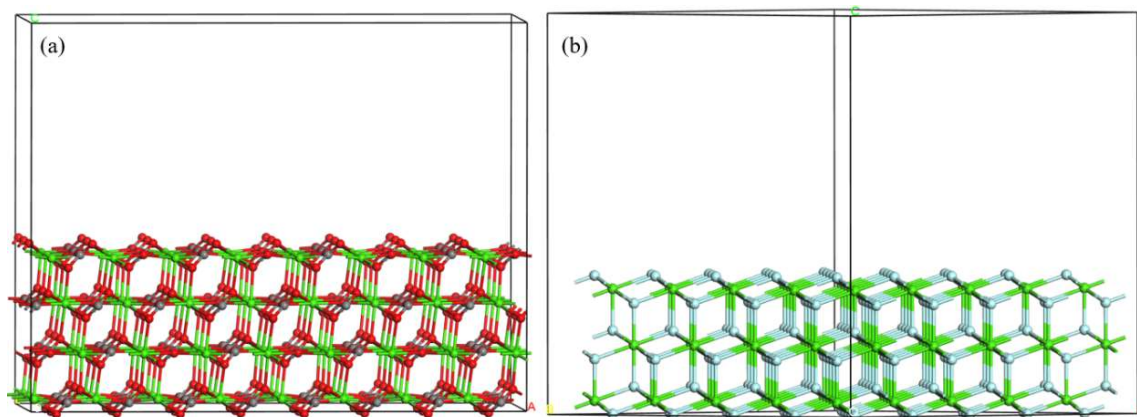
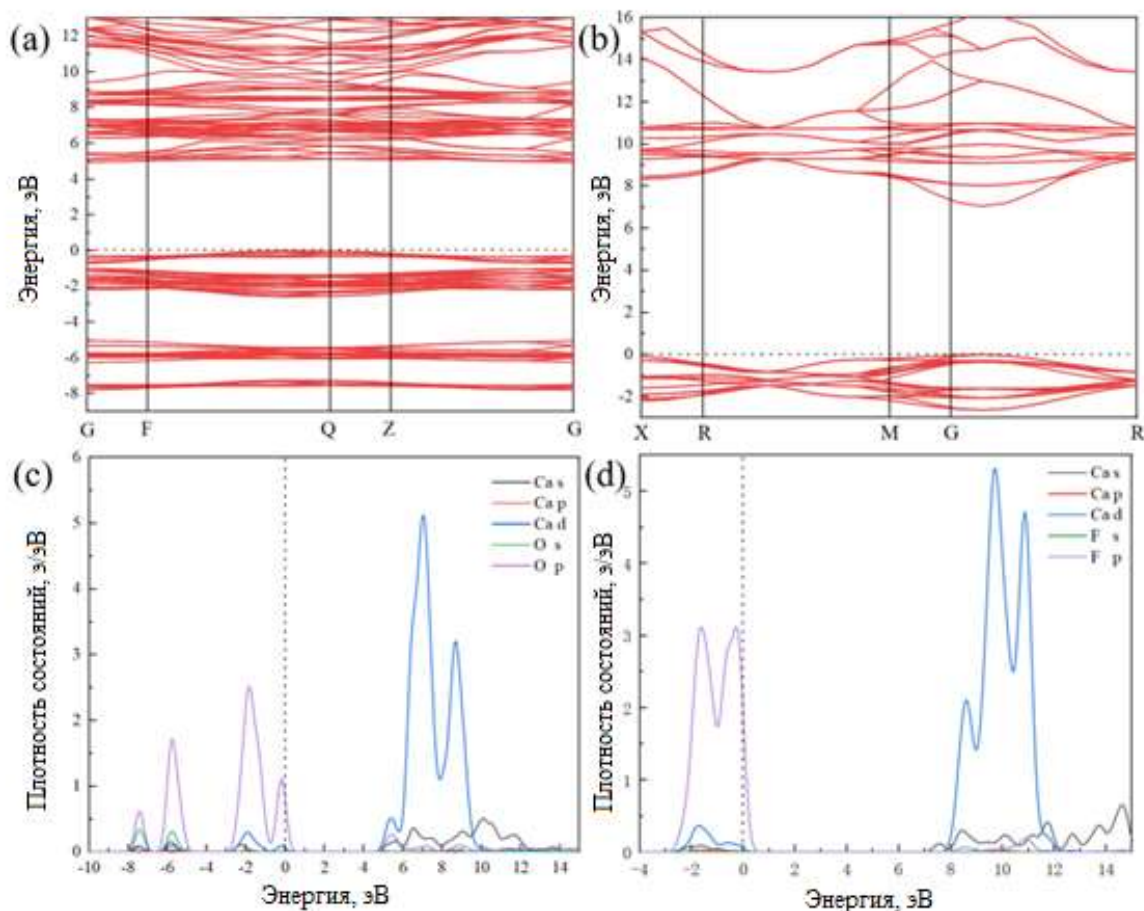


Рисунок 1 – Суперъединицы минеральной поверхности:
(a) – кальцит, (b) – флюорит

Для описания группировок энергетических уровней электронов в кристаллах определены оптимизированные зонные структуры и плотности состояний, которые представлены на рис. 2.



**Рисунок 2 – Карта зон минеральной ячейки и плотности состояний:
(а), (с) – кальцит; (b), (d) – флюорит**

Расчётная ширина запрещённой зоны для кальцита составляет 4,966 эВ, что характерно для полупроводника. У флюорита ширина зоны выше и составляет 7,049 эВ, что затрудняет электронные переходы. В обоих минералах металлические ионы представлены атомами Са, взаимодействие которого с окружающими атомами отражено на графиках плотности состояний.

Из анализа рис. 2 видно, что вблизи уровня Ферми доминируют р-орбитали неметаллов (О и F). На графике плотности состояний Са—О для кальцита (рис. 2, (с)) основные взаимодействия сосредоточены в диапазоне от -4 до 1 эВ. Глубокие энергетические уровни преимущественно соответствуют 3d-орбиталям Са. Поскольку эти уровни расположены глубоко, их активность относительно низка. Кроме того, в интервале от 1 до 4 эВ наблюдается явление расщепления энергетических уровней. В энергетическом диапазоне от -3 до 1 эВ преимущественно происходит взаимодействие 2р-орбиталей О с 3s- и 3d-орбиталями Са. В глубоком энергетическом диапазоне от -7 до -5 эВ для связи Са—О в кальците в основном наблюдается взаимодействие 2s-орбиталей О с 3d-орбиталями Са. В высокоэнергетическом диапазоне от 5 до 10 эВ доминирует взаимодействие 3d-орбиталей Са с 2р-орбиталями О, при этом

пики 3d-орбиталей Са имеют большую амплитуду, что указывает на высокую концентрацию электронов на этих орбиталях.

Во флюорите основные взаимодействия связаны со связью Са—F (рис. 2, (d)). Вблизи уровня Ферми преимущественно наблюдается взаимодействие 3s- и 3d-орбиталей атомов Са с 2p-орбиталями F. В интервале от 1 до 7 эВ присутствует явление расщепления уровней, причём по сравнению с кальцитом это расщепление выражено значительно сильнее. В глубоком энергетическом диапазоне от 8 до 12 эВ происходит гибридизация 3d-орбиталей Са, p-орбиталей F и 3s-орбиталей Са. На глубоких уровнях преимущественно присутствуют 3d-орбитали Са, причём они, аналогично кальциту, демонстрируют высокие пики.

Следовательно, в обоих кристаллах основные взаимодействия связаны с 3d- и 3s-орбиталями Са и неметаллическими атомами.

Проведенный анализ распределения зарядов по Малликену для поверхностных атомов кальцита и флюорита показал (табл. 1), что на d-орбиталях атомов Са на поверхности кальцита и флюорита присутствуют электроны. Общий заряд атомов Са на поверхности кальцита составляет 1,45e, на поверхности флюорита – 1,41e. Поскольку заряд атомов Са на поверхности кальцита больше, чем на поверхности флюорита, считается, что поверхностные атомы Са в кальците обладают большим положительным зарядом, что повышает вероятность их конкурентного взаимодействия с молекулами реагентов. Атомы О на поверхности кальцита имеют отрицательный заряд, равный -0,75e, который преимущественно локализован на p-орбиталях. Атомы F на поверхности флюорита имеют заряд, равный -0,71e, также сосредоточенный на p-орбиталях.

Таблица 1 – Заряд по Малликену поверхностных атомов минералов

Кальцит	Са	2,12	6,00	0,42	8,54	1,45
	О	1,81	4,94	0,00	6,75	-0,75
	С	0,85	2,38	0,00	3,23	0,77
Флюорит	Са	2,13	6,00	0,46	8,59	1,41
	F	1,91	5,74	0,00	7,71	-0,71

Для оценки смачиваемости поверхности исследуемых минералов методом молекулярно-динамического моделирования были получены профили относительной концентрации молекул воды вдоль вертикального направления к поверхностям кальцита и флюорита. Эти данные характеризуют адсорбционные особенности воды на поверхностях минералов, а изменение гидрофильности поверхности оценивается через относительную концентрацию молекул воды в гидратной плёнке. Молекулярно-динамическое моделирование структур кальцийсодержащих минералов проводилось с применением Forcite Plus программного комплекса Materials Studio, с использованием силового поля Universal, метода QEQ для расчёта зарядов, метода Эвальда для вычис-

ления кулоновских взаимодействий. Полученные результаты были проанализированы с помощью функции радиального распределения (RDF) для определения структуры адсорбции воды на поверхности минералов.

Моделированием взаимодействия молекул воды с поверхностью кальцийсодержащих минералов для оценки смачиваемости поверхности было установлено, что кальцит и флюорит обладают схожей смачиваемостью, что и затрудняет их флотационное разделение.

Создать контрастность разделения кальцийсодержащих минералов при наличии однотипных активных центров взаимодействия с молекулами реагентов и практически одинаковой смачиваемости поверхности кальцита и флюорита не представляется возможным. Для создания условий избирательной флотации минеральных частиц флюорита от кальцита необходимо последний первоначально убрать из зеркала флотации.

Таким образом, выявленное химическое сродство флюорита и кальцита, обусловленное наличием в узлах кристаллической решетки минералов катионов Ca^{2+} , определяет их физико-химические характеристики поверхности разделяемых минеральных частиц, молекулярно-динамическими расчётами доказано, что избирательное флотационное разделение между флюоритом и кальцитом практически отсутствует и может быть достигнута путем предварительной дезактивации кальцита в начале технологического цикла при последующей флотации активированного флюорита подбором современных флотационных реагентов с заранее заданными свойствами, определёнными реакционной способностью извлекаемого ценного компонента флюорита.

Список литературы

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2022 году». Министерство природных ресурсов и экологии Российской Федерации. – М., 2023. – 640 с.
2. Дегодя Е. Ю. Современное состояние и тенденции в развитии технологий обогащения флюоритовых руд. / Е. Ю. Дегодя, И.В. Шадрунова, Н.Л. Медяник // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025), г. Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 г.: материалы международной конференции – Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2025. – С. 74-76.
3. Медяник Н. Л. Квантово-химический метод выбора реагента-собирателя и его использование в процессе флотационного извлечения катионов цинка и меди (II) из техногенных вод горных предприятий / Н. Л. Медяник, В. А. Чантурия, И. В. Шадрунова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 1. С. 154-164.

ТОНКОЕ ГРОХОЧЕНИЕ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ

Шигаева В. Н., Курков Д. С., Дементьев Н. А.

АО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Задачей первичного обогащения титан-циркониевых песков является получение бедных по содержанию диоксидов титана и циркония отвальных хвостов, и, как следствие, снижение фронта дальнейшей более дорогостоящей доводки коллективного титан-циркониевого концентрата.

Неотъемлемой частью первичного обогащения титан-циркониевых песков, как правило, является грохочение, которое позволяет выделить значимую часть отвальных хвостов в виде надрешетного продукта грохота.

В работе исследовались титан-циркониевые пески одного из месторождений Северного Казахстана. Массовые доли диоксидов титана и циркония в исходных песках составили 2,07 и 0,32 %, соответственно. Ценными минералами в пробе являются ильменит, рутил и циркон. Распределения диоксидов титана и циркония по классам крупности в исходных песках представлены в табл. 1.

Таблица 1 – Распределения диоксидов титана и циркония по классам крупности в исходных песках

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
		TiO ₂	ZrO ₂	TiO ₂	ZrO ₂
Класс +0,16 мм	1,44	0,90	0,19	0,63	0,86
Класс -0,16+0,1 мм	42,28	0,42	0,03	8,62	3,96
Класс -0,1+0,071 мм	20,89	2,26	0,11	22,79	7,22
Класс -0,071+0,045 мм	18,84	5,24	1,03	47,66	60,64
Класс -0,045+0,020 мм	6,68	4,09	1,22	13,20	25,53
Класс -0,020+0,0 мм	9,88	1,49	0,06	7,10	1,78
Итого:	100,00	2,07	0,32	100,00	100,00

Наиболее бедным классом крупности является класс +0,1 мм. Массовые доли диоксидов титана и циркония в нем составляют 0,42 и 0,03 % соответственно. Однако потери диоксидов титана и циркония с этим классом достаточно велики и составляют 9,25 и 4,82 % соответственно. При грохочении на сетке с размером отверстий 0,1 мм при эффективности грохочения 95 % потери диоксидов титана и циркония с надрешетным продуктом грохота составят 13,79 и 9,62 % соответственно. Таким образом, грохочение исходных песков нецелесообразно из-за высоких потерь диоксидов титана и циркония с надрешетным продуктом грохота.

Для извлечения полезных минералов из класса +0,1 мм решено провести высокоградиентную мокрую магнитную сепарацию на исходных песках. Крупные магнитные частицы будут переходить в магнитную фракцию более эффективно, тем самым позволяя получить в немагнитной фракции бедный

по массовым долям диоксидов титана и циркония класс крупности +0,1 мм, который можно будет вывести из схемы грохочением.

Испытания высокоградиентной мокрой магнитной сепарации и последующего тонкого грохочения на сетке с размером отверстий 0,1 мм были выполнены по схеме, представленной на рис. 1. Результаты испытаний представлены в табл. 2.



Рисунок 1 – Схема проведения испытаний

Таблица 2 – Результаты испытаний ВГММС и тонкого грохочения, %

Наименование продукта	Выход		Массовая доля		Извлечение			
					от опер.		от исх.	
	от опер.	от исх.	TiO ₂	ZrO ₂	TiO ₂	ZrO ₂	TiO ₂	ZrO ₂
Дезинтеграция								
Надрешетный бутары	0,07	0,07	1,40	0,11	0,04	0,02	0,04	0,02
Подрешетный бутары	99,93	99,93	2,07	0,32	99,96	99,98	99,96	99,98
Итого	100,00	100,00	2,07	0,32	100,00	100,00	100,00	100,00
ВГММС								
Магнитный продукт	2,84	2,84	37,69	0,33	51,69	2,93	51,66	2,93
Немагнитный продукт	97,16	97,10	1,03	0,32	48,31	97,07	48,29	97,05
Итого	100,00	99,93	2,07	0,32	100,00	100,00	99,96	99,98
Грохочение								
Надрешетный грохота	41,78	40,57	0,23	0,02	9,51	2,79	4,59	2,71
Подрешетный грохота	58,22	56,53	1,60	0,53	90,49	97,21	43,70	94,34
Итого	100,00	97,10	1,03	0,32	100,00	100,00	48,29	97,05

Выполнен гранулометрический анализ надрешетного продукта грохота с распределением диоксидов титана и циркония по классам крупности. Результаты гранулометрического анализа представлены в табл. 3. Эффективность грохочения составила 92,47 %.

Таблица 3 – Распределения диоксидов титана и циркония по классам крупности в надрешетном продукте грохота, %

Наименование продукта	Выход		Массовая доля		Извлечение			
					от опер.		от исх.	
	от опер.	от исх.	TiO ₂	ZrO ₂	TiO ₂	ZrO ₂	TiO ₂	ZrO ₂
Класс +0,1 мм	88,66	35,97	0,17	0,01	63,56	35,26	2,92	0,96
Класс -0,1+0,0 мм	11,34	4,60	0,75	0,12	36,44	64,74	1,67	1,75
Итого	100,00	40,57	0,23	0,02	100,00	100,00	4,59	2,71

После высокоградиентной мокрой магнитной сепарации извлечения диоксидов титана и циркония в класс крупности +0,1 мм снизились на 6,29 и 3,84 % соответственно. Массовая доля диоксида титана снизилась в 2,5 раза, а диоксида циркония – в 3 раза.

Таким образом, высокоградиентная мокрая магнитная сепарация позволяет получить в немагнитной фракции бедный по массовым долям диоксидов титана и циркония класс крупности +0,1 мм. А тонкое грохочение на сетке с размером отверстий 0,1 мм позволяет вывести его в хвосты. Выход хвостов составил 40,57 % от исходных песков. Потери диоксидов титана и циркония с хвостами составили 4,59 и 2,71 % соответственно.

Список литературы

1. Иткин Г. Е. Контроль крупности минерального сырья автоматическими гранулометрами, Москва, «Недра»1986.
2. Польшкин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1975. – 461 с.
3. Польшкин С. И. Обогащение руд и россыпей редких металлов. – М.: Недра, 1967. – 616 с.
4. Справочник по обогащению руд. Т. 2. Основные и вспомогательные процессы. – М.: Недра, 1974. – 448 с
5. Вайсберг Л. А., Картавый А. Н., Коровников А. Н. Просеивающие поверхности грохотов. Конструкции, материалы, опыт применения / Под ред. Л. А. Вайсберга. СПб.: Изд-во ВСЕГЕИ. 205. 252 с.

УДК 622.7

ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДИСПЕРСНОГО СОСТАВА ПУЗЫРЬКОВ ВОЗДУХА ВО ФЛОТАЦИОННЫХ КАМЕРАХ

Мамонов Р. С.

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

Дисперсный состав воздуха в камерах флотационных машин играет важную роль в процессе флотации. В пульпе должны присутствовать достаточно крупные транспортные пузырьки воздуха крупностью 2-10 мм, которые при всплывании обеспечивают доставку закрепившихся на них частиц флоти-

руемого компонента в пену. Для флотации мелкодисперсных частиц необходимо присутствие мелких пузырьков воздуха. Большое количество мелких пузырьков увеличивает вероятность встречи флотируемых частиц с границей раздела фаз жидкое-газ и закрепления частиц на пузырьках.

Доказано, что для эффективной флотации размеры пузырьков и флотируемых на них частиц должны быть относительно соразмерны. Кроме того, наличие достаточного количества мелких пузырьков воздуха в пульпе обеспечивает коалесцентный механизм флотации, при котором мелкие нагруженные пузырьки коалесцируют с крупными транспортными пузырьками воздуха.

Управление дисперсным составом воздуха в камерах флотомашин является необходимым условием успешной флотации минералов. Затруднения в определении размера пузырьков в камере связаны с большим количеством частиц твёрдой фазы в пульпе и закрепившихся на пузырьках частиц.

С целью определения размеров частиц в пульпе разработан ряд приборов, которые отличаются низкой точностью.

В настоящее время наиболее точным прибором контроля дисперсного состава пузырьков во флотационной пульпе является разработанный в УГГУ прибор, основанный на фиксации всплывающих из пульпы в чистой воде пузырьков воздуха [1].

Прибор представляет собой герметически закрытую сверху прозрачную трубу квадратного сечения с открывающейся заслонкой снизу. Труба полностью заполняется чистой водой и закрывается заслонкой, погружается на заданную глубину в камеру флотомашин. При открытии заслонки всплывающие в пульпе пузырьки воздуха попадают в квадратную трубу и при всплывании в ней промываются чистой водой и фиксируются видеокамерой в верхней части трубы. Процесс фиксации промытых пузырьков происходит в течение 2-4 секунд, после чего происходит замутнение пространства вынесенными из пульпы шламистыми частицы.

Недостатком разработанного прибора является низкая точность идентификации количества и размеров пузырьков воздуха, обусловленная достаточно большой толщиной пространства, в котором всплывают пузырьки воздуха. Видеокамера фиксирует пузырьки воздуха, находящиеся сзади пузырьков при групповом их всплывании, с искажением при встроенном одностороннем их освещении.

С целью повышения точности идентификации всплывающих пузырьков воздуха разработано устройство для определения дисперсности пузырьков воздуха, в котором вертикальная прозрачная труба прямоугольного сечения у основания выполнена с сужающимися по высоте узкими гранями и с расширяющимися по высоте широкими гранями, а светильники для освещения пузырьков выполнены ленточными и установлены на уровне расположения видеокамеры на узких гранях напротив друг друга [2].

Общий вид устройства для определения дисперсности пузырьков воздуха приведён на рис. 1.

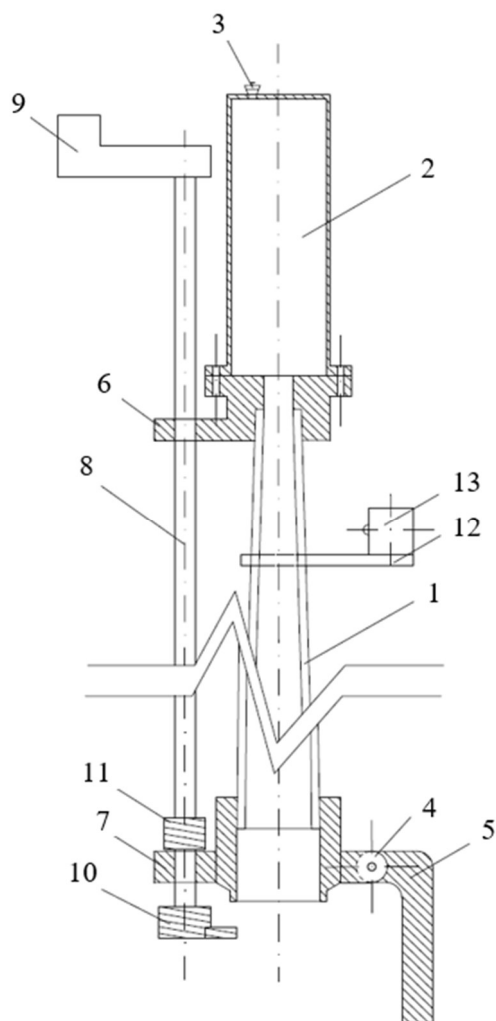


Рисунок 1 – Общий вид устройства для определения дисперсности пузырьков воздуха:

1 – труба; 2 – накопительный бак;
3 – пробка; 4 – шарнир; 5 – заслонка;
6, 7 – направляющие; 8 – ось; 9 – ручка;
10 – фиксатор; 11 – упор;
12 – полка; 13 – видеокамера

Предлагаемое устройство использовано при определении дисперсности пузырьков воздуха в пульпе камеры основной флотации медной руды. В устройстве прозрачная вертикальная труба выполнена с размерами в нижней части 40×50 см и в верхней части 20×100 мм. В качестве светильников для освещения пузырьков воздуха использована многоцветная RGB светодиодная лента, позволяющая принудительно изменять цвет свечения в широком диапазоне оттенков. Видеофильм движения пузырьков воздуха из видеокамеры перегружали в компьютер, в котором осуществлялась обработка полученных изображений с помощью программы ImageJ.

Для сравнения в той же камере основной медной флотации в одинаковых условиях эксперимента выполнена оценка дисперсности пузырьков воздуха с помощью разработанного ранее устройства.

Фотографии пузырьков воздуха, полученные для сравниваемых устройств, приведены на рис. 2.

Результаты замеров дисперсности пузырьков воздуха в двух устройствах приведены в табл. 1.

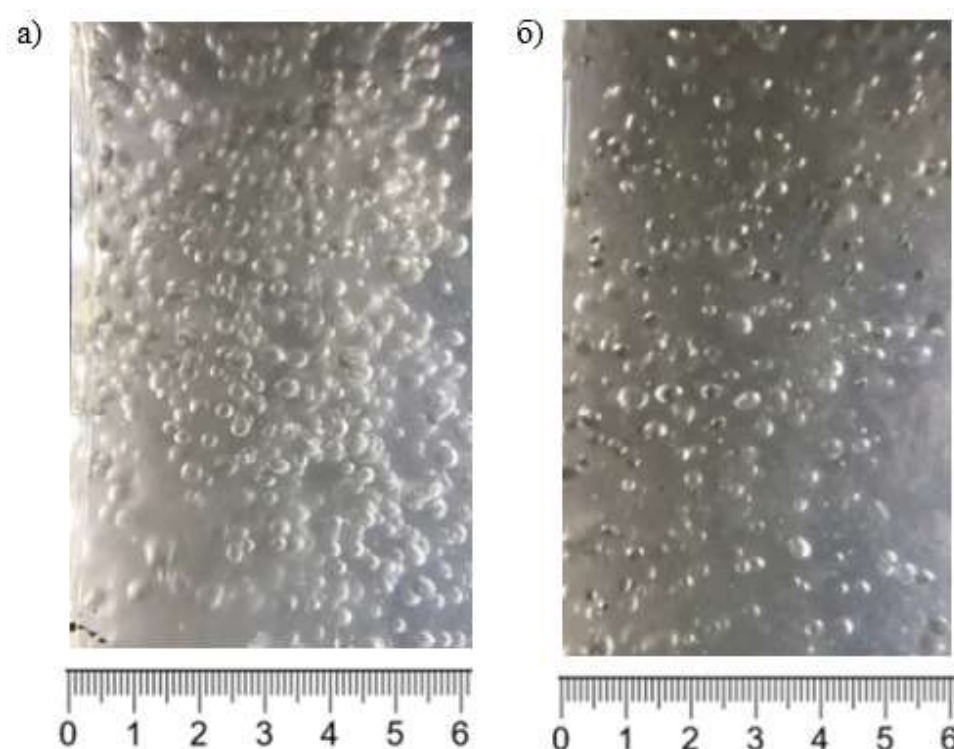


Рисунок 2 – Фотографии пузырьков воздуха, полученные при съёмке в разработанном ранее (а) и в новом (б) устройствах

Таблица 1 – Гранулометрическая характеристика пузырьков воздуха в камере медной флотации

Диаметр пузырьков воздуха, мм	Содержание пузырьков воздуха по объёму, %	
	по ранее разработанному техническому решению	по новому техническому решению
<0,5	-	1,1
0,5-1	0,7	3,5
1-2	8,4	23,3
2-3	21,8	48,3
3-4	32,4	20,5
4-5	32,2	2,3
>5	4,5	1,0
Всего	100,00	100,0

Сравнительный анализ показал, что новое устройство обеспечивает идентификацию мелких пузырьков воздуха, которые в известном устройстве идентифицируются с существенной ошибкой. Так в разработанном ранее устройстве не обнаружены пузырьки воздуха диаметром менее 0,5 мм, значительно меньше обнаружено пузырьков воздуха крупностью от 0,5 до 3 мм.

Список литературы

1. Мамонов Р. С. Разработка прибора для оценки дисперсного состава пузырьков воздуха в камерах флотомашин // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIX Международной научно-технической конференции: Екатеринбург: Издательство ИП Русских А.В., 2024, С. 214-218.

2. Патент № 2843640 (РФ). Устройство для определения дисперсности пузырьков воздуха в пульпе камер флотационной машины / Ю. П. Морозов, В. В. Морозов, Р. С. Мамонов // Заявл. 31.10.2024. – № 2024132681 – Оpubл. 17.07.2025 – Бюлл. № 20.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕННЫХ ПРОДУКТОВ В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ С ОРОШЕНИЕМ ДВУХФАЗНОЙ ПЕНОЙ ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕНЫ

Упорова И. В.

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

Флотационная пена является термодинамически не устойчивой системой из-за наличия большого количества свободной поверхностной энергии. Это связано с самопроизвольными процессами в пене, которые всегда направлены в сторону её разрушения. Разрушение флотационной пены приводит к образованию процессов вторичной концентрации минералов.

Процесс вторичной концентрации минералов в пенном слое флотации заключается в удалении из пены частиц минералов потоками воды, истекающей по каналам Плато под действием силы тяжести. Потоками воды, стекающими между минерализованными пузырьками, многие частицы, не закрепившиеся или наименее прочно закрепившиеся на пузырьках пены, избирательно удаляются из пены.

В процессе вторичной концентрации необходимо обеспечить возможности максимального удаления частиц пустой породы и максимального удержания в пене частиц ценного минерала. Возможность удержания сфлотированных частиц в пене связана со снижением коалесценции пузырьков трехфазной пены.

Интенсифицировать процесс вторичной концентрации возможно за счет снижения коалесценции минерализованных пузырьков методами деформации пенного слоя при его сужении и орошения флотационной пены [1].

Для реализации сужения пенного продукта флотации разработан ряд сужающихся желобов. Испытания сужающихся желобов проведены на Красноуральской обогатительной фабрике при переработке медной руды Волковского месторождения [2]. В результате испытаний сужающихся желобов на пенном продукте основной флотации показана возможность повышения качества концентрата.

Экспериментальными исследованиями на медных рудах месторождений «Шатыркуль» и «Сафьяновское» показана высокая эффективность использования сужающихся желобов [3].

Таким образом, интенсификация процесса вторичной концентрации минералов путем обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах может применяться для повышения качества концентрата. Однако, при сужении

флотационной пены в сужающихся желобах не исключается коалесценция верхнего богатого слоя пены.

Для интенсификации вторичной концентрации минералов методом орошения флотационной пены применяются брызгала, души, водяной пар или двухфазная пена.

Применение орошения брызгалами и душами при обогащении сульфидных руд позволяет повысить качество получаемых концентратов [4, 5]. Однако, при использовании орошения пены промывной водой наблюдается разрушение верхнего богатого слоя пены и существенное перемешивание частиц в пене, не позволяющее полностью удалить из нее пустую породу.

При орошении пены путем конденсации водяного пара на поверхности пенного слоя происходит незначительное динамическое воздействие молекул воды на минерализованные пузырьки [6].

Известны испытания орошения флотационной пены двухфазной пеной, полученной при вспенивании оборотного маточного раствора при переработке калийных руд [7]. В результате испытаний отмечается повышение качества концентрата и снижение массовой доли мелкодисперсных фракций во флотоконцентрате.

В результате анализа существующих методов интенсификации вторичной концентрации минералов определено направление совершенствования операции обогащения флотационной пены в сужающихся желобах, заключающееся в снижении коалесценции пузырьков флотационной пены путем подачи двухфазной пены на поверхность флотационной пены.

В настоящее время разработана лабораторная установка для реализации процесса обогащения флотационной пены в сужающемся желобе с орошением флотационной пены струями воды и двухфазной пеной. В сужающемся желобе лабораторной установки реализовано разделение флотационной пены на верхний пенный и нижний подпенный продукты.

На установке проведены сравнительные опыты обогащения пенных продуктов основной флотации медной руды Октябрьского месторождения в сужающемся желобе с и без орошения струями воды и двухфазной пеной, полученной из раствора вспенивателя с концентрацией 0,1 %.

Результаты опытов в сравниваемых режимах после математической обработки приведены в табл. 1. Анализ полученных результатов показывает, что орошение флотационной пены струями воды в сужающемся желобе приводит при повышении массовой доли меди в пенном продукте с 25,37 до 30,86 % к снижению извлечения меди в него с 47,60 до 38,17 %.

Орошение флотационной пены двухфазной пеной в сужающемся желобе приводит при повышении массовой доли меди в пенном продукте с 25,37 до 29,37 % к повышению извлечения меди в него с 47,60 до 58,17 %.

**Таблица 1 – Результаты опытов обогащения пенного продукта флотации
в сужающемся желобе с орошением и без него**

Показатель	Продукт желоба	Режим работы сужающегося желоба		
		без орошения	с орошением	
			струями воды	двухфазной пеной
Выход, %	Пенный	23,21	15,29	24,53
	Подпенный	76,79	84,71	75,47
	Исходный	100,00	100,00	100,00
Массовая доля меди, %	Пенный	25,37	30,86	29,37
	Подпенный	8,44	9,03	6,85
	Исходный	12,37	12,37	12,37
Извлечение меди, %	Пенный	47,60	38,17	58,17
	Подпенный	52,40	61,83	41,83
	Исходный	100,00	100,00	100,00

При обогащении флотационной пены в сужающемся желобе с орошением струями воды наблюдалось разрушение верхнего слоя флотационной пены, что привело к снижению выхода пенного продукта желоба с 23,21 до 15,29 %. Обогащение флотационной пены в сужающемся желобе с орошением двухфазной пеной привело к повышению выхода пенного продукта желоба с 23,21 до 24,53 %.

Повышение выхода пенного продукта сужающегося желоба при орошении пенного продукта двухфазной пеной объясняется снижением коалесценции минерализованных пузырьков верхнего слоя флотационной пены и снижением потерь меди с подпенным продуктом сужающегося желоба с 52,40 до 41,83 %.

В результате лабораторных исследований обогащения пенных продуктов в сужающемся желобе с орошением двухфазной пеной флотационной пены установлено повышение качества пенного продукта желоба и повышение извлечения в него ценного компонента.

Список литературы

1. Упорова И. В. Интенсификация процессов вторичной концентрации минералов во флотационной пене // Инновационные процессы обогащения и глубокой переработки редкометаллического и гидрохимического сырья и комплексных руд цветных и черных металлов (Плаксинские чтения-2024): материалы международной конференции 23-27 сентября 2024 г., г. Апатиты. – Апатиты: ФИЦ КНЦ РАН, 2024. – С. 325-329.
2. Морозов Ю. П. Промышленные испытания сужающегося жёлоба на обогатительной фабрике ОАО «Святогор» / Ю. П. Морозов, Д. Л. Тропников, А. В. Кузнецов, В. Л. Комаровский, О. С. Валиева, Т. И. Интогарова // Материалы международной научно-технической конференции. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья, Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2018. – С.382-385.
3. Валиева О. С. Совершенствование схем флотации сульфидных медных руд на основе раздельного обогащения разнокачественных пенных продуктов: дисс. ... канд. техн. наук: 25.00.13 / Валиева Ольга Сергеевна, 2021. – 98 с.

4. 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.
5. Видуецкий М. Г. Колонные пневматические флотационные машины, эволюция / М. Г. Видуецкий, И. Ф. Гарифулин, В. А. Мальцев, А. П. Пургин // 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.
6. Ireland P. The behavior of wash water injected into a froth / P. Ireland, R. Cunningham, G. J. Jameson // International Journal of Mineral Processing. Volume 84, Issues 1-4. – 2007. – Pp. 99-107.
7. Ледян Ю. П. Экспериментальные исследования влияния пенного орошения на эффективность вторичного обогащения в производственных условиях ОАО «Беларуськалий» / Ю. П. Ледян, М. К. Щербакова, Л. В. Бессолова // Сборник докладов Междунар. науч.-практич. конф. «Земля, вода, климат Сибири и Арктики в XXI веке: проблемы и решение». Тюмень, 2014. – С. 141-144.

УДК 622.7:658.274

ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СЕПАРАТОРА ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ

Афанасьев А. И., Потапов В. Я., Потапов В. В., Архипов М. В., Парамонов К. А.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Наиболее перспективным направлением в совершенствовании и проектировании разделительных аппаратов является создание аппаратов, использующих различия в комплексе физико-механических свойств горных пород, что обеспечивает более полное разделение полезных ископаемых в одном аппарате [1-12].

Для исследования рабочего процесса аэродинамически активного фрикционного сепаратора нами была изготовлена физическая модель [6-9, 11].

Общий вид сепаратора [9] и узел разделения представлен на рис. 1. Сепаратор включает: наклонную плоскость 1; ребра 2; механизм, изменяющий угол наклона плоскости 3; трамплин с дефлекторами 4; механизм, изменяющий угол наклона трамплина относительно наклонной плоскости 5; барабан 6; центробежный вентилятор 7 с подвижными диффузорами 11; механизм перемещения полки 8; механизм, изменяющий угол наклона ребер относительно наклонной плоскости 9; воздухозаборное устройство 10; приемник для частиц, обладающих парусностью 12; приемник для промежуточной фракции 13; приемник для пустой породы 14.

При расчете параметров аэродинамически активного сепаратора определим диапазон их изменения для различных по свойствам составляющих исходного продукта: пустой породы (габбро, диорит, перидотит, дунит) и содержащей полезное ископаемое (серпентинит). Блок-схема расчета конструктивных и режимных параметров сепаратора приведена на рис. 2. [1-12].

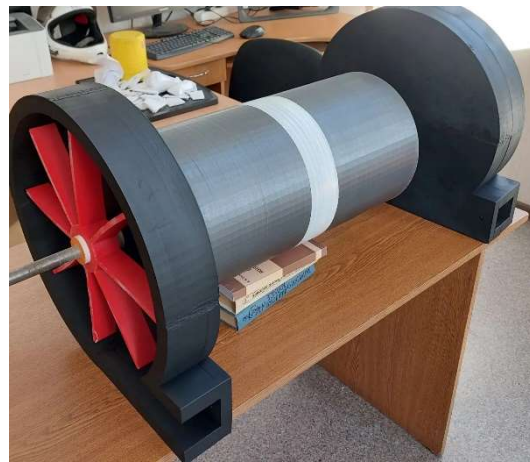
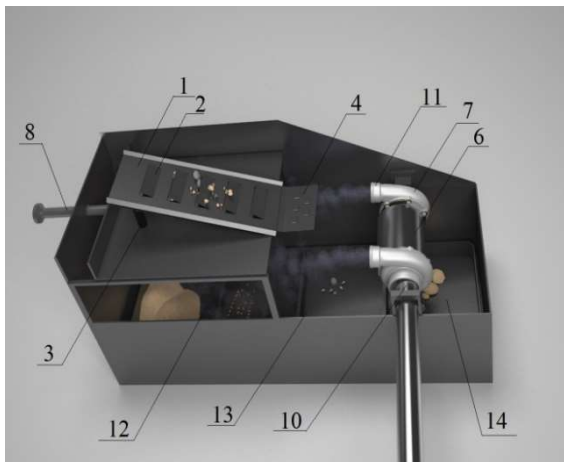


Рисунок 1 – Аэродинамический активный фрикционный барабанно-полочный сепаратор

Исходные данные для расчета сепаратора:

1. Производительность по исходному материалу $Q = 36$ т/ч.
2. Максимальная и минимальная плотность (кг/м^3) исходного материала: $\rho_{\max} = 2970$, $\rho_{\min} = 2520$.
3. Максимальный и минимальный размер частиц (мм) исходного материала: $d_{\max} = 40$, $d_{\min} = 5$.
4. Размеры частиц руды (эквивалентные диаметры) распределены по нормальному закону с параметрами: выборочное среднее $d_{\text{ср}} = 22,5$ мм, дисперсия $\sigma^2 = 36$.
5. Максимальный и минимальный коэффициенты кинетического трения частиц исходного материала о поверхность полки и барабан:
 - а) $f_{\max} = 0,41$, $f_{\min} = 0,23$; б) серпентинита – $f_{\max} = 0,46$, $f_{\min} = 0,36$.
6. Максимальный и минимальный коэффициенты мгновенного трения при ударе частиц материала о поверхность полки и барабан: $f_{\max y} = 0,13$, $f_{\min y} = 0,08$. Коэффициент мгновенного трения распределен по нормальному закону с параметрами: выборочное среднее $f_{\text{ср}} = 0,1$, дисперсия $\sigma^2 = 0,01$.
7. Зависимость коэффициента восстановления от коэффициента мгновенного трения: $k_{\text{в}} = 0,3 - 0,8f_y$.
8. Параметры криволинейного трамплина, выполненного в виде логарифмической спирали: $(r = ke^{k_1\theta})$: $r_A = 100$ мм, и $\theta_A = 72,6^\circ$ – полярные координаты, начальный радиус-вектор спирали, $k = 78$ мм, $k_1 = 0,22$ – постоянные параметры.
9. Начальная скорость падения частиц на разгонную плоскость: $V = 0,1$ м/с.
10. Ордината оси барабана $Y_A = 0,55$ м, абсцисса оси барабана $X_A = 0,3$ м (координаты уточняются после расчета).
11. Диаметр барабана $d = 0,5$ м и угловая скорость его вращения $\omega = 10$ рад/с (диаметр барабана и скорость уточняется после расчета).

12. Коэффициент парусности $c = 0,8$.

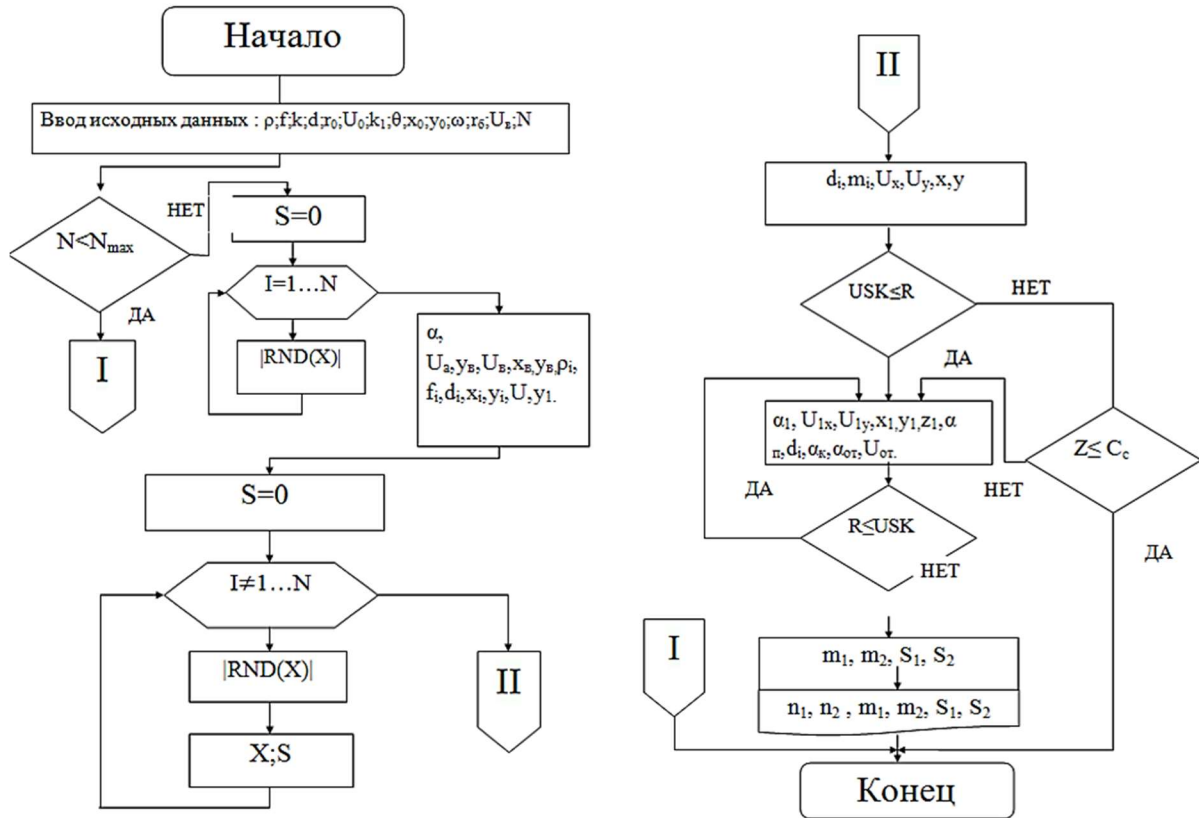


Рисунок 2 – Блок-схема расчета конструктивных и режимных параметров сепаратора

Расчет конструктивных параметров сепаратора

Минимальный угол наклона (α_n) разгонной плоскости находим из условия безостановочного движения нераспушенного асбеста ($f_{\max} = 0,74$):

$$\alpha = 1,1 \arctg(f_{\max}) = 1,1 \arctg(0,74) \approx 40 \text{ град.} \quad (1)$$

Принимаем в первом приближении длину разгонной плоскости L , равной 1 м, и находим по среднему коэффициенту трения горной массы скорость схода породной частицы с разгонной плоскости [2-3, 12].

$$V_A = [2gL(\sin\alpha - f_{\text{cp}}\cos\alpha)]^{0,5} = [2gL(\sin 40 - 0,35\cos 40)]^{0,5} \approx 2,71 \text{ м/с.} \quad (2)$$

$$F = 0,5(f_{\max} + f_{\min}) = 0,5 \cdot (0,46 + 0,23) \approx 0,35. \quad (3)$$

Находим конструктивные параметры криволинейного трамплина:

$$r_A = ke^{k_1\theta_A}, \theta_A + \alpha + \mu = \pi, \text{tg}\mu = \frac{1}{k_1}. \quad (4)$$

Задаваясь величиной k – начальным значением радиус-вектора спирали при $\theta = 0$ и значением $r_A = 100$ мм – величиной радиус-вектора частицы в начале ее движения по спирали, находим угол $\mu = 77,4$ град.

При известном значении μ остальные параметры:

$$k_1 = 0,22, \theta_A = 72,6 \text{ град, } \theta_B = 125 \text{ град.}$$

Рассчитываем скорость отрыва частицы от криволинейного трамплина и определяем ее горизонтальную и вертикальную составляющие.

$$V_B^2 = \{V_A^2 e^{2f(-\alpha)} - e^{k_1 \theta_A + 2f(-\alpha)} [A \sin(-\alpha) + B \cos(-\alpha)]\} e^{-2f(\theta + \mu - \pi)} + e^{k_1 \theta} (B \cos(\theta + \mu - \pi) - A \sin(\theta + \mu - \pi)) = 1,72, \quad (5)$$

где

$$A = -\frac{2gk(k_1 + 3f)\sqrt{1 + k_1^2}}{1 + (k_1 + 2f)^2} = -\frac{2g \cdot 0,078(0,22 + 3 \cdot 0,4)\sqrt{1 + 0,22^2}}{1 + (0,22 + 2 \cdot 0,4)^2} \approx -0,52; \quad (6)$$

$$B = \frac{2gk[1 - f(k_1 + 2f)]\sqrt{1 + k_1^2}}{1 + (k_1 + 2f)^2} = \frac{2g \cdot 0,078[1 - 0,4(0,22 + 2 \cdot 0,4)]\sqrt{1 + 0,22^2}}{1 + (0,22 + 2 \cdot 0,4)^2} \approx 0,22. \quad (7)$$

$$V_x = V_B \cos \varphi_B = 1,59 \text{ м/с}. \quad (8)$$

$$V_y = V_B \sin \varphi_B = 0,645 \text{ м/с}. \quad (9)$$

Скорость движения частицы после схода её с трамплина находится согласно законам гидродинамики и второго закона Ньютона. На языке *Bisual Basic* уравнение для расчета горизонтальной скорости имеет вид:

$$V_x = V_x - 1,5 * (-V_x + 12 \exp(-7,5x)) ^ 2 * \rho_B * c / d / \rho_c * dt, \quad (10)$$

где c – коэффициент парусности; ρ_B – плотность воздуха, кг/м^3 ; ρ_c – плотность горной массы, кг/м^3 ; d – эквивалентный диаметр частицы, м; dt – приращение времени при интегрировании, с; x – расстояние от сопла до частицы, м.

Вертикальная скорость полета (V_y) частицы при плотности воздуха ($\rho_B = 1,2 \text{ кг/м}^3$) записывается на языке *Bisual Basic* в виде:

$$V_y = V_y + (9,81 - 1,8 * (V_y) ^ 2 * c / d / \rho_c) dt. \quad (11)$$

Время t_{π} движения частиц на максимальную высоту после схода с трамплина находится из уравнения:

$$t_{\pi} = V_y / g = 0,645 / 9,8 \approx 0,066 \text{ с}. \quad (12)$$

Максимальная высота подъема частицы после схода с трамплина находится из уравнения:

$$h_{\pi} = 0,5(V_y)^2 / g = 0,5(0,645)^2 / 9,8 = 0,021 \text{ м}. \quad (13)$$

Путь частицы от точки максимального подъема до точки контакта с барабаном по вертикали:

$$h_o = h_{\pi} + Y_A - Y_B - 0,5d = 0,021 + 0,55 - 0,1 - 0,25 = 0,18 \text{ м}, \quad (14)$$

где Y_A – ордината оси барабана, м; Y_B – ордината точки схода частицы с трамплина, м; d – диаметр барабана, м.

Ордината точки схода частицы с трамплина находится из уравнения:

$$Y_B = k \cdot \exp(k_1 \theta_B) \cos(\pi - \theta_B) = 0,078 \cdot \exp(0,22 \cdot 2,18) \cos(22) \approx 0,1 \text{ м}. \quad (15)$$

Время t_0 движения частиц до встречи их с барабаном находится из уравнения:

$$t_0 = [2(h_{\text{п}} + Y_A - Y_B - 0,5d) / g]^{0,5} = [2 \cdot 0,18 / g]^{0,5} \approx 0,19 \text{ с.} \quad (16)$$

Абсцисса оси барабана находится из формулы:

$$X_A = V_x t_0 \approx 0,3 \text{ м.} \quad (17)$$

Таким образом, расчетное значение абсциссы оси барабана для среднего коэффициента трения соответствует первоначально принятому.

Используя разработанную программу, определяем остальные параметры сепаратора и его рабочего процесса.

В табл. 1 приведены результаты имитационного моделирования процесса разделения асбестосодержащей руды на аэродинамически активном сепараторе.

Таблица 1 – Результаты расчета параметров сепарации

№	Скорость воздуха, м/с	Масса, кг		X_A , м	Y_A , м	Выход концентрата, %
		концентрата	хвостов			
1	0	0,3	3,03	0,3	0,55	9,0
2	0	0,15	2,9	0,3	0,6	4,9
3	4	0,24	3,8	0,3	0,6	5,9
4	6	0,49	2,62	0,3	0,6	15,7
5	0	0,06	2,98	0,29	0,6	1,98
6	4	0,19	2,82	0,29	0,6	6,3
7	6	0,33	2,67	0,29	0,6	11,0
8	6	0,45	2,6	0,29	0,55	14,7
9	2	0,33	3,21	0,29	0,55	9,3
10	0	0,3	2,78	0,29	0,55	9,7
11	0	0,6	2,38	0,31	0,55	20,2
12	0	0,3	2,96	0,31	0,6	9,2
13	2	0,27	3,5	0,31	0,6	7,2
14	4	0,38	2,8	0,31	0,6	11,9
15	2	0,3	3,11	0,3	0,6	8,8
16	0	0,93	2,99	0,3	0,55	23,7

Выводы

1. Анализ результатов расчета, показывает, что абсцисса оси барабана может составлять от 0,29 до 0,31 м, а ордината от 0,55 до 0,6 м. При этом увеличение абсциссы при постоянной ординате приводит к увеличению выхода концентратов и их разубоживанию. Увеличение ординаты приводит к возрастанию вертикальной скорости контакта частиц с барабаном и, соответственно, выходу концентрата.

2. Возрастание скорости воздуха приводит к уменьшению горизонтальной составляющей скорости при контакте и, соответственно, выхода концентрата.

3. Результаты теоретических исследований и имитационного моделирования процесса разделения по трению и упругости положены в основу разработки фрикционного сепаратора, изображенного на рис. 1.

Список литературы

1. Тимченко Н. К., Самейцев А. А. и др. Обогащение известнякового щебня с помощью механического классификатора // Строительные материалы. 1964. № 4. С. 23-26.
2. Тимченко Н. К. Основы механического разделения зерен щебня и гравия по упругости и трению // Строительные материалы. 1964. № 4. С. 17-19.
3. Олюнин В. В. Переработка нерудных строительных материалов. М.: Наука, 1988. 232 с.
4. Барон Л. И. Характеристики трения горных пород. М.: Наука, 1967. 206 с.
5. Ржевский В. В. Физико-технические параметры горных пород. М.: Наука, 1975, 212 с.
6. Ляпцев С. А., Потапов В. Я. Обоснование параметров фрикционно-ударных сепараторов. Фундаментальные исследования. М.: РАЕ, № 4, 2013. – С. 300-307.
7. Makarov V.N., Potapov V.Ya., Potapov V.V., Makarov N.V. Analysis of particle motion in friction separator (Анализ движение частиц в в фрикционном сепараторе) (2018) Mining Informational and Analytical Bulletin, 2018 (4), pp. 197-203.
8. Potapov V.Ya., Makarov V.N., Davydov S.Y., Makarov N.V. A Method of Additive Aerodynamic Calculation of the Friction Gear Classification Block
9. Метод аддитивного аэродинамического расчета фрикционного классификатора. 2017) Refractories and Industrial Ceramics, 58 (3), pp. 288-292.
10. Сепаратор для разделения сыпучих материалов. пат. RU 188-702 U1 Опубликовано: 22.04.2019 Бюл. № 12. Потапов В. Я., Потапов В. В., Степаненков Д. Д., Афанасьев А. И., Белов С. В., Анохин П. М., Семенов А. В., Шестаков Е. В.
11. Математическое моделирование технологии классификации глиноземов в аэродинамических потоках фрикционных аппаратов / В. Я. Потапов, В. Н. Макаров, Н. В. Макаров, В. В. Потапов, П. М. Анохин // Вестник Забайкальского государственного университета. 2017. Т. 23, № 1. С.44-51.
12. Разработка фрикционных сепараторов, использующих физико-механические характеристики материалов / В. Я. Потапов, В. В. Потапов, А. В. Семёнов, П. М. Анохин // ГИАБ. 2017. № 5. С. 57-67.
13. Волков Е. Б. Математическое моделирование движения закрученной частицы на наклонной плоскости // Математическое моделирование механических явлений. Памяти доцента А. П. Золкина: материалы Всероссийской научно-технической конференции 03-04 октября 2025 года. – 2025. – С. 31-34.

УДК 622.75

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА И СОДЕРЖАНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В ПРОДУКТАХ РАЗДЕЛЕНИЯ

Стожков Д. С., Потапов В. Я., Потапов В. В., Трутнев П. В.
ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Широкое внедрение передовой техники, наиболее прогрессивных технологических процессов и гибких производств, а также радикальное улучшение использования природных ресурсов, сырья, материалов, топлива и энергии на всех стадиях – от добычи и комплексной переработки сырья до выпуска и использования конечной продукции – одна из важнейших задач.

В создании надежной минерально-сырьевой базы страны при постоянно растущем и очень высоком уровне потребностей в полезных ископаемых

всё большее значение имеют вопросы вовлечения в переработку бедных и забалансовых руд, освоение новых видов минерального сырья и более комплексного его использования.

Согласно классификации запасов месторождений, к забалансовым относятся запасы твердых полезных ископаемых, использование которых в соответствии с утвержденными кондициями в настоящее время экономически нецелесообразно или технически и технологически невозможно, но которые могут быть в дальнейшем переведены в балансовые.

Однако на разрабатываемых месторождениях в процессе вскрытия и подготовки балансовых запасов часто попутно вскрываются и даже подготавливаются отдельные участки забалансовых запасов, благодаря чему последние, не имея самостоятельной промышленной ценности, могут быть попутно с балансовыми извлечены из недр со значительным экономическим эффектом. Совсем не обязательно переводить забалансовые запасы в категорию балансовых и лишь после этого вовлекать их в разработку. Экономична именно попутная добыча забалансовых руд совместно с балансовыми, что подтверждается практикой работы ряда рудников, например, Белогорского горно-обогатительного, Зырянского свинцово-цинкового комбинатов.

Для бедных отвалных руд, которые в настоящее время вовлекаются в переработку, можно выделить два основных направления совершенствования технологии их обогащения:

- разработка методов предварительного разделения путём удаления части пустой породы с целью повышения содержания металлов в питании флотации и проведения её по режимам, принятым для руд текущей добычи. Методами предварительной концентрации являются радиометрическая сортировка, обогащение в тяжёлых средах, промывка, гравитационное разделение на отсадочной машине;
- интенсификация разделения путём совершенствования схемы и режимов флотации в тех случаях, когда гранулометрический и вещественный составы сырья не позволяют применить предварительное обогащение.

Многолетняя практика технологической оценки разведываемых месторождений показывает, что наиболее перспективными методами предварительного обогащения руд являются радиометрические методы обогащения (РМО), которые включают крупнопорционную, мелкопорционную сортировку и кусковую сепарацию [1, 2].

В настоящее время известно более 20 методов радиометрического разделения, наиболее перспективными из которых являются рентгенорадиометрический, рентгенолюминесцентный, радиорезонансный и фотометрический.

К достоинствам этих методов следует отнести невысокую стоимость переработки, составляющую для процессов сортировки и сепарации соответственно 100-200 и 1000-1500 руб./т руды, против 2000-2500 руб./т для традиционных способов разделения.

По данным исследования основных типов руд цветных, черных и редких металлов, горно-химического сырья и нерудных полезных ископаемых разведываемых месторождений, применение радиометрической сепарации позволяет удалить из добываемой горной массы 20-50 % отвальных хвостов, повысить в 1,3-1,9 раза содержание полезных компонентов в рудах, снизить затраты по переделу обогащения руд на 1000-2400 руб./т (табл. 1).

Таблица 1 – Сводные данные по радиометрической сепарации руд

Виды руд	Кол-во изученных объектов	Выход хвостов, %	Коэффициент обогащения	Снижение затрат на обогащение, руб./т
Медно-никелевые, золотосодержащие	14	50	1,9	2400
Кобальтовые	1	40	1,6	1600
Вольфрамовые, молибденовые	13	35	1,45	1200
Свинцово-цинковые, оловянные, горно-химическое сырье	25	30	1,4	1100
Редкометалльные, апатит-магнетитовые, хромовые	21	20	1,3	1000

Как видно из табл. 1, процесс предварительного обогащения для большинства видов руд характеризуется высокой технико-экономической эффективностью. В наибольшей мере это проявляется при переработке бедных и забалансовых руд, весьма неоднородных по содержанию полезных компонентов [3, 4].

В настоящее время имеет место существенное снижение содержания полезных компонентов в рудах, в то время как постоянно повышается потребность в металлах. Так, за период с 2000 по 2004 гг. содержание меди в медных и медно-порфировых рудах, перерабатываемых на обогатительных фабриках США, снизилось с 0,8 до 0,55 %, на фабриках Канады – с 1,2 до 0,85 %, аналогичная картина наблюдалась на фабриках РФ. В частности, представляет интерес динамика изменения содержания меди и цинка в рудах Бурибаевской обогатительной фабрики (табл. 2).

Таблица 2 – Динамика изменения показателей переработки руд Октябрьского месторождения на Бурибаевской обогатительной фабрике

Наименование показателей	Годы				
	2000	2001	2002	2003	2004
Содержание в руде меди, %	4,27	4,25	3,87	3,26	3,38
Содержание в руде цинка, %	2,5	2,52	2,07	1,31	1,41
Извлечение меди в медный концентрат, %	94,08	94,69	94,45	92,16	90,38
Содержание меди в медном концентрате, %	15,77	15,79	15,91	15,99	15,39

Можно констатировать, что в обогащении наметился определённый кризис, связанный с неспособностью традиционных технологий решить проблему ухудшения рудной базы.

Одним из путей решения данной проблемы является развитие комплексной системы рудоподготовки, в которой важное место отводится предварительной концентрации руд перед традиционным обогащением.

При разработке технологии предварительного разделения одним из важнейших вопросов является вопрос о выборе режима сортировки, определяющего её технологическую и экономическую эффективность [5].

В ней решаются следующие задачи:

- изучение колеблемости содержаний полезных компонентов в порциях руды различной массы в процессе добычи и переработки;
- изучение контрастности руд при различной массе порций;
- изучение влияния массы порции (режима сортировки) на технологические показатели предварительного обогащения при неизменных и меняющихся средних содержаниях компонентов;
- выбор режимов сортировки и построение технологических схем для изучаемых типов руд.

Ввиду трудоемкости проведения специальных экспериментальных исследований по изучению влияния массы порции на технологические показатели предварительного разделения их объем сведён до минимума, а в качестве основных методов исследования выбраны статистический анализ технологических процессов добычи и рудоподготовки и математическое моделирование с использованием ЭВМ.

Для рассмотрения технологических показателей предварительного разделения при различных режимах сортировки целесообразно использование нескольких типов руд. В работе изучались Гайские вкрапленные руды с содержанием меди 1,25 %, Гайские забалансовые руды с содержанием меди 0,14 %.

Вопросы предварительной концентрации ценных компонентов руды и удаления обеднённой части пустой породы (хвостов) при её наибольшей крупности имеют важное значение.

Операции дробления и измельчения руды в процессе разделения наиболее дорогие и энергоёмкие [6, 7].

Среди операций предконцентрации (разделение в тяжёлых суспензиях, отсадка, коллективная флотация и др.) радиометрическая сепарация имеет особое значение.

В промышленной практике разделения полиметаллических руд обычные операции предконцентрации используются довольно широко (Зыряновская, Лениногорская, Краснореченская и др. обогатительные фабрики), но предприятий, использующих радиометрическую сепарацию при обогащении сложных полиметаллических руд, пока нет [8].

Различают два основных вида радиометрического обогащения: радиометрическую сепарацию (РС) и радиометрическую крупнопорционную сортировку (РКС). На протяжении уже достаточно длительного времени у нас в стране в производственных условиях осуществляется фотонейтронная сепарация бериллиевых руд, рентгенолюминесцентная сепарация алмазосодержащего сырья, доломитовых руд, крупнопорционная сортировка вольфрамовых, циркониевых, свинцово-цинковых, железных и других руд.

Практика показала высокую технико-экономическую эффективность радиометрического обогащения различных видов полезных ископаемых.

Это обстоятельство, главным образом, определяет всё увеличивающийся размах работ у нас в стране в рассматриваемом направлении [9].

Несмотря на различие типов руд, решаемых технологических задач и используемых методов, существует общий подход к применению процессов крупнопорционной сортировки и радиометрической сепарации. Принципиальная схема переработки руды с помощью РКС и РС приведена на рис. 1.

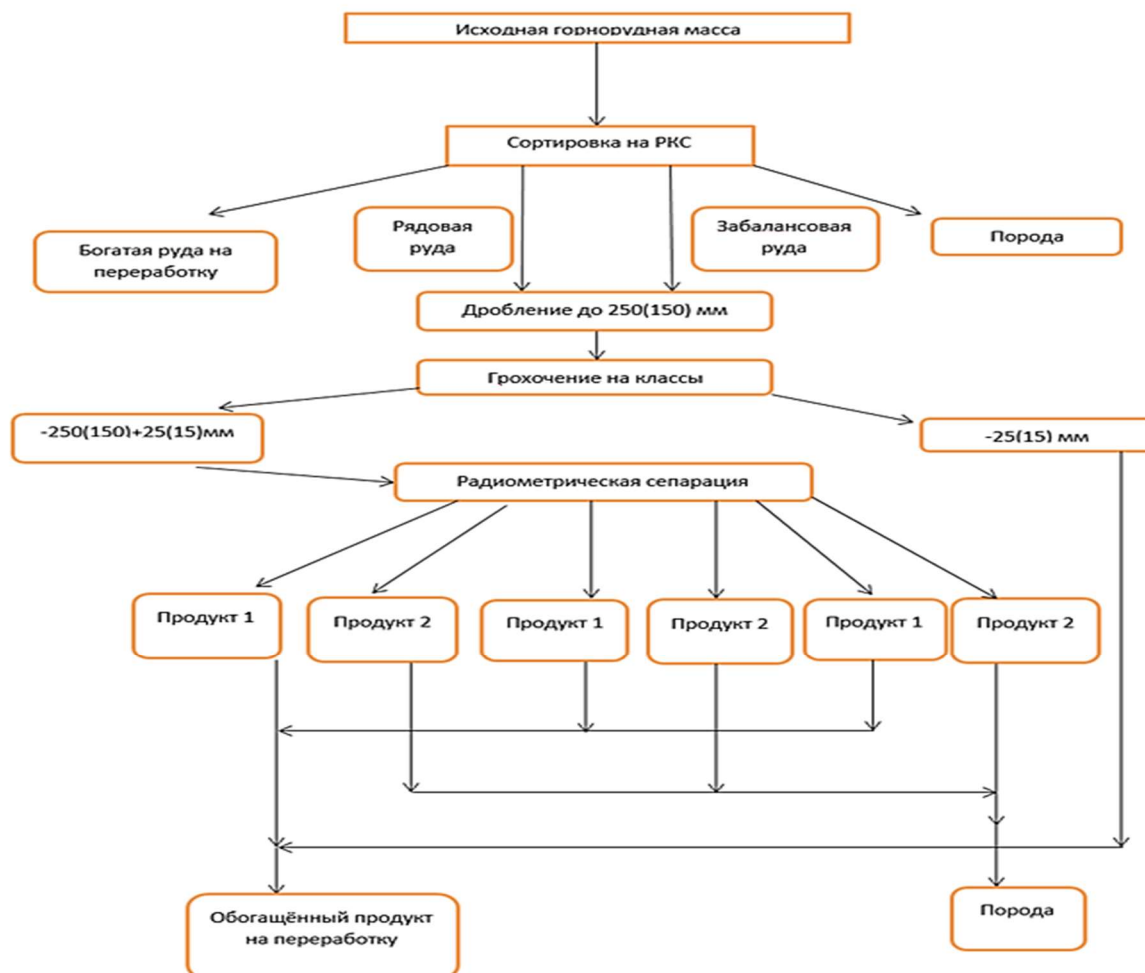


Рисунок 1 – Принципиальная схема рудоподготовки с применением радиометрической крупнопорционной сортировки и сепарации

Схема включает в себя разделение исходной горнорудной массы на несколько сортов и последующую радиометрическую сепарацию части, выделенной на РКС руды, обычно рядовой, бедной или забалансовой. Следует подчеркнуть, что во многих случаях может применяться и применяется либо только крупнопорционная сортировка, либо радиометрическая сепарация. Это определяется совокупностью различных факторов, действующих на конкретном месторождении.

Обычно при радиометрическом обогащении руд решаются следующие основные задачи:

- удаление породы из исходной горнорудной массы (предварительное обогащение);
- разделение руды на технологические типы;
- выделение продуктов, технологически приемлемых для металлургического или химико-технологического переделов, либо отвечающих требованиям к готовой продукции;
- осуществление доводочных операций.

В последние годы работы по внедрению радиометрического обогащения в цветной металлургии сводились, главным образом, к промышленному освоению процессов крупнопорционной сортировки. Это объясняется, во-первых, тем, что установки РКС позволяют непосредственно и оперативно управлять качеством добываемой руды, экспрессно определять в ней содержание ценных компонентов.

Кроме того, внедрение РКС требует довольно незначительных капитальных вложений и ограниченного числа комплектов аппаратуры. Практически две-три установки РКС могут обеспечить переработку всей горнорудной массы комбината средней мощности.

Установлена эффективность операции РКС на различных рудах цветных и редких металлов: бериллиевых, оловянных, флюоритовых, танталосодержащих, медно-никелевых, полиметаллических [10]. На некоторых предприятиях эта операция осуществляется в промышленном масштабе.

Использование РКС позволяет решать несколько задач: сортировку всей горнорудной массы в процессе добычи на породу, забалансовую руду, фабричную (рядовую), товарную руду, обеспечивая снижение затрат на переработку, учёт движения запасов по блокам, рудным телам, управление процессом добычи руды.

Наиболее разработана фотонейтронная сортировка бериллиевых руд. Сортировка этих руд на установке РКС-2Б в вагонетках даёт возможность вывести в отвал 20-26 % породы с потерями в ней металла всего около 2 %. Одновременно выделяется и складывается около 20 % некондиционной руды. Наибольший эффект достигается на бедных рудах.

Высокие показатели получены при сортировке гамма-флюоресцентным методом оловянной руды скарнового типа в вагонетках: было выделено от 33

до 51,8 % хвостов с содержанием 0,04-0,07 % олова. Коэффициент обогащения при этом составил 1,37-1,61.

На одном из комбинатов несколько лет осуществляется сортировка флюоритовых руд нейтронно-активационным методом в вагонетках. Сообщается, что из некондиционных руд удаляется в среднем 6,5 % хвостов забалансовой руды, в результате чего содержание флюорита в обогащённом продукте соответствует товарной руде, которая направляется на дальнейший передел.

Интересен опыт сортировки в автосамосвалах комплексных танталсодержащих апатит-магнетитовых руд. В данном случае из руд с помощью РКС удаётся выделить танталсодержащую разновидность, причём содержание в ней ценного компонента соответствует содержанию в балансовых рудах. Таким образом, РКС позволила в рассматриваемом случае устранить разубоживание руд при добыче и их потерю в недрах.

На Садонском комбинате при гамма-флюоресцентной (рентгенорадиометрической) сортировке товарных полиметаллических руд в автосамосвалах и вагонетках ежегодно отбраковываются несколько десятков тысяч тонн породы и некондиционных руд.

В системе Минприроды России процессы радиометрической сепарации находят всё более широкое применение при технологической оценке разведываемых месторождений на стадиях технико-экономического обоснования кондиций, подсчёта запасов при предварительной и детальной разведке (руды оловянные, вольфрамовые, редкометаллические и др.). Эти работы создают благоприятную почву для последующего внедрения радиометрического разделения при сдаче месторождений в промышленную отработку.

Для выдачи руды даже с одного рудника используют несколько видов транспорта. Соответственно этому, а также учитывая типизацию руд и особенности производственной схемы предприятия, применяют сортировку разными дозами. Так, на Хрустальненском комбинате на руднике Юбилейный контролируемой партией служит руда в вагонетке и автомобиле, на руднике Центральный – в составе вагонеток, на руднике Силинский – доза 3-4 т на транспортере после скипового подъема и в автомобиле.

Чтобы оценить предполагаемую эффективность сортировки, нужно переходить от средних показателей изменчивости качества (дисперсия, коэффициент вариации) к анализу функции частот изменчивости содержаний $P(\alpha)$ в дозах руды интересующего объёма. Эту функцию обычно изображают графически, в интегральной или дифференциальной форме. Имея кривую $P(\alpha)$ и значения граничного $\alpha_{гр}$ нетрудно оценить доли богатой, бедной, непромышленной и прочих составляющих в объёме добычи руды, а также содержания в них полезного компонента и судить о перспективах сортировки.

На рис. 2 в качестве примера показаны кривые $P(\alpha)$ товарных руд на Хрустальненском комбинате. Из рисунка следует, что разные рудопотоки могут характеризоваться существенно различными кривыми $P(\alpha)$.

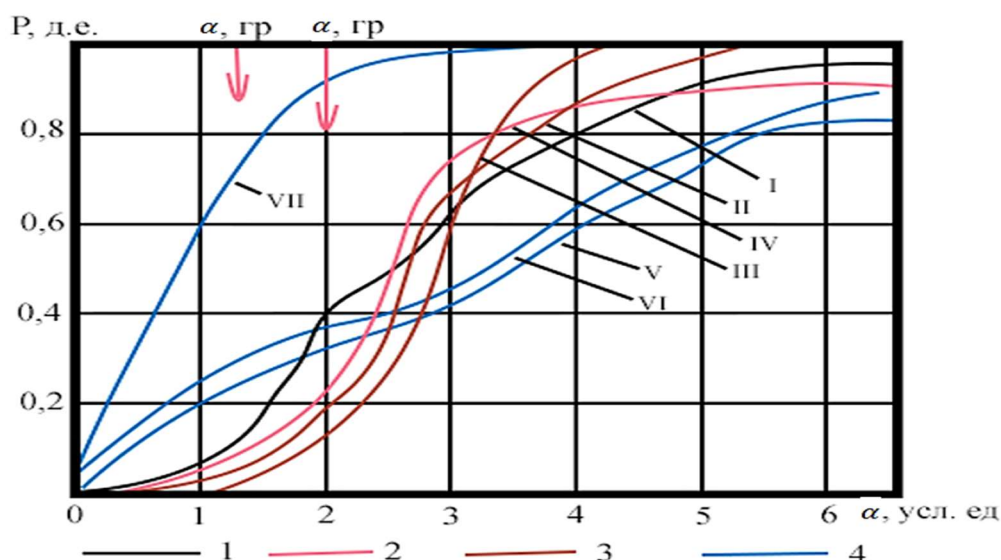


Рисунок 2 – Кривые распределения $P(\alpha)$ руд, обрабатываемых Хрустальненским комбинатом по содержанию олова в них:
 I-III – рудник Юбилейный, IV – рудник Центральный, V-VII – рудник Силинский;
 соответственно руда в целом, «руда» и «порода» с гор. 11

Доза разделения: 1 – вагонетки (масса руды примерно 1-3 т); 2 – составы вагонеток (от 5-15 до 40-50 т); 3 – автомобили (10-15 т); 4 – порции руды на транспортере (3-4 т).

По данным об ожидаемых показателях сортировки выбирают метод радиометрического обогащения.

Появление таких оперативных средств оценки качества руд и их сортировки, как ядерно-физическое опробование и ядерно-физическая сортировка (РС, РКС и др.), позволяет решить важную задачу: вовлечь в переработку старые отвалы и склады забалансовых руд, в которых на многих рудниках со временем сосредотачивается весьма значительный объём горной массы.

В настоящее время известно свыше 20 различных методов радиометрического разделения, это группы гамма-, бета-, нейтронных, рентгеновских, люминесцентных, оптических, радиорезонансных и магнитометрических методов.

Для медно-цинково-пиритных руд целесообразно изучение применимости наиболее разработанных и простых методов радиометрического разделения, использующих для разделения такие физические свойства, которые априорно являются существенно различными для рудных и породных минералов. Среди косвенных методов к ним могут быть отнесены радиорезонансные, предназначенные для обогащения по электропроводности, так как основные рудные минералы являются либо проводниками, либо полупроводниками, а породные минералы – непроводниками. Принципиально перспективным методом может считаться и фотометрический метод, поскольку такие минералы, как пирит и халькопирит, имеют селективный характер спектров отражения,

а породные минералы – неселективный характер. Применимость фотометрических методов, впрочем, как и радиорезонансных, может ограничиваться коррелированностью содержаний сфалерита с содержаниями пирита, халькопирита и его минералогическими разновидностями, особенностями кристаллического строения. Наиболее важным, и что особенно ценно, прямым методом радиометрического разделения медно-цинковых руд может явиться рентгенорадиометрический. Он принципиально осуществим в двух вариантах: гамма-флюоресцентном и рентгено-флюоресцентном, отличающихся источниками первичного излучения. В первом случае – изотопный источник, во втором – рентгеновская трубка.

Тенденция развития этих методов показывает, что наиболее перспективным является рентгено-флюоресцентный метод.

Преимуществами рентгенорадиометрического метода для разделения комплексных руд является возможность прямого измерения содержания нескольких полезных компонентов, в нашем случае таких как свинец, цинк, железо, возможность построения гибких алгоритмов принятия решения по удалению кусков с учетом комплексных критериев, учитывающих относительную стоимость металлов и т. д.

Список литературы

1. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М.: Недра, 1979. – 190 с.
2. Мокроусов В. А., Остроумов Г. В., Кузнецов А. П. Применение радиометрических методов для обогащения полезных ископаемых // Обогащение руд, 1985, № 5.
3. Цыпин Е. Ф., Шемякин В. С., Скопов С. В., Фёдоров Ю. О., Пестов В. В., Ентальцев Е. В. Обогащение минерального и техногенного сырья с использованием рентгенорадиометрической сепарации // Сталь, 2009, № 6, с. 75–78.
4. Цыпин Е. Ф. О возможности предварительной концентрации забалансовых руд / Е. Ф. Цыпин, Н. М. Тююшева, В. Я. Потапов и др. // Повышение комплексности использования сырья при переработке руд цветных металлов: сб. науч. трудов. – Свердловск: Ин-т «Унипромедь», 1988, с. 12-16.
5. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. – 206 с.
6. Газалеева Г. И. Рудоподготовка: дробление, грохочение, обогащение / Г. И. Газалеева, Е. Ф. Цыпин, С. А. Червяков. – Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. – 914 с.
7. Бочаров В. А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т.1. / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина. – М.: Руда и металлы, 2007. – 472 с.
8. Лапшин С. А., Мягкова Т. М., Соромотина Л. С., Курилков Б. Р. Исследование влияния предварительной концентрации на основе рентгенорадиометрической сепарации на показатели разделения тонковкрапленных свинцово-цинковых руд, 1984, № 1.
9. Лилеев В. А. Литвинцев Э. Г. Состояние и задачи радиометрического обогащения руд. – Обогащение руд цветных металлов, 1983, выпуск 4.
10. Ефремова Т. А. Рентгенофлуоресцентная сепарация полиметаллической руды / Т. А. Ефремова, Е. Ф. Цыпин, Т. Ю. Овчинникова, С. В. Мамонов, Д. Б. Елизаров // Известия вузов. Горный журнал. 2017. № 7. С. 113–119.

ВЛИЯНИЕ СИСТЕМЫ РАЗДЕЛЬНОГО ВАКУУМА НА ПОКАЗАТЕЛИ ФИЛЬТРОВАНИЯ МЕДНОГО ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА В КЕРАМИЧЕСКОМ ДИСКОВОМ ВАКУУМ-ФИЛЬТРЕ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕАГЕНТА-ВЛАГОПОНИЗИТЕЛЯ

Дмитракова У. В.¹, Николаев А. А.², Нефедьева М. В.³

¹ООО «НТЦ Бакор», ²ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», ³ООО «ПромХимРеагент»,
Москва, Россия

Снижение остаточной влажности флотационных концентратов является актуальной задачей на промышленных предприятиях [1, 2]. Ранее были опубликованы результаты исследований по повышению эффективности процесса фильтрования флотационных концентратов руд цветных металлов на керамических дисковых фильтрах (КДФ) с системой раздельного вакуума [2] и интенсификации процесса за счет применения анионных флокулянтов [3]. В частности, показано, что система раздельного вакуума позволяет снизить влажность кека в среднем на 0,5-1,0 % и повысить удельную производительность фильтровального оборудования на 80-100 кг/(м²·ч) по сравнению со стандартным режимом работы фильтра.

Для повышения показателей фильтрования могут использоваться реагенты, в том числе реагенты-влагопонижители, содержащие в своем составе поверхностно-активные вещества (ПАВ). Под поверхностно-активными веществами (ПАВ) понимаются соединения, адсорбция которых на межфазных границах сопровождается значительным понижением поверхностного натяжения. Для большинства таких веществ характерно дифильное строение, подразумевающее наличие полярной группы и неполярного углеводородного радикала в составе молекулы (иона). Углеводородный радикал, проявляющий поверхностную активность к неполярным фазам, вытесняется из полярной среды, что обуславливает ориентацию молекул в адсорбционном слое. Так, на границе водного раствора с воздухом формируется мономолекулярный слой, где углеводородные радикалы обращены в сторону газовой фазы. Процесс насыщения слоя ведет к уплотнению упаковки и установлению нормальной (перпендикулярной) ориентации молекул ПАВ относительно поверхности [4].

В данной работе представлены результаты по применению реагента-влагопонижителя BentoPlex® серии А 3030.

Для исследования использовали флотационный медный концентрат с массовой долей меди 22,9 %, который был отобран из питания керамического дискового вакуум-фильтра КДФ-108 в условиях действующего производства. Основная доля пробы (69 %) приходится на крупность –45 мкм, причем

39,6 % содержится в классе –20 мкм. Такой тип продукта относится к трудно-фильтруемым, поэтому при применении традиционной вакуум-системы в фильтрах зачастую результаты не соответствуют требованиям по содержанию влаги в кеке.

Результаты работы представлены в табл. 1 и на рис. 1.

Таблица 1 – Показатели фильтрования медного концентрата с применением реагента-влагопонижителя при раздельном вакууме и стандартной вакуумной системе

Параметры	Расход влагопонижителя, г/т			
	0	50	75	100
Среднее значение остаточной влажности (раздельный вакуум), %	16,4	15,8	14,3	12,1
Среднее значение остаточной влажности (стандартная вакуумная система), %	18,4	17,9	17,0	16,8

Результаты исследования свидетельствуют, что применение реагента BentoPlex® серии А 3030 в качестве влагопонижителя для процесса фильтрования дают положительный результат по снижению остаточной влажности кека фильтрования, но эффект их неодинаковый в зависимости от расхода реагента и типа вакуумной системы.

С увеличением расхода влагопонижителя с 75 до 100 г/т среднее значение остаточной влажности кека снижается с 14 до 12 % (на 2,2 %) при работе на модернизированной вакуумной системе с раздельным вакуумом. С увеличением расхода влагопонижителя с 75 до 100 г/т среднее значение остаточной влажности снижается с 17 до 16,8 % (на 0,2 %) при фильтровании на традиционной вакуумной системе, что доказывает эффективность системы раздельного вакуума при обезвоживании флотационных концентратов руд цветных металлов.

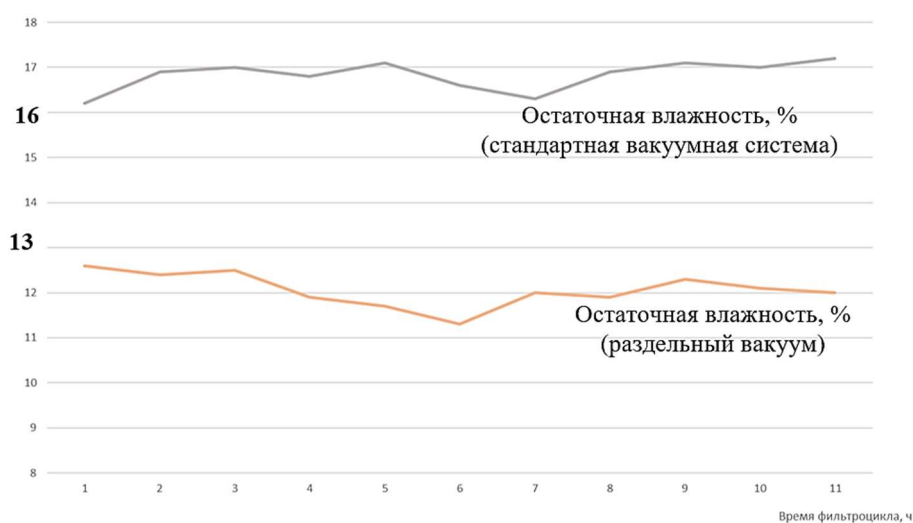


Рисунок 5 – Остаточная влажность кека фильтрования при добавлении реагента-влагопонижителя BentoPlex® серии А 3030 (расход 100 г/т)

Важно отметить, что удельная производительность находилась в диапазоне 200-260 кг/(ч·м²) для традиционной вакуум-системы и 280-350 кг/(ч·м²) – для системы раздельного вакуума.

Таким образом, результаты исследования показали, что применение системы раздельного вакуума как в отсутствии, так и при использовании влагопонижителя дает лучший результат по остаточной влажности кека, чем традиционная вакуум-система при фильтровании флотационного медного концентрата в керамическом дисковом вакуум-фильтре.

Рекомендовано проведение промышленных испытаний влагопонижителя на КДФ-108.

Список литературы

1. Оптимизация режима работы технологического оборудования и нормирование удельного электропотребления на горно-обогатительных комбинатах / Р. В. Ключев, О. А. Гаврина, И. В. Маскуров, А. И. Тилов // Вести высших учебных заведений Черного моря. – 2022. – Т. 18, № 2(68). – С. 3-13. – DOI 10.53015/18159958_2022_18_2_3.
2. Дмитракова У. В. Повышение эффективности процесса фильтрования флотационных концентратов руд цветных металлов на керамических дисковых вакуумных фильтрах с системой раздельного вакуума / У. В. Дмитракова, А. А. Николаев // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья : Материалы XXX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXIII Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 03–04 апреля 2025 года. – Екатеринбург: ООО "Типография ФортДиалог", 2025. – С. 211-214.
3. Дмитракова У. В. Интенсификация процесса фильтрования флотационных концентратов руд цветных металлов на керамических дисковых вакуумных фильтрах / У. В. Дмитракова, А. А. Николаев // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья : Материалы XXX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXIII Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 03–04 апреля 2025 года. – Екатеринбург: ООО "Типография ФортДиалог", 2025. – С. 214-215.
4. Мянтьари М., Нистрём М., Экберг Б. Влияние флокулянтов на фильтрацию медных концентратов с помощью керамического капиллярного фильтра // Minerals engineering. – 1996. – Т. 9. – №. 4. – С. 419-428.
5. Резаи А. Х. и др. Влияние флокулянта, поверхностно-активного вещества, коагулянта и вспомогательного вещества для фильтрации на эффективность обработки медного концентрата: механизм и оптимизация // Журнал "Горная промышленность и окружающая среда". – 2020. – Т. 11. – № 1. – С. 119-141.
6. Mahdi, Faiz & Hunter, Timothy & Holdich, Richard. (2019). A Study of Cake Filtration Parameters Using the Constant Rate Process. Processes. 7. 746. 10.3390/pr7100746.
7. Tarabara V. V.; Hovinga R. M.; Wiesner M. R. Constant transmembrane pressure vs. constant permeate flux: Effect of particle size on crossflow membrane filtration. Environ. Eng. Sci. 2002, 19, p. 343–355.
8. Tien C. Introduction to Cake Filtration: Analyses, Experiments and Applications; Elsevier: Amsterdam, The Netherlands, 2006.
9. Kotlyarov G. G. Investigations of the relations between the filtration constant of low-concentration suspensions and filtration pressure and solid-phase concentration. Chem. Pet. Eng. 1976, 12, p. 416–418.
10. Baird R. L.; Perry M. G. The distribution of porosity in filter cakes. Filtr. Sep. 1967, 4, p. 471–475.

ВЛИЯНИЕ ТИПА И ХАРАКТЕРИСТИК ФИЛЬТРОВАЛЬНЫХ ПЕРЕГОРОДОК НА УДЕЛЬНОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ОСАДКА ПРИ ФИЛЬТРОВАНИИ МЕДНОГО ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА НА КЕРАМИЧЕСКОМ ДИСКОВОМ ВАКУУМ-ФИЛЬТРЕ

Дмитракова У. В.¹, Николаев А. А.²

¹ООО «НТЦ Бакор»

²ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский технологический университет «МИСИС», Москва, Россия

Известно, что эффективность фильтрования флотационных концентратов определяется совокупностью факторов: гранулометрическим и физико-химическим составом твердой фазы, перепадом давления в аппарате, а также реагентным режимом фильтрования и др. Однако, помимо характеристик суспензии и режимов работы оборудования, существенное влияние на кинетику процесса оказывает тип применяемой фильтровальной перегородки. В связи с этим были проведены исследования, направленные на оценку влияния свойств фильтровальных перегородок на показатели фильтрования медных флотационных концентратов.

Целью данной работы являлось изучение влияния типа и характеристик керамических фильтровальных перегородок на удельное сопротивление осадка при фильтрации медного флотационного концентрата на дисковом вакуум-филт্রে (КДФ).

Процесс фильтрования описывается уравнением Дарси при постоянном давлении, где общее сопротивление складывается из сопротивления перегородки и слоя осадка. Обработка экспериментальных данных в координатах $t/V=f(V)$ позволяет отдельно определить удельное сопротивление осадка и сопротивление фильтровальной перегородки.

Исследования проводились на автоматизированной установке ООО «НТЦ «Бакор». Принцип действия аналогичен стандартному вакуум-фильтрованию на воронке Бюхнера, но процесс автоматизирован: регистрация массы фильтрата, давления и толщины осадка (ультразвуковым датчиком с точностью 0,025 мм) ведется в реальном времени. Подача суспензии осуществляется порционно (из расчета 200 г твердого на 150 мл воды) либо непрерывно насосом до формирования слоя осадка толщиной 3–8 мм. Управление процессом (открытие клапана, начало отсчета) и запись данных осуществляются специализированным ПО. Полученный CSV-файл служит основой для расчета искомых параметров.

Изучено влияние керамических фильтровальных перегородок на удельное сопротивление кека. Отмечено, что с увеличением значений вакуума с 0,5 до 0,9 бар увеличивается удельное сопротивление осадка, при этом величина сопротивления зависит от характеристик фильтровальных перегородок.

Список литературы

1. Оптимизация режима работы технологического оборудования и нормирование удельного электропотребления на горно-обогатительных комбинатах / Р. В. Ключев, О. А. Гаврина, И. В. Маскуров, А. И. Тилов // Вести высших учебных заведений Черного моря. – 2022. – Т. 18, № 2(68). – С. 3-13. – DOI 10.53015/18159958_2022_18_2_3.
2. Дмитрикова У. В. Повышение эффективности процесса фильтрования флотационных концентратов руд цветных металлов на керамических дисковых вакуумных фильтрах с системой раздельного вакуума / У. В. Дмитрикова, А. А. Николаев // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья : Материалы XXX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXIII Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 03–04 апреля 2025 года. – Екатеринбург: ООО "Типография ФортДиалог", 2025. – С. 211-214.
3. Дмитрикова У. В. Интенсификация процесса фильтрования флотационных концентратов руд цветных металлов на керамических дисковых вакуумных фильтрах / У. В. Дмитрикова, А. А. Николаев // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXX Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XXIII Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 03–04 апреля 2025 года. – Екатеринбург: ООО "Типография ФортДиалог", 2025. – С. 214-215.

УДК 622.7

ПРОЦЕССЫ БРИКЕТИРОВАНИЕ УГЛЯ В СИСТЕМЕ ТЭС

Бураков И. А., Морыганова Ю. А., Быковский Е. А.
ФГБОУ ВО «Национальный исследовательский университет «МЭИ»,
Москва, Россия

Уголь продолжает оставаться важнейшим источником энергии для промышленности и энергетики по всему миру, несмотря на нарастающие тенденции перехода к более экологичным и возобновляемым источникам энергии. Важно отметить, что массовое использование угля связано с несколькими экологическими проблемами, такими как загрязнение воздуха угольной пылью и выбросы токсичных веществ, которые негативно влияют на окружающую среду и здоровье человека. Чтобы минимизировать эти проблемы, требуется разработка эффективных технологий переработки угля, которые не только улучшат его энергетическую эффективность, но и уменьшат его экологический след. Одним из таких решений является брикетирование угля, которое позволяет переработать угольную мелочь и отходы угольной промышленности в компактные, высококачественные брикеты [1].

Брикетирование угля – это процесс переработки угольной мелочи в компактные брикеты с использованием прессования и, в некоторых случаях, связующих материалов. Этот процесс не только повышает эффективность использования угля, но и помогает снизить загрязнение окружающей среды, уменьшив количество пыли, золы и токсичных выбросов при его сжигании [2].

С начала XX века угольные брикеты использовались не только для бытового отопления, но и для нужд крупной энергетики. Например, Energy Brix

Power Station в Австралии использовала брикеты на основе бурого угля для выработки электроэнергии, одновременно перерабатывая угольную мелочь в брикеты на своем заводе. Это позволило эффективно использовать ресурсы, минимизируя потери и улучшая энергетическую эффективность. Однако с 2014 года с постепенным снижением использования угольных брикетов в энергетике роль таких технологий в крупных энергосистемах начала уменьшаться.

Например, традиционные «рентан» (эн. Rentan – букв. «улей-брикеты») из Японии и Кореи представляли собой прессованные угольные брикеты, использовавшиеся для отопления и приготовления пищи в жилых зданиях. В Южной Корее их применяли в сочетании с системой отопления ондолъ, где пламя служило одновременно для готовки и подогрева пола. Популярность брикетов в Корее достигла пика в 1980-х годах, но затем резко снизилась вследствие повсеместного перехода на газовые и жидкотопливные котлы из-за опасности отравлений угарным газом и повышения стандартов безопасности.

Угольные брикеты имеют несколько ключевых технических преимуществ по сравнению с традиционным углем. Во-первых, брикеты обладают повышенной теплотворной способностью, что означает, что они могут выделять больше энергии на единицу массы, чем стандартный бурый уголь [3]. Это делает их более эффективными в процессе сжигания, особенно для малых и средних энергетических установок. Основной причиной, по которой угольные брикеты не могут полностью заменить уголь на крупных ТЭС, является масштаб. Крупные энергетические установки с мощностью более 500 МВт требуют больших объемов топлива, что делает использование брикетов экономически нецелесообразным, так как их производство и подготовка требует больших затрат. На малогабаритных ТЭС, где мощность не превышает 50-100 МВт, использование брикетов может быть более эффективным, поскольку:

- 1) затраты на подготовку топлива будут относительно невысоки;
- 2) меньшие объемы топлива и его подготовка для сжигания проще контролируются и не требуют сложных систем подачи;
- 3) в малых энергетических установках возможность частичной замены угля на брикеты снижает зависимость от крупных угольных шахт и позволяет более эффективно перерабатывать угольные отходы и мелочь.

Кроме того, брикеты имеют стандартизированную форму и размер, что упрощает процесс их транспортировки и хранения. Это особенно важно для распределенной энергетики, где энергопроизводственные установки могут находиться вдали от крупных угольных шахт или центральных складов. Для малых и средних ТЭС и микросетей, где важна не только эффективность, но и компактность установки, угольные брикеты оказываются идеальным выбором. Процесс их сжигания проще контролировать и регулировать, так как они

обеспечивают стабильное горение без резких скачков температуры, что повышает экологическую безопасность и снижает загрязнение. Угольные брикеты идеально подходят для коммунальных и промышленных котельных, где высокая теплотворная способность и чистота сгорания играют ключевую роль. К тому же их низкая влажность и компактная форма обеспечивают более долгий срок хранения и меньшие потери при транспортировке, что значительно упрощает процесс их использования в удаленных регионах. Угольные брикеты обладают важным экологическим преимуществом: при их сжигании выбрасывается значительно меньше загрязняющих веществ, таких как углекислый газ (CO_2), оксиды серы (SO_x), азота (NO_x) и летучие органические вещества. Это связано с тем, что процесс сжигания брикетов проходит при более высокой температуре и меньшем количестве кислорода, что минимизирует выбросы токсичных веществ в атмосферу. Использование брикетов позволяет также снизить количество золы и других твердых отходов, что делает их более экологически чистым вариантом по сравнению с традиционными угольными топливами. Таким образом, угольные брикеты помогают не только улучшить энергетическую эффективность, но и поддерживать соблюдение экологических стандартов. Использование угольных брикетов способствует устойчивому развитию энергетики, особенно в странах, которые стремятся снизить углеродный след и улучшить качество окружающей среды. При этом важным является тот факт, что брикеты могут быть изготовлены из угольной мелочи, которая обычно является отходом угольных шахт и переработки угля. Это снижает потребность в добыче нового угля и способствует более эффективному использованию существующих угольных ресурсов [4, 5].

Методы формирования брикетов напрямую зависят от применяемого связующего и свойств исходного угольного сырья. Наиболее распространенные методы включают:

1. Прессование при высоком давлении (выше 80 МПа/см^2). Этот метод применяется для угольных мелочей, обладающих хорошими адгезионными свойствами. Он позволяет сформировать брикеты без применения связующих веществ за счет взаимодействия частиц угля при высоком давлении. Однако, этот метод ограничен по типу угля и не всегда дает продукцию с высокой прочностью, что ограничивает его применение [2, 3].

2. Прессование с использованием органических и неорганических связующих. Этот способ позволяет получить более прочные брикеты, подходящие для более широкого спектра углей. Связующие вещества, такие как древесные отходы, цемент, известь и различные полимерные добавки, обеспечивают необходимую прочность и термостойкость брикетов. Этот метод более универсален и позволяет производить угольные брикеты из антрацита, бурых углей и даже отходов угольной промышленности [2-4].

Хотя технологии брикетирования угля имеют множество преимуществ, они также сталкиваются с рядом проблем. Одной из ключевых является вы-

сокая стоимость связующих веществ и энергозатраты на процесс брикетирования. Органические и неорганические связующие, такие как нефтебитумы или синтетические полимеры, могут быть дорогими и токсичными, что ограничивает их использование в широком масштабе, особенно в странах с ограниченными ресурсами. Для преодоления этой проблемы большое внимание уделяется исследованию перспективных эколого-чистых связующих. Например, использование растительных отходов или продуктов переработки биомассы, таких как лигносульфонаты или карбоксиметилцеллюлоза, позволяет создать более дешевые и безопасные связующие, которые не только снижают себестоимость производства, но и делают процесс брикетирования более экологически чистым [5, 6].

Вопрос экологии является ключевым при производстве и сжигании угольных брикетов. Традиционные угли при сжигании выделяют токсичные вещества, такие как оксиды углерода, оксиды серы и азота, а также летучие тяжелые металлы и канцерогенные вещества. В отличие от традиционного угля, угольные брикеты, особенно бездымные, имеют несколько важных экологических преимуществ:

1. Снижение выбросов: при производстве бездымных брикетов удаляются летучие органические вещества, которые могут быть вредными для окружающей среды. Сжигание таких брикетов приводит к значительно меньшему количеству вредных выбросов в атмосферу, таких как оксиды серы и азота, углекислый газ и полициклические ароматические углеводороды (ПАУ) [6, 7].

2. Меньше образования золы и шлаков: брикеты имеют улучшенную структуру, что позволяет им гореть более равномерно и эффективно. Это уменьшает образование золы и сажи, что облегчает процесс очистки дымовых газов и снижает нагрузку на экологическую ситуацию в местах сжигания [6, 7].

Производство угольных брикетов, несмотря на все экологические и эксплуатационные преимущества, сталкивается с экономическими трудностями. Одной из них является высокая стоимость оборудования и энергозатраты на процесс брикетирования. Особенно это касается применения высокоскоростных прессов и сушильных устройств, которые требуют значительных вложений в энергетические ресурсы. Однако, есть и значительные экономические преимущества: брикеты имеют большую теплотворную способность по сравнению с обычным углем, что способствует экономии топлива и снижению затрат на его сжигание. Кроме того, они обладают стандартной геометрией, что упрощает их хранение и транспортировку [6-8].

Угольные брикеты играют важную роль в переходе к более чистой энергетике и снижении воздействия угля на окружающую среду. Благодаря повышенной теплотворной способности, меньшим выбросам и низким затратам на транспортировку и хранение, брикеты становятся идеальным топливом для

малых и средних энергетических установок и локальных ТЭС. Их использование способствует устойчивому развитию энергетики, снижая зависимость от крупных угольных шахт и обеспечивая более эффективное перераспределение угольных ресурсов. Угольные брикеты оказываются особенно выгодными для стран, стремящихся снизить углеродный след, улучшить качество окружающей среды и увеличить энергетическую безопасность [7, 8].

Список литературы

4. Яблокова М. А., Пономаренко Е. А., Георгиевский Н. В. Современные технологии и оборудование для утилизации мелких нетоварных фракций нефтяного кокса (обзор) // Известия Санкт-Петербургского государственного технологического института (технического университета). – 2016. – №. 34 (60). – С. 67-78.
5. Крохин В. Н. Брикетирование углей [Текст] / В. Н. Крохин. – М.: Недра, 1974. – 216 с.
6. Ким С. В. и др. Исследование процесса полукоксования углей для получения бездымного топлива // Труды университета. – 2018. – №. 4. – С. 34-37.
7. Рожнева А. А., Гурьева М. А. Эффективность переработки промышленных отходов путем брикетирования угольной пыли // Бизнес и окружающая среда: баланс интересов. – 2013. – С. 19-24.
8. Быковский Е. А. Аналитический обзор способов брикетирования угля и угольной мелочи / Е. А. Быковский, И. А. Бураков // Энергетика: состояние, проблемы, перспективы: материалы XVI Всероссийской научно-технической конференции. Оренбург: ОГУ. 2025. – 376 с. С. 49 - 53.
9. Попов Е. М. Обоснование и разработка малотоксичного связующего и технологии производства на его основе бездымных угольных брикетов из антрацитовых штыбов: дис. – М.: ИПКОН РАН, 2021.
10. Украинцева П. В. Инновационные пути развития предприятий. Инновации СУЭК // Аспирант. – 2020. – №. 4. – С. 177-180.
11. Попов Е. М. Исследование свойств бездымных антрацитовых брикетов, полученных при различных соотношениях штыба и шлама // Безопасность труда в промышленности. – 2015. – №. 1. – С. 52-54.

УДК 62.61; 62.66

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ И ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ ДЛЯ РАЗВИТИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА

Йе В. А., Бураков И. А., Йе Х. К., Турлаев П. С., Машков А. В.
ФГБОУ ВО «Национальный исследовательский университет «МЭИ»,
Москва, Россия

В рамках Национального плана электрификации (НПЭ) Мьянмы, разработанного в 2014 г. для достижения стопроцентной электрификации к 2030 г., планируется значительное увеличение доли угля в топливно-энергетическом балансе до 33 % [1]. Учитывая, что уровень электрификации в 2017–2018 годах составлял всего около 29 % в городах и 25,5 % в сельской местности, для новых ТЭС критически важно применение современных экологических и экономических технологий [1, 2].

Ключевое направление повышения эффективности угольной генерации – предварительная подготовка топлива. Уголь месторождений Мьянмы (Тигиит, Калева, Чжо Сейн и др.) отличается нестабильным составом, высокой зольностью и влажностью. Прямое сжигание такого топлива увеличивает выбросы и снижает эффективность энергоблоков, поэтому особую актуальность приобретают схемы комплексной переработки угля, включающие обогащение и газификацию [3, 4].

Методы обогащения как первая ступень переработки угля. Среди методов обогащения энергетических углей наиболее применим гравитационный способ благодаря низкой себестоимости концентрата. Особо выделяется обогащение в тяжелых средах как простое и экономически эффективное [5].

В мировой практике чаще всего используются магнетитовые и водопесочные суспензии. Однако, несмотря на высокую эффективность разделения, они требуют постоянной гомогенизации, сложны в регенерации и приводят к уносу утяжелителя с концентратом, что снижает содержание горючей массы [5, 6].

Альтернативой являются однородные тяжелые жидкости, например, природные рассолы. Исследования НИУ «МЭИ» подтвердили возможность использования хлоридных натриевых рассолов (плотность 1160–1165 кг/м³) для углей Мьянмы. Эффективность обогащения составила от 26,92 % до 64,27 % (для угля Чжо Сейн), что считается приемлемым результатом. Недостаток метода – невысокая плотность разделения, ограничивающая глубину обогащения высокзольных углей [7].

Более перспективным оказалось применение растворов бишофита ($\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$) марок «А» (до 1300 кг/м³) и «Б» (до 1200 кг/м³). Лабораторные испытания на углях Мьянмы показали эффективность от 33,79 до 63,36 %. Использование бишофита исключает необходимость гомогенизации, упрощает эксплуатацию, повышает теплоту сгорания концентрата в 1,03–1,13 раза и сокращает объем золошлаковых отходов в 2,13–5,19 раза по сравнению с исходным углем. Оптимальная крупность частиц – менее 0,315 мм [8, 9].

Разработка и совершенствование методов обогащения. Комплексные исследования позволили разработать новый, более эффективный метод подготовки угля – способ гравитационно-промывочной сепарации [10]. Данный метод включает в себя не только основную стадию разделения в тяжелой среде, но и последующую промывку как концентрата, так и отходов обогащения (хвостов).

В табл. 1 представлены результаты изменения зольности продуктов обогащения для углей различных месторождений в зависимости от типа и плотности тяжелой среды при использовании гравитационно-промывочной сепарации.

Как видно из табл. 1, применение метода гравитационно-промывочной сепарации с использованием в качестве тяжелой среды бишофита позволяет снизить зольность концентрата в разы (например, для угля Тигиит с 6,0 до

3,67 % и для угля Калева с 8,0 до 4,02 %). Помимо снижения зольности, обогащение позволяет сократить содержание серы в топливе.

Таблица 1 – Зольность продуктов гравитационно-промывочной сепарации

Место-рождение угля	Плотность тяжёлой среды, кг/м ³	Зольность концентрата до промывки (A ₁), %	Зольность концентрата после промывки (A ₂), %	Убыль зольности после промывки ($\Delta A = A_1 - A_2$), %
Тигиит	1300	4,00	3,67	0,33
	1200	6,00	4,00	2,00
Калева	1300	4,33	4,02	0,31
	1200	8,00	7,00	1,00

Газификация как завершающий этап подготовки топлива. Следующий этап переработки угля – газификация. Обогащенный концентрат с низкой зольностью поступает в газификатор для получения синтез-газа. В зависимости от потребностей энергосистемы, он используется самостоятельно или в смеси с другими видами топлива.

Особый интерес представляет комплексное использование продуктов месторождения, включая шахтный метан. В угледобывающих странах актуальна проблема утилизации рудничного газа: его состав нестабилен (метан 60–98 %), а объемы выхода (30–40 м³/т) недостаточны для крупных энергообъектов [12].

Решением является подготовка и смешение газов. Синтез-газ служит стабильной основой для смеси, а рудничный газ после очистки подмешивается к нему. Исследования подтверждают перспективность смеси из 98 % синтез-газа и 2 % рудничного газа [13] для газотурбинных установок на ТЭС с парогазовым циклом. Оценка применимости такой смеси для различных ГТУ подтверждает техническую возможность и экономическую целесообразность данного подхода.

Схема комплексной энерготехнологической переработки. Обобщая вышесказанное, авторами была разработана и предложена технологическая схема комплексной разработки угольного месторождения с использованием циклов переработки в составе энерготехнологического комплекса (ЭТК) или завода (ЭТЗ) [3]. На рис. 1 представлена схема комплексной переработки угольных месторождений.

Данная схема позволяет максимально эффективно использовать все ресурсы месторождения, минимизировать отходы, сократить выбросы вредных веществ и повысить общую энергетическую и экономическую эффективность угольной генерации.

Оценка применимости технологий. Для оценки перспектив внедрения энерготехнологических комплексов (ЭТК) на конкретных территориях разработан специализированный коэффициент использования (КИ_{ЭТК}). КИ_{ЭТК} учитывает конкурентоспособность угольной генерации, наличие лицензий и

производств, качество угля, доступность высокоминерализованных вод для обогащения и потребность в товарной продукции.

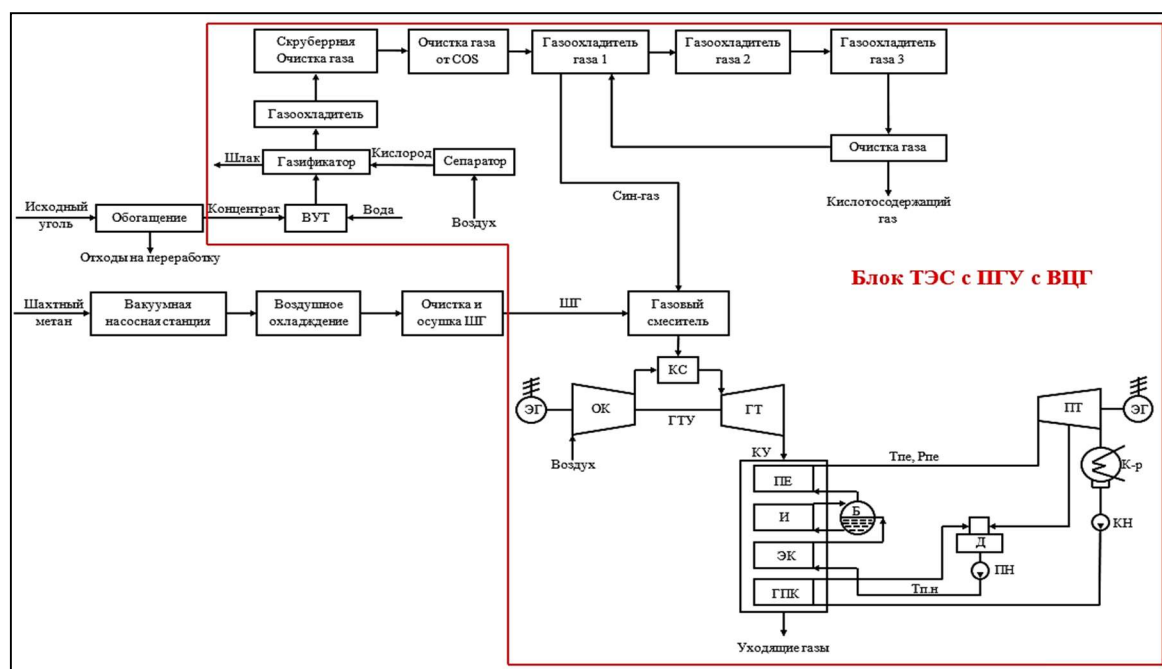


Рисунок 1 – Технологическая схема комплексной разработки угольных месторождений Республики Союз Мьянма

Расчет $KI_{ЭТК}$ для Мьянмы выявил диапазон значений от 0,6 до 3,4 [14]. Снижению коэффициента способствуют наличие собственной нефти и газа, снижающее конкурентоспособность угля, а также неравномерное распределение ресурсов (например, высокоминерализованные воды в грабене Иравади). Максимальное значение (3,4) получено для штата Шан, что подтверждает целесообразность создания там ЭТК.

Выводы. В качестве необходимой ступени подготовки низкокачественных углей Мьянмы к дальнейшему энергетическому использованию выступает применение процессов обогащения, в частности гравитационной сепарации в тяжелых средах. Использование однофазных тяжелых сред, таких как природные подземные хлоридные натриевые рассолы и растворы бишофита, позволяет не только упростить эксплуатацию оборудования, но и повысить эффективность разделения угля. Комплексная переработка угля с включением стадии газификации и последующим смешением полученного синтез-газа с очищенным рудничным газом решает проблему утилизации последнего и создает стабильную топливную композицию, пригодную для использования в высокоэффективных парогазовых установках (ПГУ). Предложенная схема энерготехнологического комплекса позволяет реализовать принципы рационального природопользования, повысить энергетическую эффективность и снизить экологическую нагрузку от угольной генерации в условиях Мьянмы, что подтверждается расчетами коэффициента использования для различных регионов страны.

Список литературы

1. Myanmar National Electrification Program (NEP) Roadmap and Investment Prospectus, Final Road Map and Investment Prospectus, September 2014. – 78 pp.
2. Ёе В. А., Ёе Х. К., Бураков И. А. Разработка систем энерготехнологической подготовки топлива в Мьянме // Материалы Международной научно-технической конференции «Состояние и перспективы развития электро- и теплотехнологии» (XXIII Бенардосовские чтения). – Иваново: ИГЭУ, 2025. – Т. 2. – С. 3-5.
3. Ёе В. А., Ёе Х. К., Бураков И. А., Турлаев П. С., Манков А. В. Повышение эффективности использования энергетического угля в качестве топлива для работы электростанций в Мьянме путем обогащения и газификации // Материалы XXX Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург, 2025. – С. 2-6.
4. Аунг Х. Н. и др. Оценка возможности применения подземных природных хлоридных натриевых рассолов в рамках реализации процессов гравитационного обогащения энергетических углей Республики Союз Мьянма // Энергосбережение и водоподготовка. – 2021. – № 6 (134). – С. 4–9.
5. Авдохин В. М. Обогащение углей: учебник для вузов в 2 т. – М.: Издательство «Горная книга», 2012. Т. 1. «Процессы и машины» – 424 с.
6. Клейн М. С., Вахонина Т. Е. Технология обогащения углей: учеб. пособие [Электронный ресурс]. – Кемерово: КузГТУ, 2011. – 128 с.
7. Бураков И. А., Бураков А. Ю., Никитина И. С., Аунг Х. Н., Ёе В. А., Ануфриева Е. А. Применение подземных природных рассолов для обогащения энергетических углей // Материалы III Международной конференции «Современные проблемы теплофизики и энергетики». – М.: НИУ «МЭИ», 2020. – С. 500.
8. Ёе В. А. Использование бишофита в качестве тяжелой среды для гравитационного обогащения энергетических углей Республики Союз Мьянма // Тезисы докладов 29-й Международ. науч.-техн. конф. студентов и аспирантов «Радиоэлектроника, электротехника и энергетика». – М.: НИУ «МЭИ», 2023. – С. 3.
9. Ёе В. А., Бураков И. А. Применение бишофита в качестве тяжёлой среды для обогащения энергетических углей Республики Союз Мьянма // Материалы Международной научно-технической конференции «Состояние и перспективы развития электро- и теплотехнологии» (XXII Бенардосовские чтения). – Иваново: ИГЭУ, 2023. – Т. 2. – С. 4-5.
10. Патент на изобретение RU 2835405 С1, 25.02.2025. Бураков И. А., Попов С. К., Горбунов А. И., Никитина И. С., Бураков А. Ю. Способ гравитационно-промывочной сепарации углей.
11. Бураков И. А., Бураков А. Ю., Ёе Винт Аунг, Ёе Хтут Къё, Машков А. В., Турлаев П. С. Подготовка низкокачественного угля перед процессами горения и газификации // Энергобезопасность и энергосбережение. – 2025. – № 5-6 (125-126). – С. 49-54.
12. Сластинов С. В., Коликов К. С., Каркашадзе Г. Г., Ермак Г. П. Извлечение и использование шахтного метана – основа рациональной разработки угольных месторождений // Рукописи, депонированные в издательстве «Горная книга», 2014. – С. 235–239.
13. Бураков И. А., Ёе В. А., Недик Р. А. Оценка возможности использования смеси синтетического и рудничного газов в качестве топлива на ТЭС с ПГУ // Материалы Международной научно-технической конференции «Состояние и перспективы развития электро- и теплотехнологии» (XXI Бенардосовские чтения). – Иваново: ИГЭУ, 2021. – Т. 2. – С. 3-5.
14. Бураков И. А., Ёе Винт Аунг, Ёе Хтут Къё, Турлаев П. С., Машков А. В. Оценка возможности использования энерготехнологических комплексов для переработки низкокачественных углей на примере России, Монголии и Мьянмы // Энергобезопасность и энергосбережение. – 2025. – № 4 (124). – С. 35-41.

СИНТЕЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ И МОБИЛЬНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КАК ОСНОВА КОНЦЕПЦИИ УТИЛИЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ ОТХОДОВ

Герасименко Е. А., Бураков И. А.

ФГБОУ ВО «Национальный исследовательский университет «МЭИ»,
Москва, Россия

Введение. Накопление отходов угледобычи и углеобогащения является одной из острейших экологических проблем угледобывающих регионов России, таких как Кузбасс и Донбасс. Хранилища отходов занимают тысячи гектаров плодородных земель, являются источниками пыления, загрязнения водных объектов и самовозгорания [1, 2]. Традиционные методы рекультивации затратны и не решают проблему энергетического потенциала, заключенного в отвалах, которые содержат до 10-20 % угля и значительное количество серы [1].

Современная Энергетическая стратегия РФ до 2050 г. ставит задачи не только по повышению энергоэффективности, но и по утилизации отходов производства, увеличению доли рекультивированных земель до 90 % и вовлечению золошлаков в хозяйственный оборот [3]. В связи с этим, разработка мобильных комплексов, способных непосредственно на месте превращать техногенные образования в источник энергии и безопасный минеральный остаток, является актуальной задачей, обладающей научной новизной и значимостью для обеспечения техносферной безопасности.

Научная новизна и авторский вклад. Новизна предлагаемой концепции мобильного энерго-рекультивационного комплекса заключается в синтезе трех научно-технических направлений, ранее не применявшихся комплексно:

1. Перенос принципов классической ПГУ, разработанных для стабильных геологических пластов [4, 5], в неоднородную, рыхлую среду техногенного «месторождения». Это требует пересмотра методов вскрытия и режимов газификации.

2. Отказ от капитального строительства стационарных предприятий [6] в пользу автономного комплекса на колесных платформах, что позволяет эффективно обрабатывать удаленные и небольшие по объему объекты [7].

3. Использование энергии, полученной из отходов (низкокалорийного синтез-газа), для обеспечения работы самого комплекса, а минерального остатка – для рекультивации.

Личный вклад автора на данном этапе заключается в системном анализе существующих проблем утилизации отходов [1, 2], обобщении передового опыта в области ПГУ [4, 5, 8], и формулировании на этой основе концептуальной архитектуры мобильного энерго-рекультивационного комплекса, адаптированной к специфике российских угольных регионов.

Технологический цикл и начальные этапы реализации. В данной статье рассматриваются начальные этапы замкнутого цикла (рис. 1) работы мобильного энерго-рекультивационного комплекса, имеющие ключевое значение для последующей эффективности и безопасности.



Рисунок 1 – Цикл работы мобильного энерго-рекультивационного комплекса

Этап 1. Предварительный анализ и выбор объекта

На основе картографических данных и архивных материалов (например, по Подмосковному бассейну, Кузбассу или Донбассу) проводится первичный скрининг. Критериями отбора являются: объем отвала, содержание горючей массы (лигниты, уголь), зольность, близость к транспортной и энергетической инфраструктуре, а также наличие признаков эндогенных пожаров [2].

Этап 2. Полевые исследования и цифровое моделирование массива

Ключевой этап, определяющий параметры будущей газификации. Мобильная буровая установка с системой экспресс-анализа керна (рентгенофлуоресцентный анализ) позволяет построить детальную 3D-модель отвала. Модель должна отражать распределение плотности, влажности и концентрации углерода. Полученные данные являются входными для математического моделирования процесса. Как показывают исследования [9], изменение состава окислителя и температуры существенно влияет на выход и состав конечного газа. Для неоднородного массива моделирование тепломассопереноса и физико-химических превращений становится критически важным инструментом прогноза фронта горения и газодинамики [10].

Этап 3. Инженерное обустройство и инициирование процесса газификации

На основе рассчитанной модели в теле отвала бурится система нагнетательных и отборных скважин. В отличие от классической ПГУ, где процесс идет в канале [8], здесь ожидается фильтрационное горение в пористой среде. Подача окислителя (воздуха или паровоздушной смеси) инициирует неполное окисление углеродсодержащей массы. Результатом является получение низкокалорийного синтез-газа (CO , H_2 , CH_4 , N_2), пригодного для сжигания в газопоршневых установках [5].

Одним из ключевых факторов, определяющих эффективность работы мобильного энерго-рекультивационного комплекса, является засоренность перерабатываемого массива негорючими компонентами (породой, золой). В

отличие от чистой угольной массы, отвалы содержат значительное количество балласта.

Управление рисками на начальных этапах

Предлагаемая концепция включает меры по минимизации техногенных рисков уже на начальных стадиях.

Моделирование позволяет оценить риск обрушения массива при его термическом расширении, чтобы исключить воздействие на соседние объекты.

Проектом предусматривается система непрерывного мониторинга давления и состава газа в скважинах для недопущения образования взрывоопасных концентраций.

Опыт проектов в Австралии [4] показал необходимость контроля загрязнения подземных вод. В связи с этим, в состав мобильного энерго-рекультивационного комплекса включен блок мониторинга периметральных скважин для контроля миграции бензола и фенолов [4].

Заключение. Представленная концепция мобильного энерго-рекультивационного комплекса базируется на синтезе технологий подземной газификации, мобильного оборудования и принципов замкнутых циклов. Начальные этапы (разведка и моделирование) имеют критическое значение для адаптации процесса к условиям неоднородного техногенного массива и обеспечения безопасности. Перспективы использования результатов включают создание модели мобильного энерго-рекультивационного комплекса для отработки технологии на одном из полигонов Кузбасса или Донбасса, что позволит не только получать тепловую и электрическую энергию, но и возвращать нарушенные земли в хозяйственный оборот, решая задачи, поставленные в Энергетической стратегии РФ [3, 11].

Список литературы

1. Голик В. И. К проблеме глубокой утилизации отходов обогащения угля // Уголь. – 2025. – Т. 1193. – № 5. – С. 56-59.
2. Черкасова Т. Г. и др. Анализ отходов угледобычи, углепереработки и углеобогащения месторождений Кузнецкого угольного бассейна // Вестник Кузбасского государственного технического университета. – 2022. – №. 6 (154). – С. 59-66.
3. Энергетическая стратегия Российской Федерации на период до 2050 года (утв. распоряжением Правительства РФ от 12 апреля 2025 г. № 908-р).
4. Крейнин Е. В., Стрельцов С. Г., Сушенцова Б. Ю. Анализ и перспективы современных проектов подземной газификации углей в мире // Уголь. – 2011. – № 1. – С. 40-43.
5. Крейнин Е. В. Экологические преимущества подземной газификации угля // Уголь. – 2007. – № 2. – С. 61-63.
6. Крейнин Е. В. Технико-экономические перспективы подземной газификации угля // ГИАБ. – 2009. – № 5. – С. 347-352.
7. Чучина А. В., Еремеевич В. А. Преимущества использования мобильных дробильно-сортировочных комплексов на колесных платформах // «Вести Автомобильно-дорожного института = Bulletin of the Automobile and Road Institute». – 2024. – № 2 (49). – С. 30-36.

8. Крейнин Е. В. От подземной газификации угольных пластов к синтезу углеводородных топлив // Газохимия. – 2009. – № 1 (5). – С. 32-38.
9. Субботин А. Н., Кулеш Р. Н., Мазаник А. С. Математическое моделирование тепломассопереноса при подземной газификации угля // Известия Томского политехнического университета. Инжиниринг георесурсов. – 2014. – Т. 325. – № 4. – С. 25-32.
10. Загоршменный И. М., Шкуратник В. Л. Контроль процессов при подземном сжигании угля // ГИАБ – 2006. – № 7. – С. 250-257.
11. Панфилова Т. А., Кукарцев В. В. Использование подземной газификации угля как инструмента устойчивого развития // Уголь. – 2025. – Т. 1194. – № 6. – С. 124-128.

УДК 662.613.1

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ МАГАДАНСКОЙ ТЭЦ ЛЕТНЕГО И ЗИМНЕГО ПЕРИОДОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Шипунов Л. В.¹, Лавриненко А. А.²

¹ФГБОУ ВО «Северо-Восточный государственный университет», г. Магадан, Россия,

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

Введение. Золошлаковые отходы (ЗШО) угольных теплоэлектростанций представляют собой крупнотоннажное техногенное сырьё, которое в зависимости от вещественного состава может быть востребовано в строительной индустрии, производстве геополимеров, извлечении редкоземельных элементов [1-3]. Комплексная переработка ЗШО особенно актуальна для отдалённых территорий Крайнего Севера, где транспортные расходы на доставку традиционного сырья значительны.

Морфология зольных частиц – один из ключевых факторов, определяющих технологические свойства золы. Ценосферы – полые алюмосиликатные микросферы, образующиеся при плавлении минеральной массы и дегазации [4], – являются ценным компонентом зол-уноса [5, 6]. Состав и свойства золы определяются характеристиками топлива, режимами сжигания, конструкцией котлоагрегатов и способом золоулавливания [7, 8], поэтому на одной электростанции золы разных сезонов могут существенно отличаться.

Магаданская ТЭЦ имеет две линии: низкую (БКЗ-50-39Ф, 50 т/ч, ~1310 °С) и высокую (БКЗ-220-100Ф, 220 т/ч, ~1360 °С). Топливо – уголь марки Д Талдинского разреза. Низкая линия работает летом (~5 тыс. м³ ЗШО/год), высокая – в отопительный сезон (~22–24 тыс. м³/год), т. е. зимняя зола составляет основной объём отходов. Цель работы – сравнительное исследование ЗШО двух периодов для оценки применимости единой методологии комплексной переработки.

Объекты и методы исследований. Проба летней золы (ЗШО-Л) отобрана из системы гидрозолоудаления низкой линии в августе 2023 г. (масса 46,76 кг); зола прошла гидротранспортировку с частичным вымыванием рас-

творимых компонентов. Проба зимней золы (З-3) отобрана в виде сухих уносов из циклонных золоуловителей высокой линии до системы гидрозолоудаления в октябре 2024 г. (четыре пробы из двух котлоагрегатов). Дополнительно отобрана проба шлака.

Макрокомпонентный состав определён методом РФА (Axious Advanced PW 4400/04, Philips), микроэлементный – МС-ИСП (X Series 2, Thermo Scientific). Фазовый состав изучен рентгеновской дифракцией. Морфология летней золы исследована оптическим микроскопом Olympus BX51, зимней – СЭМ Newtons NT3200. Анализы выполнены в Аналитическом центре ИПКОН РАН.

Результаты и обсуждение. Гранулометрический состав. Результаты ситового анализа (табл. 1) показывают существенные различия в дисперсности. Летняя зола характеризуется преобладанием класса -0,040 мм (68,3 %). Зимняя зола более дисперсна: выход класса -0,020 мм достигает 29,8 %, суммарный выход класса -0,040 мм – 47,4 %. Повышенная дисперсность обусловлена интенсивным плавлением минеральной массы при 1360 °С с распылением расплава газовыми потоками [4, 9].

Таблица 1 – Гранулометрический состав летней и зимней золы

Класс крупности, мм	ЗШО-Л (лето), %	З-2Б (зима), %	Примечание
-0,020	—*	29,8	Не определялся
-0,040+0,020	—*	17,6	
-0,040 +0	68,3	47,4	
-0,071+0,040	14,6	25,2	
-0,100+0,071	7,4	16,8	
-0,315+0,100	8,0	4,9	
+0,315	1,7	0,8	

* – классификация до -0,040 мм не проводилась

Химический состав. Обе пробы относятся к кислым алюмосиликатным золам ($\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 > 80\%$), типичным для каменных углей Кузнецкого бассейна [1, 7]. Содержание SiO_2 в летней золе выше (64,5 против 60,9 %), что связано с обогащением кварцем при гидротранспортировке (табл. 2). Потери при прокаливании (Loi) летней золы ~10 %, зимней – 6,1 %; в тонком классе (-20 мкм) зимней золы Loi снижается до 1,35 %, что свидетельствует о полном выгорании углерода в тонкодисперсных фракциях.

Фазовый состав. Летняя зола представлена кварцем и муллитом (~50:50) с умеренным аморфным гало [7]. Зимняя зола разнообразнее: 40 % аморфной фазы (алюмосиликатные стёкла), 20 % кварца, 18 % муллита, 10 % MgSiO_3 (клиноэнстатит), 5 % силлиманита, 3 % цоизита, 3 % тридимита. По-

вышенное содержание аморфной фазы обусловлено более интенсивным плавлением при 1360 °С и быстрым охлаждением, препятствующим кристаллизации. Аморфная фаза определяет пуццолановую активность золы [3, 10].

Таблица 2 – Содержание основных оксидов в золе, %

Проба	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	TiO ₂	Na ₂ O	Loi
ЗШО-Л	64,5	22,4	5,67	2,25	1,15	1,91	0,61	0,47	~10
З-З, ср.	60,9	21,8	4,49	2,01	1,06	1,49	0,79	0,39	6,1
З-З, -20 мкм	63,3	23,3	5,02	1,92	1,10	1,63	0,96	0,34	1,35
Шлак	62,8	22,6	6,95	2,36	1,34	1,50	0,82	0,40	0,33

Морфология частиц. Микроскопические исследования выявили принципиальные различия в морфологии двух типов золы (рис. 1, 2) – наиболее значимый результат настоящей работы.

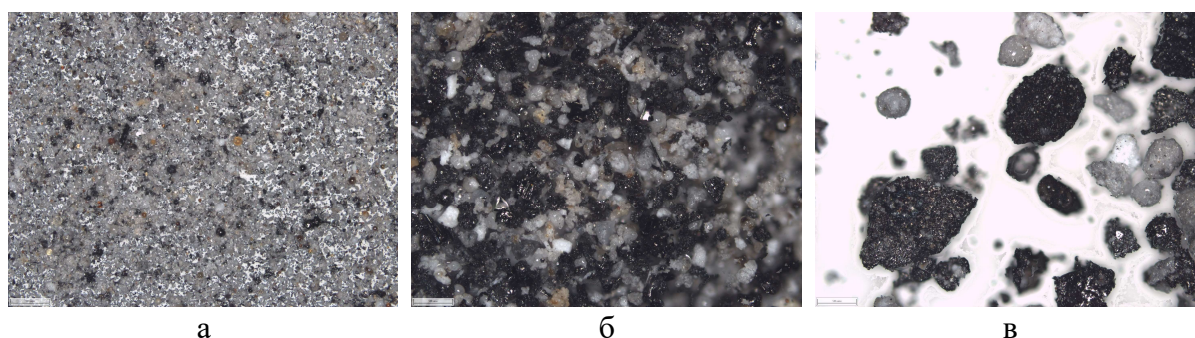


Рисунок 1 – Оптическая микроскопия летней золы (низкая линия):

а – класс -0,040 мм; б – класс -0,071+0,040 мм; в – класс -0,315+0,100 мм;
шкала 140 мкм

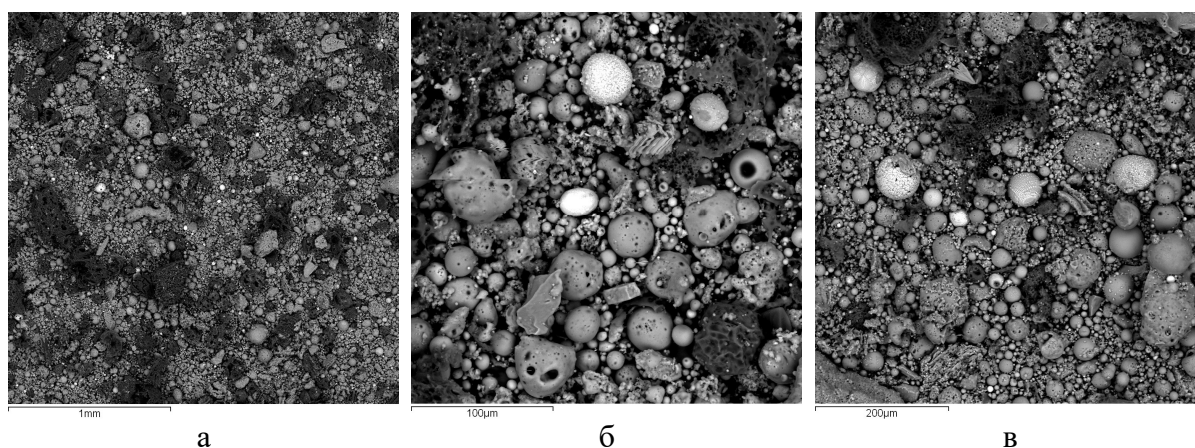


Рисунок 2 – СЭМ-изображения зимней золы (высокая линия):

а – обзор, шкала 1 мм; б – шкала 100 мкм; в – шкала 200 мкм

Летняя зола (рис. 1) представлена угловатыми алюмосиликатными частицами с единичными сферами и углеродсодержащими зёрнами. С увеличением крупности преобладают пористые агрегаты спекшихся зёрен и частицы

недожога; сферические частицы практически отсутствуют. Зимняя зола (рис. 2) по данным СЭМ представлена преимущественно сферическими частицами: ценосферами, плеросферами с субмикросферами внутри и сферами с дендритной текстурой поверхности, свидетельствующей о кристаллизации расплава [4, 5, 11].

Контраст в морфологии объясняется совокупностью факторов. Более высокая температура в топке высокой линии (1360 против 1310 °С) обеспечивает полное плавление минеральной массы, расплав под действием газодинамических сил дробится на капли, формирующие сферы при застывании. Сухой отбор из циклонов сохраняет сферическую морфологию, тогда как гидротранспортировка летней золы разрушает хрупкие полые сферы [5, 6].

Редкоземельные элементы. Суммарное содержание РЗЭ в зимней золе (класс -20 мкм) достигает ~670 г/т, вдвое превышая показатель летней золы (~300 г/т); содержание палладия 0,59–0,70 г/т. Концентрация ценных элементов в тонких фракциях обусловлена конденсацией на мелкодисперсных частицах [12, 13]. Флотационное извлечение углерода [14] позволяет получить обезуглероженный продукт.

Перспективы использования. Несмотря на различия, оба типа золы имеют близкий макрокомпонентный состав и содержат одни и те же ценные компоненты, что позволяет применять единую методологию комплексной переработки: флотацию, магнитную сепарацию и выщелачивание [3, 14, 15] с адаптацией режимных параметров. Зимняя зола (~22–24 тыс. м³/год) является приоритетным сырьём для перерабатывающего комплекса [3, 10, 16].

Выводы:

1. ЗШО Магаданской ТЭЦ летнего и зимнего периодов различаются по гранулометрическому и фазовому составам, морфологии частиц и содержанию недожога. При этом макрокомпонентный состав обоих типов золы близок (кислые алюмосиликатные золы, $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3 > 80 \%$).

2. Близость химического состава позволяет применять единую методологию комплексной переработки ЗШО с адаптацией режимных параметров к свойствам каждого типа золы.

3. Дальнейшие исследования целесообразно направить на оптимизацию параметров переработки и оценку экономической целесообразности отдельной и совместной переработки потоков ЗШО.

Список литературы

1. Кизильштейн, Л. Я. Компоненты зол и шлаков ТЭС / Л. Я. Кизильштейн, И. В. Дубов, А. Л. Шпицглюз, С. Г. Парада. – М. : Энергоатомиздат, 1995. – 176 с.
2. Делицын, Л. М. Получение глинозёма из золы угольных электростанций / Л. М. Делицын, Р. В. Кулумбеков, О. С. Попель, М. Г. Сульман // Теплоэнергетика. – 2022. – № 12. – С. 31–39.
3. Делицын, Л. М. Комплексная технология переработки золошлаковых отходов угольных электростанций / Л. М. Делицын, Ю. В. Рябов, Р. В. Кулумбеков [и др.] // Экология и промышленность России. – 2021. – Т. 25, № 7. – С. 20–25.

4. Fenelonov, V. B. The Properties of Cenospheres and the Mechanism of Their Formation During High-Temperature Coal Combustion at Thermal Power Plants / V. B. Fenelonov, M. S. Mel'gunov, V. N. Parmon // KONA Powder and Particle Journal. – 2010. – No. 28. – P. 189–208.
5. Żyrkowski, M. Characterization of fly-ash cenospheres from coal-fired power plant unit / M. Żyrkowski, R. C. Neto, L. F. Santos, K. Witkowski // Fuel. – 2016. – Vol. 174. – P. 49–53.
6. Yadav, V. K. Recent Advances in Methods for Recovery of Cenospheres from Fly Ash and Their Emerging Applications / V. K. Yadav [et al.] // Crystals. – 2021. – Vol. 11, No. 9. – Art. 1067.
7. Vassilev, S. V. A new approach for the classification of coal fly ashes based on their origin, composition, properties, and behaviour / S. V. Vassilev, C. G. Vassileva // Fuel. – 2007. – Vol. 86, No. 10–11. – P. 1490–1512.
8. Hower, J. C. Coal feed-dependent variation in fly ash chemistry in a single pulverized-combustion unit / J. C. Hower [et al.] // Minerals. – 2022. – Vol. 12, No. 9. – Art. 1071.
9. Czech, T. Morphology and Chemical Composition of Magnetic Particles Separated from Coal Fly Ash / T. Czech // Materials. – 2022. – Vol. 15, No. 2. – Art. 528.
10. Делицын, Л. М. Необходимость новых подходов к использованию золы угольных ТЭС / Л. М. Делицын, А. С. Власов // Теплоэнергетика. – 2010. – № 4. – С. 49–55.
11. Liu, H. Morphology and Composition of Microspheres in Fly Ash from the Luohuang Power Plant / H. Liu, Q. Sun, B. Wang [et al.] // Minerals. – 2016. – Vol. 6, No. 2. – Art. 30.
12. Юдович, Я. Э. Ценные элементы-примеси в углях / Я. Э. Юдович, М. П. Кетрис. – Екатеринбург : УрО РАН, 2006. – 538 с.
13. Taggart, R. K. Nano-Scale Rare Earth Distribution in Fly Ash / R. K. Taggart [et al.] // Minerals. – 2019. – Vol. 9, No. 4. – Art. 206.
14. Рябов, Ю. В. Эффективность применения реагента-модификатора ПАВ-2 при флотации недожога из золы уноса теплоэлектростанций / Ю. В. Рябов, Л. М. Делицын, Н. Н. Ежова, А. А. Лавриненко // Обогащение руд. – 2018. – № 1. – С. 43–49.
15. Лавриненко, А. А. Извлечение ценных компонентов из золошлаковых отходов / А. А. Лавриненко, И. В. Кунилова [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2025. – № 9-1. – С. 90–102.
16. Делицын, Л. М. Сухая магнитная сепарация золы угольной электростанции / Л. М. Делицын, Р. В. Кулумбеков, Ю. В. Рябов [и др.] // Экология и промышленность России. – 2023. – Т. 27, № 4. – С. 22–27.

УДК 669, 666, 691, 661.87

ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ И СИЛИКАТНЫХ МАТЕРИАЛОВ ИЗ КАРБОНАТНЫХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД СЕВЕРНОГО УРАЛА

Павлов М. В.¹, Жижаев А. М.², Морозов Ю. П.³, Павлов В. Ф.¹

¹ Институт космических технологий ФИЦ КНЦ СО РАН, г. Красноярск, Россия,

² Институт химии и химической технологии СО РАН, г. Красноярск, Россия,

³ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет», Екатеринбург, Россия

В работе показана возможность переработки карбонатных руд Северного Урала с малым содержанием марганца методом восстановительного плавления [1, 2]. Интерес к исследованию некондиционных марганцевых руд

вырос с того момента, когда месторождения руды с большим содержанием марганца оказались за пределами РФ. Использование метода восстановительного плавления некондиционных руд позволило получить ферросплавы из металлической части расплава, а из силикатной части – востребованные материалы строительного и технического назначения. Получен лёгкий пористый материал, который может быть использован как теплоизоляционный материал и стабилизированное по химическому составу сырьё для производства стёкол и стеклокерамических материалов. Разработанный метод переработки некондиционного марганцевого сырья представляет не только научный, но и практический интерес. Кроме того, комплексное и безотходное использование некондиционной карбонатной руды улучшит экологическую обстановку на территории действующего производства.

Важнейшими показателями экономического развития государства являются производство и объёмы потребления марганцевой продукции. В общей структуре потребления марганцевых ферросплавов большая часть их (более 90 %) используется в черной металлургии при выплавке стали. Добавка его более 10 % приводит к значительному увеличению сопротивления атмосферной коррозии. После распада СССР крупные месторождения железомарганцевых руд остались за границами России. У нас в стране они представлены в основном (~90 %) труднообогатимыми карбонатными рудами, характеризующимися относительно низким содержанием марганца, высоким – фосфора. Работа на привозном сырье не способствует экономической независимости производства, и труды, направленные на импортозамещение в современных условиях, крайне актуальны. При переработке по традиционным технологиям силикатная составляющая не используется, образуя силикатные отвалы со значительным остаточным содержанием марганца. Mn-содержащие силикатные отходы формируют техногенные месторождения, безотходная переработка которых также перспективна при наличии соответствующих технологий [3].

Целью исследования является стабилизация химического состава карбонатных марганецсодержащих руд Северного Урала в процессе восстановительного плавления с незначительной подшихтовкой различными минеральными добавками, получение железомарганцевого сплава и пеносиликатных материалов различного состава.

Для исследования были использованы карбонатные руды Северного Урала. Руды, в основном, мелкодисперсные, труднообогатимые с малым содержанием марганца. Были рассчитаны составы опытных шихт и на индукционном комплексе КИТ-25 проведен ряд опытных восстановительных плавов на усредненной пробе, химический состав которой приведен в табл. 1.

Таблица 1 – Химический состав марганецсодержащей руды, масс. %

MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	P ₂ O ₅	SO ₃	K ₂ O	CaO	TiO ₂	MnO	Fe ₂ O ₃
3,07	9,93	42,1	1,06	2,0	4,92	9,11	1,85	7,05	18,87

Химический состав исходной руды определен методом рентгено-флуоресцентного анализа на спектрометре S2 RANGER (Bruker). В качестве восстановителя использовался бурый уголь КАТЭКа с размером зёрен 0-10 мм. Количество бурого угля рассчитывалось из необходимого стехиометрического соотношения для восстановления оксидов железа и марганца. Плавление осуществлялось в индукционной печи КИТ–25. Приготовленная шихта засыпалась в графитовый тигель, нагревалась до полного расплавления в течение 105 мин. После чего сливалась первая проба восстановленного металла и продолжался процесс плавления в течение 75 мин с отбором проб на анализ. Проба для рентгенофлуоресцентного анализа отбиралась в количестве 4 г расплава, измельчалась на вибрационной дисковой мельнице HERZOG HSM 100 Н до крупности 30 мкм, тщательно перемешивалась в фарфоровой ступке с порошком борной кислоты в таком же количестве, после чего на гидравлическом прессе HERZOG НТР 40 формовались образцы диаметром 40 мм при усилии прессования 100 кН. Состав фаз металла определяли на электронном микроскопе ТМ 4000 фирмы Hitachi (Япония) с энергодисперсионным рентгеновским детектором. После завершения плавления шихты силикатная часть расплава выработывалась в воду, а металлическая часть сливалась в изложницу.

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

Кривые восстановительного плавления оксидов железа, марганца, основности расплава высокофосфористой карбонатной марганцевой руды показаны на рис.1.

Первые 5 точек отобранных проб на кривых рис. 1 взяты до первого слива металлической части расплава, остальные точки кривых рисунка характеризуют пробы расплава, взятые после первого слива металла. Первый слив металла производился после полного перехода фосфора в металлическую часть расплава. Резкое изменение содержания железа и марганца после слива металла сопровождается интенсивным вскипанием расплава с постепенным затуханием процесса по мере снижения оксидов железа и марганца в расплаве. По всей вероятности, незначительные максимумы на кривых 2 и 3 обусловлены резким изменением содержания оксида железа в расплаве. Восстановленный металл мог захватить из расплава в процессе выпадения в осадок частично оксид кремния, изменив содержание его в расплаве, что привело к незначительному максимуму на кривой 3 основности. После практически полного восстановления оксида железа силикатная часть расплава выработывалась в воду с получением лёгкого вспененного материала – пеносиликата, химический состав которого указан в табл. 2.

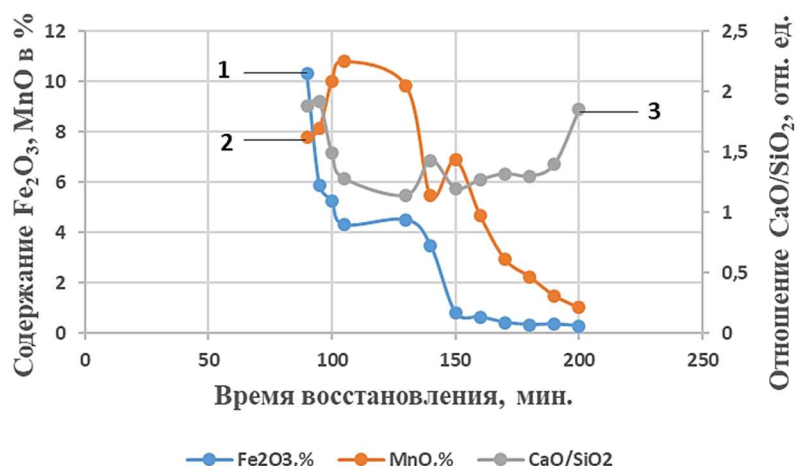


Рисунок 1 – Кривые восстановительного плавления оксидов железа (кривая 1), марганца (кривая 2), основности расплава (кривая 3)

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

MgO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	SO ₃	CaO	MnO
4,5	6,83	31,3	1,07	55,3	1,00

Изображения вспененного материала, полученные на сканирующем электронном микроскопе, показаны на рис. 2 и 3.



Рисунок 2 – Фото вспененного материала

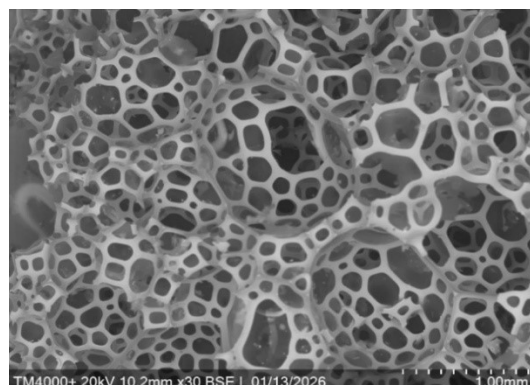


Рисунок 3 – СЭМ изображение материала

Общая насыпная плотность вспененного материала составляет 100 кг/м³. Насыпная плотность выделенных фракций пеносиликата приведена в табл. 3.

Таблица 3 – Насыпная плотность вспененного силикатного материала в зависимости от фракции, кг/м³

Фракция, мм	-5+3	-3+1	-1+0
Насыпная плотность, кг/м ³	56	72,4	169,4

После выработки силикатного расплава в воду оставшуюся металлическую часть расплава сливали в изложницу и частично в кокиль для проведения исследования структуры и химического анализа. Фото и СЭМ изображение образца сплава показаны на рис. 4 и 5.



Рисунок 4 – Фото металлического сплава

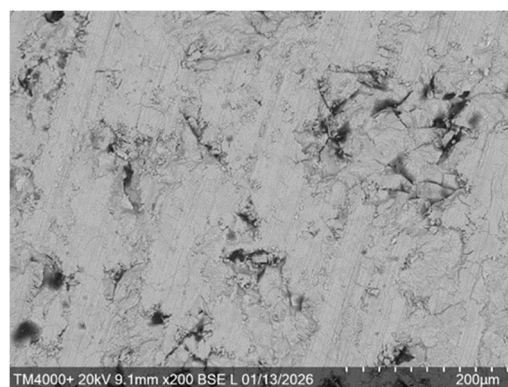


Рисунок 5 – СЭМ изображение сплава

На рис. 5 в структуре образца наблюдаются поры закрытого типа разных размеров. В целом, структура образца однородная. Результаты химического анализа металлического сплава и ферромарганца марки ФМн70 по ГОСТ 4755-91 показаны в табл. 4.

Таблица 4 – Химический состав железомарганцевого сплава, масс. %

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

Металлическая часть полученного железомарганцевого сплава, за исключением незначительного превышения по содержанию кремния, практически соответствует по химическому составу ферромарганцу марки ФМн70.

Представленный подход комплексного использования бедных марганцевых руд Северного Урала позволяет получить ферромарганцевые сплавы с характеристиками по марганцу и фосфору, соответствующими ФМн70 по ГОСТ 4755-91, а вместо шлака, традиционно вывозимого на отвал, – пористый силикатный материал стабильного химического состава, который может быть использован как экологически чистый, негорючий, теплоизоляционный продукт, так и в качестве сырья для стекла и стеклокристаллических материалов различных структур. При промышленном использовании такого подхода резко снизится нагрузка на окружающую среду.

Авторы выражают благодарность Красноярскому центру коллективного пользования ФИЦ КНЦ СО РАН.

Список литературы

1. Павлов М. В., Шабанов В. Ф., Павлов В. Ф. Комплексная переработка высокофосфористых марганцевых руд Новониколаевского месторождения // *Химия в интересах устойчивого развития*. 2012. т. 20. № 4. С. 443-448.
2. Павлов В. Ф., Шабанов В. Ф. Комплексная пирометаллургическая переработка силикатного сырья и техногенных отходов в товарную продукцию // *Экология и промышленность России*. – 2018. – Т. 22. – № 12. – С. 14-18.
3. Шабанов В. Ф., Павлов М. В., Павлов В. Ф. Комплексная переработка карбонатных марганцевых руд // *Химическая технология*. – 2013. – Т. 14. – № 8. – С. 469-473.

УДК 658.567: 669.71

ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ БЕСЩЕЛОЧНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ В ПРОИЗВОДСТВЕ ГЛИНОЗЕМА

Головных Н. В., Зимин М. Д., Долгих П. Г.

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

Способ спекания, применяемый в отечественном производстве глинозема, позволяет в отличие от способа Байера перерабатывать алюминиевое сырье в широком диапазоне химико-минералогического состава, в т. ч. низкокачественные бокситы, обогащенную руду с высоким содержанием глинистых минералов (каолинита, гидрослюда, монтмориллонита), а также алюмосиликаты с высоким щелочным модулем, например, богатую нефелиновую руду или нефелиновые концентраты. Основные закономерности переработки рудных композиций алюминиевого (алюмосиликатного) сырья способом спекания могут быть определены в системе, состоящей из 10-ти основных петрохимических оксидов – SiO_2 - TiO_2 - Al_2O_3 - Fe_2O_3 - MgO - CaO - Na_2O - K_2O - CO_2 - H_2O . Именно эти оксиды составляют не менее 99 % массы Земной коры и образуют практически все типы имеющих в литосфере горных пород (включая запасы жидкой воды в гидросфере Земли). И только 1 % приходится на остальные геохимические элементы (их 81), представляющие собой запасы рудного сырья в виде месторождений и рассеянных образований природного и техногенного происхождения (компонентов геотехносферы).

В последнее время, в связи с ухудшением качества перерабатываемого нефелинового сырья – руды Кия-Шалтырского нефелинового рудника (КШНР) и Кольских нефелино-апатитовых руд, – возникла необходимость в промышленном использовании бесщелочного сырья (БЩС) с высоким алюминиевым модулем (сюда структурно можно отнести и техногенное сырье, например, некоторые металлургические шлаки с высоким содержанием оксидов алюминия). Несмотря на высокий алюминиевый модуль, переработка индивидуального БЩС способом спекания требует повышенного удельного расхода соды и оборота щелочей. Исходя из этого, основным методом применения подобного сырья в глиноземном производстве следует считать его смешивание со щелочным сырьем и введение БЩС в известняково-нефелиновую

шихту в качестве добавок с повышенным содержанием глинозема [2]. С этой целью были выполнены исследования по определению рудных композиций в шихте с необходимым содержанием глинозема на основе обедненной нефелиновой руды и добавок БЩС.

На первом этапе исследований ставилась задача по определению химического состава и минеральных фаз в продуктах спекания апробируемых сырьевых компонентов, исходя из геохимических предпосылок и закономерностей развития исследуемой технологической системы. В представленных модельно-технологических расчетах были приняты следующие модульные соотношения в глиноземной шихте, свойственные процессу спекания нефелиновых руд с известняком, добавками соды Na_2CO_3 и оборотного белого шлама (отхода от обескремнивания алюминатных растворов): известняковый модуль ($M_{\text{изв}}$) $\text{CaO} / \text{SiO}_2 = 2 : 1$; щелочной модуль ($M_{\text{щ}}$) $\text{Na}_2\text{O} / \text{Al}_2\text{O}_3 = 1 : 1$. Если содержание $\text{Al}_2\text{O}_3 < 26 \%$, то такая нефелиновая руда считается низкопробной (бедной) и требует глиноземных добавок для повышения алюминиевого модуля – Al/Si .

Верификация базовой модели спекания нефелиново-известняковой шихты осуществлялась по производственным данным АГК (коэффициент масштабного перехода 1/100000). Общая масса поступающей в процесс спекания моделируемой рядовой (без специальных добавок) глиноземной шихты с учетом шихтовой влаги – 744,9 г. В исходных составах количества компонентов предварительно переводились в мольные соотношения. Были получены расчетные составы промежуточного и конечного продукта спекания для рядовой шихты с учетом «малых» фаз. Начало спекания $t = 1000 \text{ }^\circ\text{C}$. Газовая фаза: 5,293 моль CO_2 ; 2,08 моль H_2O . Завершение спекообразования $t = 1250 \text{ }^\circ\text{C}$. Основные кристаллические фазы: 1,92 моль Ca_2SiO_4 ; 0,81 моль NaAlO_2 . Масса расчетного спека составила 474,6 г (основные фазы – 458,1 г). Содержание глинозема в спеке – 88,3 г. В дальнейшем в состав шихты с фиксированным содержанием глинозема в нефелиновой руде ($\text{Al}_2\text{O}_3 = 26 \%$) вводились добавки БЩС ($\text{Al}_2\text{O}_3 = 57,64 \%$) с соблюдением $M_{\text{изв}}$ и $M_{\text{щ}}$. При этом по мере увеличения добавок БЩС производились модельные расчеты, в ходе которых осуществлялся контроль химического и фазового составов продуктов спекания глиноземной шихты (табл. 1).

Анализ модельных расчетов показал, что ввод в нефелиновую шихту добавок БЩС может приводить к дополнительному расходу модульных компонентов. Это связано с тем, что вводимые в составе БЩС элементы-примеси вступают при спекании наравне с нефелином во взаимодействие с известняком и содой, образуя новые фазы и соединения с оксидами кальция и щелочного металла (натрия). Так, для алюминия, содержание которого в шихте с увеличением добавки БЩС (до 70 %) возрастает, характерен рост содержания растворимого алюмината натрия в спеках. В продуктах спекания шихт с преобладанием БЩС возможно появление малорастворимого джюдаита

$\text{AlNa}_{0,1}\text{O}_{1,55}$. По мере снижения содержания оксида кремния в шихте закономерным является уменьшение в спеках ларнита (2-х кальциевого силиката) при одновременном появлении нерастворимого геленита (кальциевого алюмосиликата). Магнезиальная добавка способствует связыванию алюминия в нерастворимую шпинель. Оксид железа при спекании переходит в феррит натрия, связывая часть щелочи (соды). Оксид титана связывает при этом и оксиды кальция, и щелочного металла. В целом, увеличение в шихте доли БЩС ведет при спекании к повышению содержания алюминия (глинозема) в спеках, однако в случае резкого преобладания БЩС над нефелином переводит часть ценного компонента в нерастворимые соединения, связывая соду с примесями, что препятствует выщелачиванию алюминия из спеков.

Таблица 1 – Фазовый состав (моль) продуктов спекания известняково-нефелиновой шихты с добавками бесщелочного сырья (БЩС)

Компонент	Добавка БЩС %					
	0	20	40	60	80	100
Алюминат натрия NaAlO_2	1,01	1,28	1,47	1,67	1,77	1,79
Джюдаит $\text{AlNa}_{0,1}\text{O}_{1,55}$ *					0,11	0,3
Ларнит Ca_2SiO_4	0,71	0,61	0,46	0,30	0,17	0,04
Геленит $\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{SiO}_7$	0	0,02	0,03	0,05	0,06	0,06
Шпинель MgAl_2O_4	0	0,03	0,05	0,06	0,06	0,06
Периклаз MgO	0,07	0,03	0,02	0,01	0,01	0,00
Феррит железа NaFeO_2	0,16	0,15	0,13	0,12	0,10	0,08
Перовскит CaTiO_3	0,01	0,02	0,04	0,05	0,07	0,08
Титанат натрия Na_2TiO_3	0	0,02	0,03	0,05	0,06	0,08

* – термохимические свойства определены методом регрессионного анализа

Экспериментальные исследования показали, что степень извлечения глинозема, установленная методом стандартного выщелачивания из спеков, возрастает при увеличении добавок БЩС в нефелиновую шихту пропорционально только до 20 %, выше этого процента рост извлечения замедляется, а свыше 70 % добавки БЩС извлечение глинозема уже не растет. Площадка проплавления шихты и образования спека при добавках БЩС в шихту на 20-30 °С ниже, при этом пирамидка такого спека обладает более высоким углом откоса и отличается повышенной твердостью.

Детальный анализ минералогических особенностей сырьевых алюмосиликатов, используемых при получении глинозема показывает, что после условного исключения из петрографической системы летучих оксидов (CO_2 , H_2O), а также оксидов-примесей (TiO_2 , Fe_2O_3 , MgO , CaO), которых в алюмосиликатном сырье не более 15 %, сводится к минеральному ряду из трех базовых структур, среди них нефелин Na(K)AlSiO_4 является типичным щелочным алюмосиликатом, а силлиманит Al_2SiO_5 и муллит $\text{Al}_6\text{Si}_2\text{O}_{13}$ – бесщелочными алюмосиликатами с более высоким соотношением Al/Si , равным 2 : 1 и 3 : 1 [3]. При этом в диапазоне с $0,5 < \text{Al/Si} < 1,5$ ионы алюминия находятся внутри кремневых тетраэдров в более доступной октоэдрической

(8-гранной) координации. Представляющий такие структуры нефелин (кальсит) является относительно нестойким минералом при термохимическом воздействии и при $M_{\text{изв}} = 2$ ($M_{\text{ш}} = 1$) легко преобразуется в ларнит и полноценный алюминат щелочного металла. При $Al/Si < 0,5$ (альбит $NaAlSi_3O_8$) ионы алюминия при спекании испытывают затруднения с образованием фазы $NaAlO_2$ и остаются в составе более устойчивой шлаковой породы обычно со структурой пироксена, непригодной для извлечения глинозема.

При переходе от щелочного сырья к БЩС содержание алюминия в рудном материале закономерно возрастает. В структуре БЩС алюминий находится не только в 8-гранной, но и в тетраэдрической координации при явном дефиците ионов кремния, как правило, при значительно большем содержании примесных оксидов (это наиболее характерно для техногенного сырья). При спекании БЩС-структур это приводит к образованию более труднорастворимых соединений алюминия (низкомодульных алюминатов, шпинелей, корундитов) и повышенному расходу модульных компонентов, идущих на образование ферритов и титанатов. Ввиду недостаточного содержания кремния происходят затруднения с образованием фазы ларнита, что необходимо для разделения Al и Si и выделения растворимых алюминатов в самостоятельную фазу.

Таким образом, такое алюминиевой сырье, как БЩС, можно и нужно использовать в производстве глинозема, осуществляемого способом спекания руды с модульными компонентами (известняком и содой). Поэтому необходимо проводить работы по уточнению запасов и подготовке месторождений (а также техногенных образований) БЩС. Учитывая недостаточную экономическую эффективность самостоятельной переработки способом спекания опробованных видов БЩС, а также снижение качества перерабатываемого нефелинового сырья и значительные запасы низкокачественных руд, следует считать целесообразным вовлечение БЩС в виде добавок в нефелиново-известняковую шихту с корректировкой технологических модулей и, по возможности, создание резервных запасов в виде сырьевых концентратов из забалансовой нефелиновой руды и БЩС-сырья.

Список литературы

1. Семин В. Д. Низкокачественные алюминиевые руды Сибири и перспективы их промышленного использования [Текст] / В. Д. Семин, В. И. Кирко, Р. Я. Дашкевич, З. Ф. Семина // «Инновационные технологии-2001»: сборник материалов Международного научного семинара (Проблемы и перспективы организации наукоемких производств). – Красноярск, НИФТИ КГУ, 2001. – Т.2. – С.161–165.
2. Головных Н. В. Технологические особенности переработки техногенного алюминиевого сырья по способу спекания в составе нефелиновой шихты // Головных Н. В., Жижаев А. М., Шепелев И. И. Сб. Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья. Материалы XXVI Международной научно-технической конференции, 26-27 мая 2021 г., Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2021, 279 с. – С. 109-113.

3. Пащенко А. А. Физическая химия силикатов. Учеб. для студ. вузов / А. А. Пащенко, А. А. Мясников, Е. А. Мясникова и др. М. Высш. школа, 1986. 368 с.

УДК.6227.764

ОБЗОР ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМСОДЕРЖАЩИХ РУД И ОТХОДОВ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Троицкий А. В.

ООО «РАМ», ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский
технологический университет «МИСИС», Москва, Россия

Хром является стратегическим металлом, широко используемым в металлургической, химической и огнеупорной отраслях промышленности. Основным промышленным источником хрома служат минералы группы хромшпинелидов, добываемые из хромовых руд. В связи с истощением запасов богатых руд и возрастающим накоплением техногенных отходов все большее значение приобретает разработка и совершенствование технологий обогащения бедного хромсодержащего сырья и переработки лежалых хвостов обогащения.

Промышленная ценность хромовых руд определяется несколькими правилами: содержанием Cr_2O_3 , соотношением $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$, содержанием вредных примесей (SiO_2 , P, S, CaO), минеральным составом пустой породы и структурно-текстурными особенностями. По содержанию оксида хрома руды подразделяются на очень богатые ($>65\%$), богатые ($65\text{--}52\%$), средние ($52\text{--}45\%$), бедные ($45\text{--}30\%$) и убогие ($30\text{--}10\%$). По технологическому назначению выделяют металлургический, химический и огнеупорный типы руд, каждый из которых предъявляет специфические требования к качеству концентрата.

Выбор метода обогащения определяется, в первую очередь, типом пустой породы. При преобладании серпентина (плотность $2,5\text{--}2,8\text{ т/м}^3$) эффективна гравитация, так как разница в плотности с хромшпинелидом ($4,5\text{--}4,8\text{ т/м}^3$) значительна. При наличии оливина (плотность $3,3\text{--}4,2\text{ т/м}^3$) гравитационные методы малоэффективны, и требуются флотация или магнитная сепарация [1, 2, 6].

Гравитационные методы обогащения. Гравитационное обогащение является основным методом переработки хромовых руд на большинстве фабрик мира: Донской ГОК (Казахстан), предприятия Турции, Финляндии (Кеми), Греции (Скумца), Кипра (Сант-Николас) и Новой Каледонии (Тьебаги). Технологическая схема, как правило, является многостадийной и строится по принципу последовательного извлечения ценного компонента по мере его раскрытия.

На первой стадии (крупность от $-120+65$ до $-15+6$ мм) применяется обогащение в тяжелых суспензиях с использованием ферросилиция или магне-

тита. Плотность разделения достигает 3,2–3,6 т/м³. Этот метод позволяет получать кусковой концентрат металлургического сорта с содержанием Cr₂O₃ 50–53 %, который хорошо транспортируется и образует минимум пыли при плавке. На Донском ГОКе извлечение в тяжелых суспензиях достигает 91 % от операции.

Вторая стадия предназначена для переработки материала средней крупности. Для классов -10+3 и -3+0,5 мм применяется отсадка. На Сарановских рудах извлечение при отсадке составляет около 65 %, что ниже, чем в тяжелых суспензиях, но метод позволяет перерабатывать более мелкий материал. Для класса -1+0,1 мм эффективно использование винтовых и конусных сепараторов (например, конусы Рейхарта на фабрике Кеми).

Третья стадия (класс -0,5+0,071 мм) реализуется на концентрационных столах. Однако именно на этой стадии проявляется главное ограничение гравитации: резкое падение эффективности для частиц тоньше 0,1 мм. С тонкими шламами связаны основные потери хрома, достигающие на Донском ГОКе 88,6 % от общих потерь при содержании Cr₂O₃ в шламах 23–26 %.

Промежуточное положение между гравитацией крупных и тонких классов занимает тяжелосреднее обогащение в гидроциклонах (крупность от 20–10 до 1–2 мм). Использование центробежного поля позволяет вести разделение при эффективной плотности 3,1–3,3 т/м³. На фабриках Греции, Кипра и Новой Каледонии этот метод позволяет получить концентрат с содержанием 51–52 % Cr₂O₃ при извлечении 94–96 %, перекрывая диапазон крупности, где отсадка малоэффективна, а флотация еще не работает [3, 6].

Флотационные методы обогащения. Флотация является ключевым методом извлечения тонкодисперсного хромшпинелида из шламов и хвостов. Мировой опыт представлен фабриками Радуша (Македония) и Великая Дайка (Зимбабве), перерабатывающими россыпные руды с содержанием Cr₂O₃ 15–30 %.

Технология флотации хромитов имеет ряд особенностей. Обязательным этапом является предварительное обесшламливание по классу 0,06 мм в гидроциклонах. В качестве собирателей используются анионные реагенты (олеат натрия, аэроцианамид, Oxfloat), в качестве модификаторов – жидкое стекло и сода. Процесс ведется при pH 6–7. На фабриках Зимбабве после оттирки руды в закрытых камерах флотомаши и обесшламливания удастся повысить содержание Cr₂O₃ в питании флотации до 30 % и получить концентрат с содержанием 54 % Cr₂O₃.

Значительные исследования флотации проведены для условий Донского ГОКа. Установлено, что замена гравитационной доводки на столах флотацией тонкого материала позволяет повысить извлечение Cr₂O₃ на 6 %. Разработанная гравитационно-флотационная схема предусматривает получение флотационного концентрата, который после окомкования пригоден для выплавки ферросплавов [4, 7].

Также интерес представляет переработка лежалых шламов хвостохранилища Дуберсай (Казахстан) с содержанием Cr_2O_3 38,09 %. Анализ показал, что 94 % хрома сосредоточено в классе -0,16 мм. Рекомендованная технологическая схема включает дезинтеграцию, классификацию, гравитационное обогащение и флотацию с олеатом натрия. Это позволяет получить общий хромовый концентрат с 50,26 % Cr_2O_3 при извлечении 88,9 % [6].

К недостаткам флотации относятся высокий расход реагентов, сложность управления процессом из-за переменного состава хромшпинелидов и необходимость организации замкнутого водооборота с очисткой сточных вод.

Магнитные методы и «сухие» технологии. Магнитная сепарация применяется в хромовом обогащении в двух основных вариантах. Слабомагнитная сепарация используется для удаления магнетита из исходной руды или готового концентрата (Финляндия, Греция). Высокоинтенсивная магнитная сепарация служит для доизвлечения хромита из тонких шламов. На фабрике Кеми все сливы и шламовые продукты после гравитации направляются на высокоинтенсивную магнитную сепарацию, что позволяет повысить общее извлечение до 80 %. Комбинированные гравитационно-магнитные схемы работают на фабриках Скумца (Греция) и Андриамена (Мадагаскар).

Перспективным направлением является разработка «сухих» технологий обогащения. В Уральском государственном горном университете проведены исследования по применению сухой магнитной и электростатической сепарации. Для руд Курмановского месторождения и массива Рай-Из с использованием валкового сепаратора с редкоземельными магнитами ПВС-10/6 получены концентраты с содержанием Cr_2O_3 до 51 % при извлечении 75–78 %. Электростатическая сепарация показала принципиальную возможность получения концентрата с содержанием до 51 % Cr_2O_3 в определенных режимах. Преимуществом «сухих» методов является отсутствие необходимости в воде и обезвоживании, что актуально для регионов с дефицитом водных ресурсов [4].

Комплексная переработка техногенных отходов. Наибольший интерес с точки зрения экологии и экономики представляет переработка лежалых хвостов обогащения, которые накапливались десятилетиями. В хвостохранилищах Донского ГОКа содержание Cr_2O_3 достигает 23–38 %, что сопоставимо с содержанием хрома в бедных рудах. Кроме того, хвосты содержат ценные примеси: никель, кобальт, ванадий, галлий и редкоземельные элементы.

Исследования показывают, что применение классификации на узкие классы с последующим обогащением каждого класса на аппаратах разного типа позволяет существенно повысить извлечение. Для класса -0,25+0,12 мм на винтовых сепараторах получен концентрат с 48,3 % Cr_2O_3 . Для класса -0,12+0,071 мм на концентрационных столах содержание Cr_2O_3 в концентрате достигает 57,2 %. Обесшламливание и флотация класса -0,071 мм с реагентом Oxfloat дают концентрат с 44 % Cr_2O_3 [4].

Наиболее полное извлечение ценных компонентов достигается при использовании гидрометаллургии. При выщелачивании тонких классов (-0,2 мм) 10 % раствором NH_4HSO_4 в твердом остатке (кеке) получают хромитовый концентрат с 51,3 % Cr_2O_3 . Из раствора ступенчатой нейтрализацией выделяют:

- при pH 5,5 – продукт, содержащий РЗЭ, галлий и ванадий;
- при pH 8,5 – никель-кобальтовый концентрат (19,9 % NiO, 2,74 %
- после упаривания – магниевую соль.

Извлечение РЗЭ в конечный продукт достигает 73,8 %, ванадия – 82 %, никеля – 60 %.

Избирательное измельчение и перспективные методы. Различие в физико-механических свойствах хромшпинелидов и вмещающих силикатов позволяет использовать метод избирательного диспергирования. Более хрупкие силикаты при измельчении переходят в тонкие классы, а прочные зерна хромита концентрируются в крупных классах. Последующая классификация (грохочение, воздушная сепарация) позволяет выделить часть материала в виде черного концентрата без применения тяжелых сред.

Воздушная сепарация, основанная на значительной разнице в плотностях минералов, также может быть эффективна для тонких классов. Различная измельчаемость минералов может быть усилена специальными режимами измельчения [6].

Экологические аспекты и проблемы утилизации отходов. Переработка хромовых руд сопряжена с серьезными экологическими рисками. При сухом дроблении и сортировке в воздух попадает значительное количество пыли, содержащей соединения хрома. Сточные воды мокрых процессов, особенно флотации, содержат ионы шестивалентного хрома (высокотоксичная форма) и остатки флотореагентов.

Требуется строительство экранированных хвосто- и шламохранилищ, исключаящих фильтрацию токсичных вод в грунт, и организация замкнутых водооборотных циклов. Однако проблема утилизации самих шламов остается нерешенной в мировом масштабе. Высокое содержание оксида магния препятствует использованию шламов в цементной промышленности, а присутствие кальция и кремния – в производстве огнеупоров. Именно нерешенность проблемы утилизации отходов стала причиной закрытия хромового производства в ряде развитых стран Европы и Японии [5].

Заключение. Анализ современных технологий обогащения хромсодержащих руд позволяет выделить основные тенденции развития отрасли:

- комбинирование методов – переход от простых гравитационных схем к сложным многостадийным комплексам, включающим тяжелосредное обогащение, отсадку, винтовую сепарацию, флотацию и магнитную сепарацию. Такие схемы позволяют максимально извлечь хром из всех классов крупности.

– вовлечение в переработку техногенных отходов – лежалые хвосты обогащения рассматриваются как техногенные месторождения, переработка которых позволяет извлекать не только хром, но и попутные компоненты (никель, кобальт, магний, редкоземельные элементы). Наиболее перспективны гидрометаллургические методы, обеспечивающие комплексное извлечение.

– развитие «сухих» технологий – внедрение сухой магнитной и электростатической сепарации актуально для регионов с дефицитом воды и позволяет снизить экологическую нагрузку на водные объекты.

Внедрение инновационных технологий переработки хромосодержащего сырья позволит не только решить проблему утилизации отходов и снизить экологическую нагрузку, но и обеспечить устойчивое снабжение промышленности стратегически важным металлом – хромом, а также сопутствующими ценными компонентами.

Список литературы

1. Гришин И. А. Князбаев Ж. А. Анализ современного состояния теории и практики обогащения хромовых руд. Обзор // Комплексное использование минерального сырья. – 2017. – 1. – С. 10-15.
2. Абдулвалиев Р. А., Абдыкирова Г. Ж., Дюсенова С. Б., Имангалиева Л. М. Обогащение хромитсодержащих шламов // Обогащение руд. – 2017. – № 6. – С. 15-19.
3. Газалеева Г. И., Шихов Н. В., Власов И. А., Шигаева В. Н. Разработка технологии дообогащения хромитовых хвостов Донского ГОКа // Обогащение руд. – 2017. – 2. – С. 16-20. DOI:10.17580/or.2017.02.03.
4. Морозов В. В., Пестряк И. В., Дубов Н. А., Троицкий А. В. Выбор режима флотации хвостов обогащения хромовых руд с применением катионных собирателей // Вестник Забайкальского государственного университета. – 2025. – Т. 31, № 3. – С. 34-43. – DOI 10.21209/2227-9245-2025-31-3-34-43.
5. Современные экологически малонапряженные технологии обогащения различных видов бедных хромовых руд. М., ВИНТИ, 2012, № 2, 3-122 с.
6. Иванов С. И., Кушпаренко Ю. С., Тигунов Л. П. Современная оценка рудных объектов Российской Федерации на основе создания комбинированных малоотходных технологий их переработки. М., ВИНТИ, 2003, № 1, 51-63 с.
7. Технологический регламент на переработку шламов хвостохранилища Дуберсай. – Астана, 2016. – 58 с.

ЭВОЛЮЦИЯ ФАЗОВЫХ ПРЕВРАЩЕНИЙ ПРИ КАЛЬЦИЙ-АЛЮМИНОТЕРМИЧЕСКОМ ВОССТАНОВЛЕНИИ КОЛТАНА

**Пикулин К. В., Тюшняков С. Н., Федоров С. А.,
Гуляева Р. И., Петрова С. А., Сергеева С. В., Крылов А. А.**
ФГБУН Институт металлургии им. академика Н. А. Ватолина УрО РАН,
г. Екатеринбург, Россия

Колтан (промышленное сокращение от колумбит-танталит) представляет собой промежуточный член изоморфного ряда колумбит-танталита общей формулой $(\text{Fe}, \text{Mn})(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_6$, относящийся к классу сложных оксидов орторомбической сингонии [1]. Минерал формируется преимущественно в гранитных пегматитах, грейзенах и гидротермальных жилах на поздних стадиях магматической дифференциации. Он устойчив к выветриванию и способен накапливаться в россыпях, являясь основным рудным минералом Nb и Ta – стратегически важных металлов для микроэлектроники, аэрокосмической отрасли и медицины.

Современные технологии получения Ta и Nb из колтан-содержащего сырья преимущественно базируются на гидрометаллургических методах с использованием агрессивных кислотных реагентов, либо хлорирования. Альтернативным подходом является металлотермическое восстановление, среди которого алюминотермия получила распространение благодаря высокой экзотермичности и дешевизны процесса. Однако применение Al в качестве единственного восстановителя приводит к образованию алюминидов в металлической фазе, что усложняет последующее рафинирование и снижает качество конечного продукта.

Восстановление смесью Ca и Al, реализованное в промышленных масштабах при переработке чистых оксидов на заводе «Силмет» (Эстония) [2], демонстрирует преимущества за счёт высокой химической активности Ca и способности формировать низкоплавкие кальциевые алюминаты. Использование более устойчивой Ca-Al лигатуры по отношению к бедному сырью, содержащему Nb, Ta, отражено в работах [3]. Вместе с тем механизмы взаимодействия Ca-Al лигатуры с колтаном недостаточно изучены.

Целью настоящей работы является выявление взаимосвязи между минералогическими особенностями природного колтана и механизмом его кальций-алюминотермического восстановления.

В исследовании использовали измельченный образец природного колтана с содержанием, масс. %: 21,2 Nb, 26,7 Ta, 8,3 Fe, 4,9 Mn, 5,9 Sn, 1,1 Ti, 0,11 Zr. По данным рентгеноспектрального микроанализа (Carl Zeiss EVO 40, приставка HKL Channel 5 EBSD Premium) образец представляет собой рыхлый мелко- и тонкозернистый материал с преобладающими размерами частиц

10-100 мкм. Подавляющая доля этих частиц сцементирована в окатыши эллипсовидной и сферических форм (длина 100-1000 мкм).

Более 80 % концентрата составляют минералы группы колумбит-танталита (рис. 1) – ферроколумбит (FeNb_2O_6), манганоколумбит (MnNb_2O_6), ферротанталит (FeTa_2O_6) и манганотанталит (MnTa_2O_6), образующие непрерывный изоморфный ряд; в зернах повсеместно присутствуют минералы всех четырёх компонентов в переменных соотношениях. Кристаллы имеют призматический габитус, однако преобладают их обломки; зафиксированы сростки и зональные зерна размером <5-300 мкм. Танталиты, особенно MnTa_2O_6 , доминируют по распространённости. В них установлены примеси Sn (до 2,5 масс. %) и Ti (до 0,8 масс. %), а содержания Nb и Ta варьируют в пределах 13,8-54,8 и 10,1-57,2 масс. % соответственно. Тапиолит ($(\text{Fe}, \text{Mn})\text{Ta}_2\text{O}_6$) выявлен в виде тетрагонально-призматических зерен (10-150 мкм) с содержанием Ta 66,1-78,9 масс. % и примесью Nb до 3,2 масс. %. Идентифицированы оба крайних члена изоморфного ряда: тапиолит-(Fe) и тапиолит-(Mn), причём последний часто встречается в практически чистом виде. Касситерит (SnO_2) представлен обломками изометричных и призматических кристаллов (30-100 мкм), содержащих примеси Fe (до 1,3 масс. %) и Ta (до 8,2 масс. %). В незначительных количествах установлены альмандин, альбит, кварц, мусковит, гематит, ильменит и циркон. Размеры этих минералов не превышают 100 мкм.

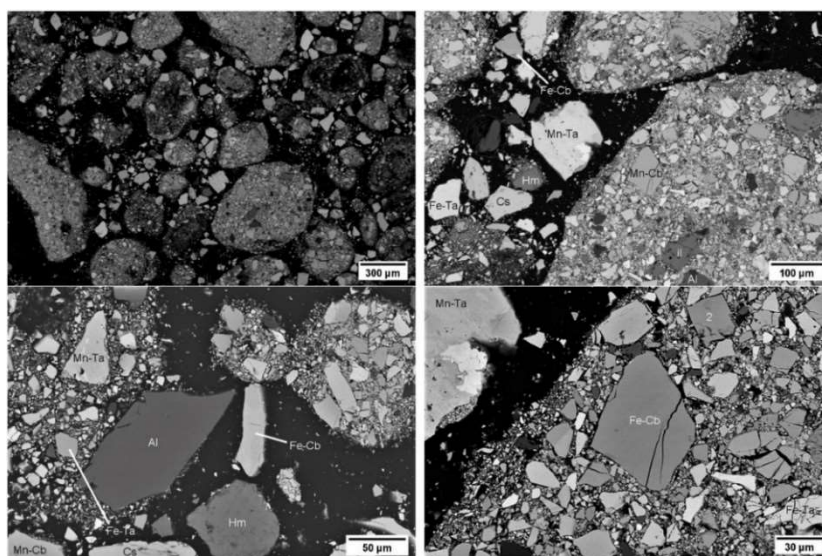


Рисунок 1 – Результаты рентгеноспектрального микроанализа образца природного колтана с отображением зерен ферроколумбита (Fe-Cb), манганотанталита (Mn-Ta), ферротанталита (Fe-Ta), манганоколумбита (Mn-Cb), касситерита (Cs), гематита (Hm), ильменита (il) и альмандина (Al)

Согласно данным рентгенофазового анализа (рис. 2) исследуемый образец колтана представляет собой смесь следующих минералов: 80,0 % твердого раствора колумбит-танталита состава $(\text{Mn}, \text{Fe})(\text{Nb}, \text{Ta})_2\text{O}_6$, 8,0 % касситерита $\text{Sn}_{0,9}\text{O}_2$, 7,5 % тапиолита $(\text{Ta}, \text{Nb})_2(\text{Mn}, \text{Fe})\text{O}_6$ и 4,5 % кальциооливина Ca_2SiO_4 .

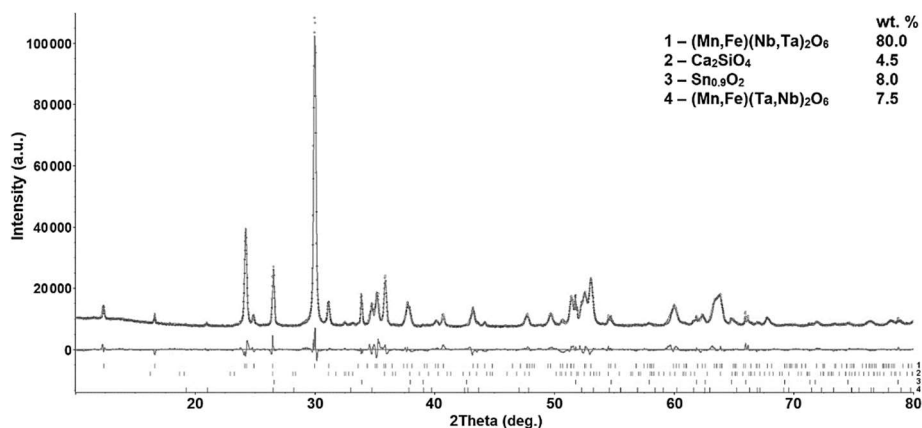


Рисунок 2 – Дифрактограмма, расчетный спектр, разностные кривые и штрих-диаграммы образца колтана

Проведенный термический анализ смеси колтана с Ca-Al лигатурой (69,4 % Ca), выполненный на термоанализаторе STA 449 F3 Jupiter при нагреве до 800-1460 °C и охлаждении (20 °C/мин, Ar), позволил выявить следующие тепловые эффекты. На кривой ДСК (рис. 3) регистрируется эндотермический эффект (535/543 °C), отвечающий плавлению эвтектики составляющих фаз лигатуры, и совмещенный экзотермический пик при 657 °C, обусловленный фазовыми превращениями в лигатуре, а также протеканием реакций, связанных с восстановлением колумбит-танталита и тапиолита с формированием твёрдых растворов (Ta, Nb)O₂.

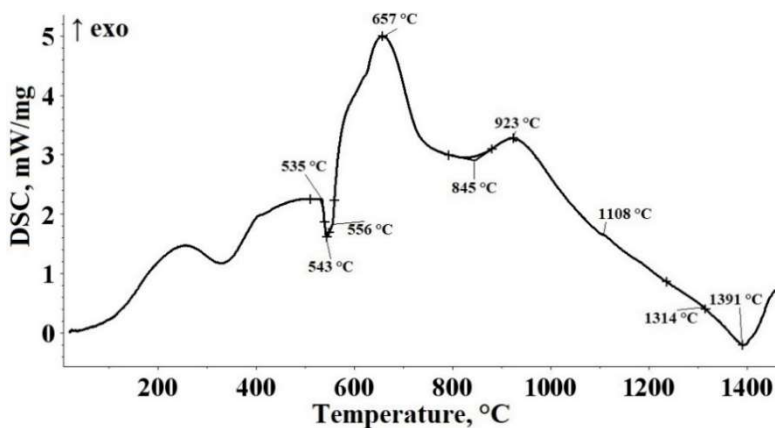


Рисунок 3 – ДТА-линии восстановления колтана Ca-Al лигатурой при нагреве со скоростью 20 °C/мин в потоке аргона

Рентгенофазовый анализ промежуточных продуктов, полученных при 800 °C (рис. 4), свидетельствует об обогащении лигатуры алюминием до состава CaAl₂, а также о взаимодействии образующегося CaO с SnO₂ с получением станната кальция.

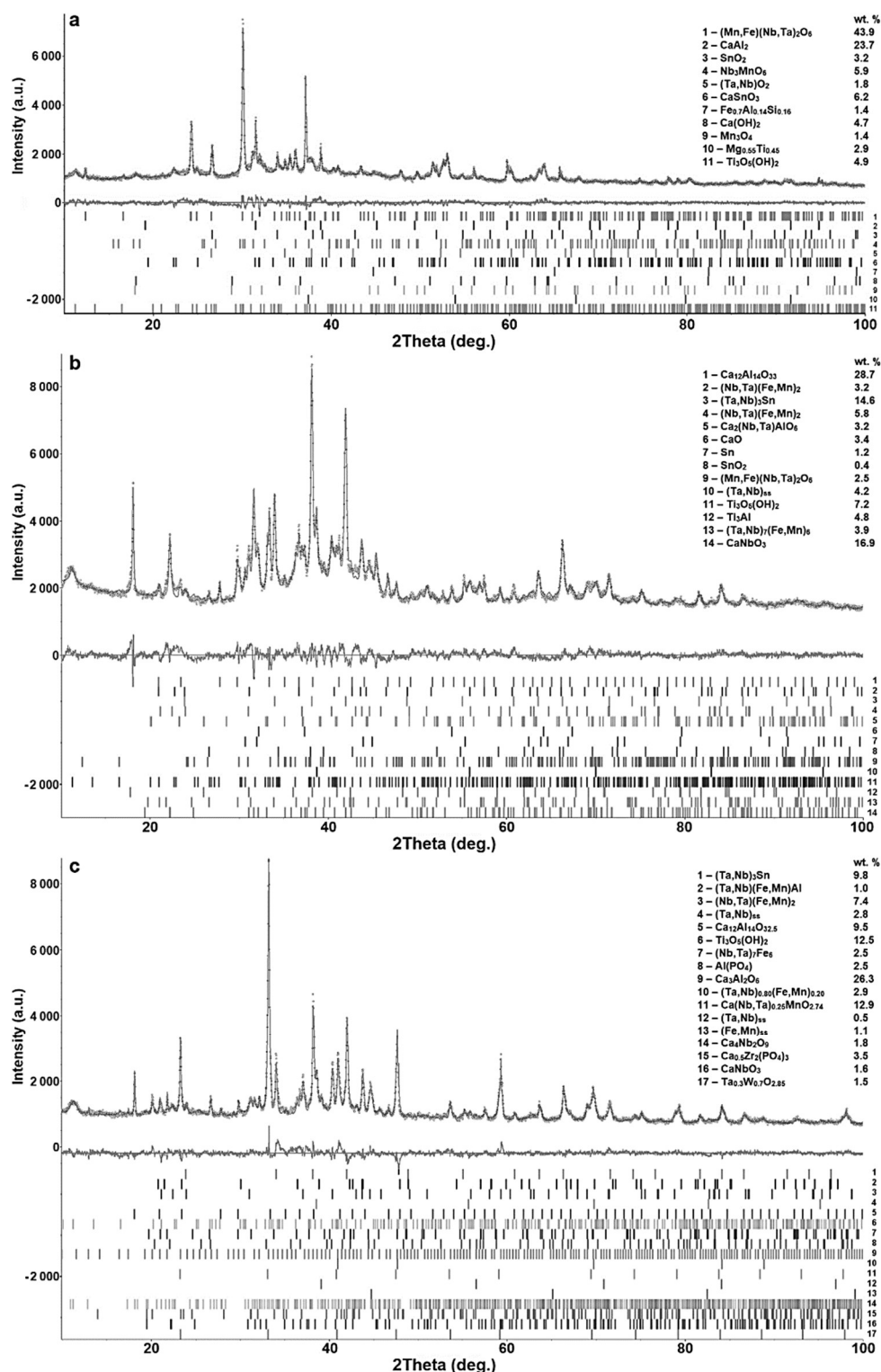


Рисунок 4 – Дифрактограммы, расчетные спектры, разностные кривые и штрих-диаграммы продуктов восстановления колтана Ca-Al лигатурой при 800 °C (a), 1250 °C (b) и 1450 °C (c)

При нагреве до 1250 °C интенсифицируется восстановление металлов из колтана, что проявляется экзотермическими эффектами при 923 и 1108 °C; в металлической фазе формируются твёрдые растворы Ta-Nb, интерметаллид (Ta,Nb)₃Sn, алюминид Ti₃Al и ферросплавы с переменным соотношением

(Ta,Nb)/(Fe,Mn); оксидная составляющая представлена алюминатом $\text{Ca}_{12}\text{Al}_{14}\text{O}_{32,5}$, ниобатами кальция CaNbO_3 и $\text{Ca}_2(\text{Nb,Ta})\text{AlO}_6$. Несмотря на существенное сокращение содержания орторомбического колумбит-танталита, его следы сохраняются, тогда как тетрагональный тапиолит полностью исчезает. Образующиеся промежуточные оксиды выполняют роль диффузионного барьера, затрудняя доступ восстановителя к остаточным минеральным включениям и замедляя завершающие стадии восстановления.

При повышении температуры до 1450 °C наблюдается перераспределение оксидных компонентов, а также довосстановление исходного минерала интерметаллидами. Наиболее значимые трансформации происходят в ниобатной подсистеме: содержание CaNbO_3 снижается с 16,9 до 1,6 % на фоне полного исчезновения остаточного колумбит-танталита, при этом образуются новая марганец-обогащённая фаза $\text{Ca}(\text{Nb, Ta})_{0,25}\text{MnO}_{2,74}$ и высокоосновный ниобат кальция $\text{Ca}_4\text{Nb}_2\text{O}_9$. В оксидной матрице происходит перераспределение CaO с образованием более термически стабильных соединений, а также перекристаллизация алюминатной связки: содержание фазы $\text{Ca}_{12}\text{Al}_{14}\text{O}_{32,5}$ уменьшается с 28,7 до 9,5 масс. %, тогда как доля трёхкальцевого алюмината $\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{O}_6$ возрастает до 26,3 масс. %. В основе металлической фазы зафиксировано образование ферросплавов системы Nb-Ta-Fe-Mn и твердых растворов (Nb, Ta)_{ss}. Образование алюминидов является минимальным, что положительно отличает данный процесс от непосредственной алюминотермии.

Работа выполнена при финансовой поддержке Российского научного фонда (проект № 25-79-00206) с использованием оборудования Центра коллективного пользования «Урал-М».

Список литературы

1. Nzeh N. S., Adeosun S., Popoola A. P., Adeleke A., Okanigbe D. Process Applications and Challenges in Mineral Benefication and Recovery of Niobium from Ore Deposits – A review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2022. – V. 43. – № 7. – P. 833-864.
2. Gorkunov, V. Calcium-aluminothermal production of niobium and mineral composition of the slag / V. Gorkunov, R. Munter // Proceedings of the Estonian Academy of Sciences. – 2007. – V. 56. – Is. 3. – P. 142-156.
3. Патент РФ № 2797102. Способ переработки бедных тантал-ниобиевых концентратов / Гуляева Р. И., Тюшняков С. Н., Пикулин К. В., Удоева Л. Ю., Галкова Л. И., Агафонов С. Н. опубл. 31.05.2023.

ФОТОКАТАЛИЗАТОРЫ ТРЕТЬЕГО ПОКОЛЕНИЯ, АКТИВНЫЕ В ВИДИМОМ ДИАПАЗОНЕ СВЕТА В ПРОЦЕССАХ ОЧИСТКИ ВОДНЫХ СРЕД ОТ ФЕНОЛЬНЫХ СОЕДИНЕНИЙ И МЫШЬЯКА

**Чупахина Т. И.², Меньшиков С. Ю.¹, Гырдасова О. И.², Упорова А. М.²,
Деева Ю. А.², Булдакова Л. Ю.², Янченко М. Ю.², Банникова А. А.³**

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

² Институт химии твердого тела Уральского отделения РАН,

³ ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет

им. первого Президента России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

Обеспечение экологической безопасности и рациональное природопользование являются одними из ключевых стратегических приоритетов развития Российской Федерации. Интенсивное развитие промышленности, энергетики и инфраструктуры неизбежно сопровождается увеличением антропогенной нагрузки на водные объекты, что требует совершенствования подходов к очистке сточных и природных вод. В связи с этим проблема эффективного удаления трудноразлагаемых токсичных загрязнителей приобретает общегосударственное значение и требует поиска новых, технологичных и энергоэффективных решений. Особую опасность представляют стойкие органические соединения, такие как фенолы, обладающие высокой токсичностью даже в следовых концентрациях, а также ионы тяжелых металлов, в частности высокотоксичный мышьяк As(III), способные накапливаться в гидробионтах и оказывать долговременное негативное воздействие на водные экосистемы.

Фотокатализ является экологически чистым процессом, позволяющим устранить загрязняющие примеси в водных средах.

В процессе фотокатализа за счет облучения и воздействия на раствор загрязняющих веществ протекают фотохимические реакции, способствующие их разложению. В качестве катализаторов в фотокаталитических реакциях широко применяются полупроводники, так называемые фотокатализаторы первого поколения, такие как ZnO, SnO и TiO₂. Они нетоксичны, стабильны, характеризуются сравнительно низкой стоимостью и эффективны в процессах окисления. Однако, они имеют широкую запрещенную зону и поэтому реагируют только на УФ-излучение. Фотокатализаторы второго поколения (WO₃, Fe₂O₃ и Cu₂O) имеют низкий квантовый выход из-за быстрой электронно-дырочной рекомбинации и низкой стабильности. Поэтому поиск новых, стабильных и высокоэффективных фотокатализаторов, активных в видимой области спектра, является важнейшей фундаментальной и прикладной задачей. Перовскиты и родственные им материалы считаются фотокатализаторами третьего поколения, которые образуют стабильную структуру. Легирование перовскитоподобных оксидов катионами с разной валентностью может изменять электронную структуру оксидов и варьировать их электрические и оптические свойства.

Слоистые перовскитоподобные оксиды гомологического ряда Раддлсдена-Поппера $A_{n+1}B_nO_{3n+1}$ ($n=1, 2, \infty$), в которых позиции А занимают редкоземельные и щелочноземельные элементы, а позиции В – переходные металлы, обладают многофункциональными свойствами и используются как в микроэлектронике, так и в каталитических процессах. Титанаты стронция со структурой перовскита $SrTiO_3$ ($n=\infty$) и Sr_2TiO_4 ($n = 1$), а также твердые растворы на их основе, в которых позиции Ti допируются переходными металлами с переменной валентностью, перспективны как фотокатализаторы.

Допирование позиций Ti атомами переходных металлов в Sr_2TiO_4 существенно уменьшает ширину запрещенной зоны (3,2 эВ для Sr_2TiO_4 ; 2,4-2,8 для допированных титанатов стронция $Sr_{2-x}La_xTi_{1-y}M_yO_4$ ($M = Mn, Cu, Fe, Cr, Rh, Sc$) [1, 2 и ссылки в них].

В настоящей работе мы рассматриваем процессы фотокаталитического окисления гидрохинона и As^{3+} с использованием в качестве катализаторов твердых растворов ряда $La_xSr_{2-x}Ti_{1-x}M_xO_4$ ($M=Cu, Mn, Fe$).

Синтез фотокатализаторов $La_xSr_{2-x}Ti_{1-x}M_xO_4$ ($M=Cu, Mn, Fe$)

Оксиды $La_xSr_{2-x}Ti_{1-x}M_xO_4$ ($M = Cu, Fe$) ($x = 0; 0,05; 0,1; 0,2; 0,5; 0,7$) в виде порошков получены методом «solution combustion». По этой технологии изопропоксид титана гидролизуют 96 % раствором C_2H_5OH до образования осадка гидратированного диоксида титана $TiO_2 \cdot nH_2O$, который затем растворяют в разбавленной азотной кислоте до получения растворимого $TiO(NO_3)_2$. Полученный раствор смешивают с растворами нитратов соответствующих металлов, добавляют избыток органического топлива, которым в данном случае является двузамещенный цитрат аммония. Реакционная масса нагревается до воспламенения,кратно увеличиваясь в объеме. Далее проводится ряд последовательных отжигов с повышением температуры на 50 °С до завершения процесса фазообразования.

Недостатком СВС метода является неконтролируемая температура начала воспламенения солевого композита. Это служит препятствием при получении Sr_2TiO_4 , допированного малыми количествами Mn. Синтез оксидов $Sr_2Ti_{1-x}Mn_xO_4$ по золь-гель технологии в сольвотермальных условиях с использованием в качестве прекурсоров формиатов соответствующих металлов.

Структура $La_xSr_{2-x}Ti_{1-x}M_xO_4$ ($M=Cu, Mn, Fe$)

Слоистые перовскитоподобные оксиды A_2BO_4 ($n = 1$, тип K_2NiF_4), являющиеся первым гомологом ряда Раддлсдена-Поппера $A_{n+1}B_nO_{3n+1}$, имеют структуру когерентного срастания чередующихся проводящих перовскитных блоков BO_3 (где В – переходный металл) и изолирующих слоев АО (где А – РЗЭ или ЩЗЭ) со структурой каменной соли. Рентгенографические данные таких оксидов описываются на основе тетрагональной элементарной ячейки (пространственная группа $I4/mmm$, № 39). Типичная дифрактограмма оксидов из серии твердых растворов $La_xSr_{2-x}Ti_{1-x}M_xO_4$ ($M = Cu, Mn, Fe$) приведена на

рис. 1. Чередование проводящих и изолирующих слоев повышает эффективность миграции фотогенерированных носителей вдоль кристаллографической плоскости октаэдров VO_6 , а перенос заряда через соседние слои отсутствует. Эта особенность структуры влияет на разделение фотостимулированных носителей заряда.

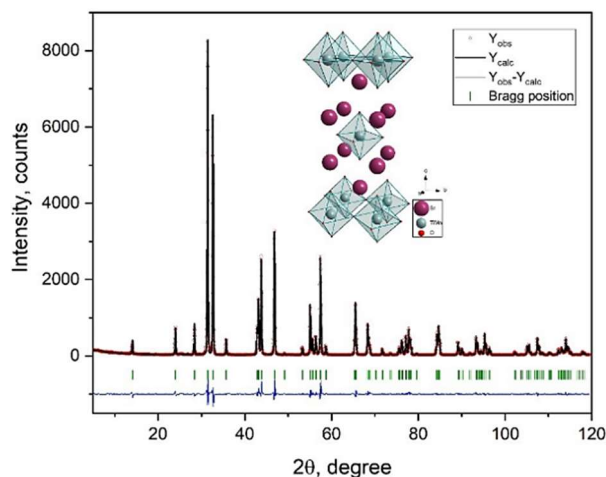


Рисунок 1 – Теоретическая, экспериментальная и разностная дифрактограммы твердого раствора $\text{Sr}_2\text{Ti}_{0.9}\text{Mn}_{0.1}\text{O}_4$. На вставке – визуализация структуры в программной среде DIAMOND

Фотокаталитическая активность $\text{La}_x\text{Sr}_{2-x}\text{Ti}_{1-x}\text{M}_x\text{O}_4$ ($\text{M}=\text{Cu}, \text{Mn}, \text{Fe}$)

Фотокаталитическую активность всех полученных образцов $\text{La}_x\text{Sr}_{2-x}\text{Ti}_{1-x}\text{M}_x\text{O}_4$ ($\text{M}=\text{Cu}, \text{Mn}, \text{Fe}$) исследовали в процессе окисления ароматического соединения гидрохинона (HQ) в двух световых диапазонах: длина волны $\lambda_{\text{макс}} = 253$ нм соответствует ультрафиолетовому, $\lambda_{\text{макс}} = 460$ нм – синему свету.

Все тестируемые образцы показали высокую фотоактивность в обоих световых диапазонах (рис. 2-4). Стабильность работы катализаторов была проверена в трех последовательных циклах окисления.

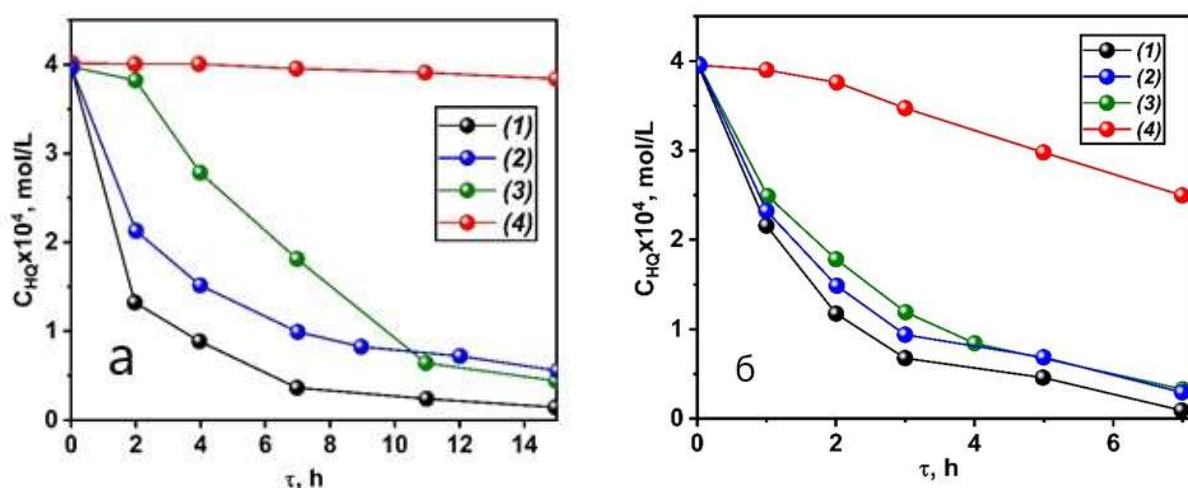


Рисунок 2 – Фотоокисление HQ на $\text{La}_x\text{Sr}_{2-x}\text{Ti}_{1-x/2}\text{Cu}_{x/2}\text{O}_4$: ($x=0,2$ (1); $x=0,3$ (2), $x=0,5$ (3), HQ (4)), при облучении УФ-светом (а); синим светом (б)

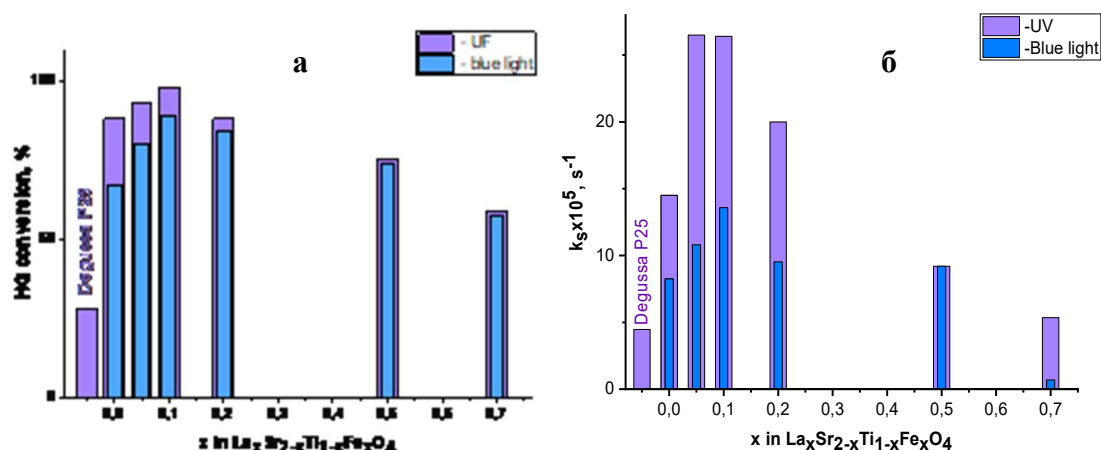


Рисунок 3 – Конверсия HQ (а) в первом цикле и константы скорости реакции (k_s) (б) в зависимости от состава катализатора $\text{La}_x\text{Sr}_{2-x}\text{Ti}_{1-x}\text{Fe}_x\text{O}_4$ и типа облучения

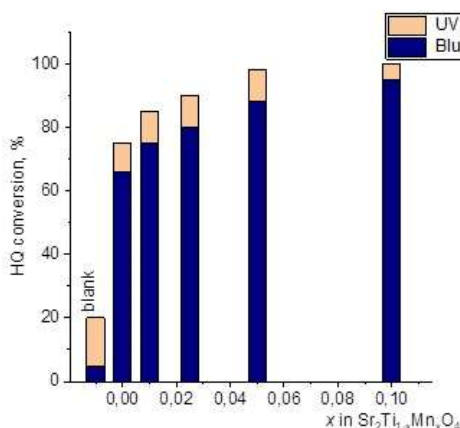


Рисунок 4 – Фотоокисление HQ на $\text{Sr}_2\text{Ti}_{1-x}\text{Mn}_x\text{O}_4$: ($x=0-0,1$) при облучении УФ-светом и синим светом

Данные фотокаталитического окисления гидрохинона в двух световых диапазонах показывают, что при сопряженном катионном замещении как La/Cu, так и La/Fe в титанате стронция Sr_2TiO_4 наблюдается улучшение его фотокаталитических характеристик, связанное с образованием акцепторных уровней ($\text{Cu}^{2+} + e^- \rightarrow \text{Cu}^{2+}/\text{Cu}^+ + h^+ \rightarrow \text{Cu}^{2+}$) и ($\text{Fe}^{3+/4+} + h^+/e^- \rightarrow \text{Fe}^{4+}/\text{Fe}^{3+}$) в запрещенной зоне материала. Незначительное количество Cu^{2+} и Fe^{3+} в подрешетке Sr_2TiO_4 влияет на эффективность разделения фотогенерированных электронно-дырочных пар и расширяет спектральный рабочий диапазон до видимой области. Присутствие Cu^+ и FeO^{2+} в соединении отвечает за образование супероксидного радикала O_2^- на рабочей поверхности катализатора, который является основной активной частицей в фотокаталитическом процессе. Оптимальными составами для окислительного фотокатализа являются твердые растворы $\text{La}_{0,2}\text{Sr}_{1,8}\text{Ti}_{0,9}\text{Cu}_{0,1}\text{O}_4$ в $\text{La}_x\text{Sr}_{2-x}\text{Ti}_{1-x/2}\text{Cu}_{x/2}\text{O}_4$ и $\text{La}_{0,1}\text{Sr}_{1,9}\text{Ti}_{0,9}\text{Fe}_{0,1}\text{O}_4$ в $\text{La}_x\text{Sr}_{2-x}\text{Ti}_{1-x}\text{Fe}_x\text{O}_4$. Увеличение концентрации Cu и Fe (более чем на 10 %) значительно снижает фотоактивность материалов.

Селективное допирование позиций Ti катионами Mn в титатанате стронция возможно благодаря четырехвалентному окислительному состоянию Mn в оксидах перовскитоподобной структуры. Образование однофазных образцов со структурой типа K_2NiF_4 не требует сопряженного замещения позиций Sr на La, а марганец демонстрирует поливалентное состояние $Mn^{2+/4+} + 2h^+/e^- \rightarrow Mn^{4+}/Mn^{2+}$, способствующее образованию супероксидного радикала O^{2-} и существенно повышающее фотокаталитическую активность материала в реакциях окисления HQ.

Показано, что использование активированного марганцем титаната стронция $Sr_2Ti_{1-x}Mn_xO_4$ в реакциях окислительного фотокатализа расширяет рабочий диапазон реакции до видимого света и позволяет сокращать время конверсии ароматических соединений до CO_2 и H_2O в среднем в 2-4 раза. Катализатор активен также в реакции окисления As^{3+} и имеет стабильно-высокие характеристики в трех последовательных циклах окисления.

Сравнение фотокаталитических свойств $Sr_2Ti_{1-x}Mn_xO_4$ с другими фотокатализаторами, в частности, с коммерческим фотокатализатором «Degussa», демонстрируют перспективность использования соединений данного класса для окислительного фотокатализа.

Список литературы

1. Chupakhina T. I. Perovskite-like $La_xSr_{2-x}Ti_{1-x/2}Cu_{x/2}O_4$ ($x = 0.2, 0.3, 0.5$) oxides with the K_2NiF_4 -type structure active in visible light range: new members of the photocatalyst family / T. I. Chupakhina, R. M. Eremina, O. I. Gyrdasova, M. Yu. Yanchenko, L. Yu. Buldakova, I. V. Yatsyk, T. P. Gavrilova, Yu. A. Deeva, A. A. Sukhanov, I. V. Baklanova, A. M. Uporova // Journal of the Korean Ceramic Society. – 2024. – V. 61. – №. 4. – P. 623-635.
2. Chupakhina T. I. Precursor synthesis and photocatalytic activity of Mn-doped Sr_2TiO_4 for the oxidation of As(III) and HQ in aqueous solutions / T. I. Chupakhina, O. I. Gyrdasova, A. M. Uporova, Yu. A. Deeva, R. F. Likerov, I. V. Yatsyk, M. A. Cherosov, R. G. Batulin, R. M. Eremina, L. Y. Buldakova, I. V. Baklanova, M. Y. Yanchenko, N. V. Podval'naya // Materials Science and Engineering B. – 2026. – V. 323. – № 118762 (1-10).

УДК 621.357.12

ЭЛЕКТРОЛИЗ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ СОЛЕЙ

Меньшиков С. Ю.¹, Потапов А. М.^{1,2}, Богданова М. А.^{1,3}

¹ ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,

² Институт высокотемпературной электрохимии УрО РАН, ³ ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б. Н. Ельцина»,
г. Екатеринбург, Россия

В УГГУ в рамках программы «Приоритет 2030» было поставлено компьютеризированное лабораторное оборудование производства НПО УНИТЕХ (г. Томск). Оборудование состоит из трех модулей: по электрохимии, коллоидной химии и по фазовому равновесию. К настоящему времени наибольшее количество лабораторных работ освоено и воспроизведено

для модуля по электрохимии [1]. Преподаватели кафедры химии не ограничились опытами, описанными в прилагаемом руководстве, а разработали и продолжают разработку новых опытов, позволяющих глубже понять процессы, происходящие при электролизе водных растворов, а также иллюстрирующих возможности практического применения электролиза.

В данной статье описаны опыты, проводимые на лабораторной работе по электролизу водных растворов солей на модуле по электрохимии, большинство из которых не входят в стандартный перечень экспериментов, рекомендованный в методических указаниях, изданных в НПО УНИТЕХ.

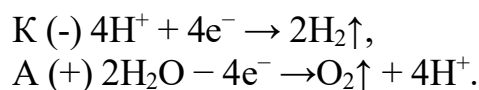
Явление электролиза широко применяется в современной промышленности. В частности, электролиз является одним из способов промышленного получения алюминия, водорода, диоксида марганца, пероксида водорода, хлора, гидроксидов натрия и калия. Большое количество металлов извлекается из руд и подвергается переработке с помощью электроэкстракции и электрорафинирования. Электролиз находит применение в очистке сточных вод: процессы электрофлотации, электроэкстракции, электрокоагуляции. Применяется электролиз также для нанесения металлических покрытий при хромировании, никелировании, золочении и использовании для этого многих других металлов.

В этой связи экспериментальная работа при выполнении лабораторного практикума по электролизу водных растворов солей с использованием компьютеризированного оборудования не только повышает вовлеченность студентов в проведение научных экспериментов, но и позволяет совершенствовать навыки работы с компьютерной техникой.

Электролиз водного раствора Na_2SO_4 с инертными электродами

Наливают 100 мл заранее приготовленного раствора сульфата натрия в стакан на 400 мл. Затем добавляют несколько капель метилового оранжевого в раствор электролита, перемешивают, и, наполнив мерные пробирки раствором под самое горлышко, устанавливают их в электролизер в вертикальном положении, при этом должно вылиться немного раствора из пробирок. Убедившись в том, что горлышко пробирки плотно сидит в углублении электролизера, а также отсутствуют пузыри воздуха внутри пробирок, аккуратно и достаточно быстро переворачивают электролизер с пробирками, придерживая одной рукой пробирки за доньшки. Это позволяет количественно собирать газы, образующиеся на электродах. Далее устанавливают собранную конструкцию в стакане и подключают электролизер к модулю «Электрохимия» в соответствующий разъем. Включают прибор в сеть и загружают на ноутбуке тип эксперимента «Одиночное измерение». На вкладке «Измерение» обнуляют значение заряда кулонометра, переводят электролизер в положение «ВКЛ» нажатием на тумблер электролизера и устанавливают силу тока около 150 мА. Во время электролиза можно наблюдать выделение газов на электро-

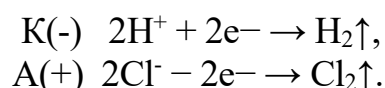
дах электролизера. После получения достаточных для точных измерений объемов газа (10–20 мл) электролиз прекращают путем выключения источника тока. Экспериментально полученные на каждом электроде объемы газов необходимо сравнить с теоретически рассчитанными объемами по закону Фарадея. С помощью индикатора метилового оранжевого, добавленного в раствор электролита, можно убедиться в том, что содержимое пробирки с катодом (К) имеет желтую окраску (щелочная среда), а с анодом (А) – красную окраску (кислая среда). Для экспериментального подтверждения выделения водорода и кислорода можно провести качественные реакции: в пробирке с кислородом тлеющая лучинка вспыхивает моментально, а водород взрывается с характерным хлопком при поднесении спички.



Суммарная реакция: $2\text{H}_2\text{O} \rightarrow \text{O}_2\uparrow + 2\text{H}_2\uparrow$.

Электролиз водного раствора NaCl с инертными электродами

Методика проведения эксперимента аналогична методике электролиза водного раствора Na_2SO_4 за исключением того, что силу тока устанавливают около 200 мА. С помощью индикатора метилового оранжевого, добавленного в раствор электролита, можно убедиться в том, что содержимое пробирки с катодом имеет щелочную среду. Для экспериментального подтверждения выделения водорода и хлора можно провести качественные реакции: в пробирке с хлором протекает реакция его с иодидом калия и соответствующим образованием молекулярного иода, а водород взрывается с характерным хлопком при поднесении спички.



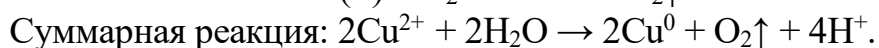
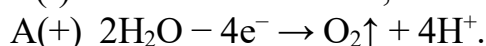
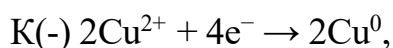
Суммарная реакция: $2\text{H}^+ + 2\text{Cl}^- \rightarrow \text{H}_2\uparrow + \text{Cl}_2\uparrow$.

Эксперименты, предложенные преподавателями кафедры химии

Порядок осаждения металлов из водных растворов на катоде при совместном присутствии в растворе нескольких катионов в процессе электролиза определяется их электрохимическими потенциалами [2]. Например, потенциалы $E(\text{Zn}^{2+}/\text{Zn}) = -0,76 \text{ В}$; $E(\text{Fe}^{2+}/\text{Fe}) = -0,44 \text{ В}$; $E(\text{Cu}^{2+}/\text{Cu}) = +0,34 \text{ В}$; $E(\text{Ag}^+/\text{Ag}) = +0,80 \text{ В}$. Первым на катоде будет разряжаться наиболее электроположительный металл, а последним наиболее электроотрицательный. В нашем примере будет следующий порядок выделения: Ag, Cu, Fe, Zn. Трудность демонстрации этой последовательности в том, что осадки большинства металлов «на глаз» практически неразличимы, а делать какой-то анализ не позволяет продолжительность лабораторной работы. Но есть исключение, осадок меди по цвету отличается от осадка остальных металлов. Есть ещё одно исключение – золото [3]. К сожалению, пришлось его исключить из рассмотрения.

Электролиз водного раствора CuSO_4 и ZnSO_4 с медным катодом и анодом из нержавеющей стали

Методика проведения данного опыта позволяет проследить осаждение на катоде из совместного раствора сульфатов Cu (II) и Zn (II) меди, а не цинка. На аноде будет происходить выделение газообразного кислорода. При этом масса анода не изменится, а масса катода увеличится. Электроды взвешиваются на аналитических весах до и после электролиза. Перед взвешиванием электроды необходимо зачистить фильтровальной бумажкой или мелкозернистой шкуркой. В стакан на 150 мл наливают примерно 100 мл электролита и устанавливают по краям стакана электроды с помощью удерживающих устройств. Силу тока устанавливают 50-100 мА исходя из того, что малая сила тока потребует значительного времени для выделения достаточного для точного взвешивания меди, а слишком большая сила тока может привести к образованию рыхлого осадка на катоде, который при извлечении электрода из раствора может осыпаться. Экспериментально полученное изменение массы катода необходимо сравнить с теоретически рассчитанной по закону Фарадея.



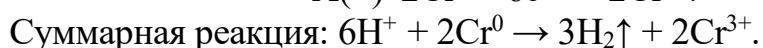
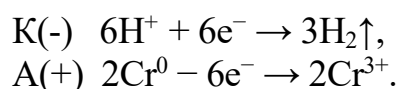
Тот факт, что на катоде осаждается именно медь, а не цинк устанавливаем по характерной красной окраске осадка.

Дальнейшие планы: электролиз растворов, содержащих ионы Pb^{2+} и какие-нибудь ионы из списка (Zn^{2+} , Ni^{2+} , Co^{2+} , Mn^{2+}). Потенциал свинца из них самый положительный, $E(\text{Pb}^{2+}/\text{Pb}) = -0,13$ В. Идея в том, что при осаждении свинец образует очень характерные длинные мягкие дендриты, «свинцовая вата», что не характерно для других металлов

Электролиз водного раствора Na_2SO_4 с медным катодом и анодом из нихромовой проволоки

Деаллоинг: в промышленности используется огромное число сплавов. После окончания срока службы изделия из различных сплавов необходимо каким-то образом утилизировать или перерабатывать. Не всегда, но во многих случаях переработка заключается в разделении сплава на компоненты или в извлечении отдельных ценных компонентов. Один из способов разделения – это весь сплав растворить, а затем выделять отдельные компоненты, как описано выше. Но есть и более прямой путь. Если сплав опустить в раствор и подать на него анодный потенциал (+), то первым будет растворяться наиболее электроотрицательный компонент сплава. Рассмотрим, для примера, нихром. Потенциалы $E(\text{Ni}^{2+}/\text{Ni}) = -0,23$ В, $E(\text{Cr}^{3+}/\text{Cr}) = -0,74$ В. При анодном растворении первым будет растворяться хром.

Методика проведения данного опыта позволяет проследить выделение на катоде из раствора сульфата натрия газообразного водорода, а анод из никрома будет растворимым, так как в процессе электролиза будет происходить перенос металла с анода в электролит, то есть масса анода уменьшится, а масса катода не изменится. При этом бесцветный вначале электролиз электролит постепенно позеленеет (ионы Cr^{3+}). Перед взвешиванием электроды необходимо зачистить фильтровальной бумажкой или мелкозернистой шкуркой. В стакан на 150 мл наливают примерно 100 мл электролита и устанавливают по краям стакана электроды с помощью удерживающих устройств. Силу тока устанавливают 50-100 мА исходя из того, что более высокая сила тока потребует меньшего времени для окрашивания раствора электролита. Экспериментально полученное изменение массы анода необходимо сравнить с теоретически рассчитанной по закону Фарадея.



Дальнейшие планы: по ряду причин, никром не самый лучший сплав для демонстрации селективного растворения металлов. На термодинамику здесь накладывается очень высокая склонность хрома к пассивации. В настоящее время готовятся эксперименты с латунью ($\text{Cu}+\text{Zn}$), мельхиором ($\text{Cu}+\text{Ni}$).

Список литературы

1. Меньшиков С. Ю., Федоров С. А., Салина В. А. Определение константы диссоциации слабой кислоты кондуктометрическим методом: методические указания к лабораторной работе для студентов, изучающих дисциплины «Химия» и «Прикладная химия» / Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2024. – 15 с.
2. Потапов А. М., Новосёлова А. В. Физическая химия в вопросах и ответах. Часть 11. Электролиз водных растворов электролитов. Методическая разработка для студентов геологических и геофизических специальностей очного обучения. Екатеринбург, 2011, 30 с.
3. Амдур А. М., Федоров С. А. Флотация жидких капель. Сборник статей XXX Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», проводимой в рамках XXIII Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2025. – С. 122-126.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СКОРОСТЕЙ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ В ЦЕНТРОБЕЖНЫХ СЕПАРАТОРАХ

Морозов Ю. П.¹, Бекчурина Е. А.¹, Набиуллин Ф. М.²

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

²ООО «Березовский рудник», г. Березовский, Россия

Разделение частиц в центробежных сепараторах происходит под действием центробежной силы, которая во много раз превышает силу тяжести. Теоретическими исследованиями многих авторов показано, что в центробежном поле под действием центробежных ускорений возрастает коэффициент равнопадаемости частиц различной плотности [1, 2].

Нами выполнено исследование по влиянию плотности среды разделения и величины центробежных ускорений на коэффициенты равнопадаемости частиц кварца ($\rho_{\text{SiO}_2} = 2650 \text{ кг/м}^3$) и частиц пирита ($\rho_{\text{FeS}_2} = 5000 \text{ кг/м}^3$) по отношению к частицам золота ($\rho_{\text{Au}} = 18000 \text{ кг/м}^3$) крупностью 10 мкм.

Расчет скорости стесненного движения частиц под действием центробежной силы в стесненных условиях выполнен по формуле Меринова Н. Ф. [3]:

$$v_{\text{ст}} = \frac{24}{d \cdot \Delta_{\text{ср}}} \left(\sqrt{\mu_{\text{ст}}^2 + \frac{d^3 \Delta_{\text{ср}} (\rho - \Delta_{\text{ср}}) g_{\text{цб}}}{216}} - \mu_{\text{ст}} \right),$$

где d – диаметр частицы, м; $\Delta_{\text{ср}}$ – плотность среды, кг/м^3 ; ρ – плотность частицы, кг/м^3 ; $\mu_{\text{ст}}$ – динамический коэффициент вязкости стесненной среды, $\text{Н} \cdot \text{с/м}^2$, $g_{\text{цб}}$ – ускорение, создаваемое центробежным полем, м/с^2 .

Плотность среды в псевдоожиженном слое рассчитывалась через объемные доли и плотности твердой и жидкой фаз псевдоожиженной среды:

$$\Delta_{\text{ср}} = \theta \Delta + \Omega \rho_{\text{тв}},$$

где θ , Ω – соответственно объемные доли твердой и жидкой фаз; Δ , $\rho_{\text{тв}}$ – соответственно плотность жидкой и твердой фаз, кг/м^3 .

Динамический коэффициент вязкости $\mu_{\text{ст}}$ рассчитывается по формуле Ванда с учетом количества в среде разделения мелких классов крупности (минус 0,1 мм):

$$\mu_{\text{ст}} = \mu_0 (1 + 2,5\Omega + 7,349\Omega^2 + 16,2\Omega^3) \cdot K_{\text{кр}},$$

где $K_{\text{кр}}$ – коэффициент увеличения значения $\mu_{\text{ст}}$, зависящий от общей доли класса -0,1 мм ($\Omega_{-0,1}$) в твердой фазе пульпы.

Зависимость коэффициента $K_{\text{кр}}$ от $\Omega_{-0,1}$ описывается уравнением:

$$K_{\text{кр}} = 1,7 - 0,55\Omega_{-0,1} - 0,15\Omega_{-0,1}^2.$$

С целью оценки влияния стесненности движения частиц на скорости их движения выполнены расчеты скоростей движения частиц золота крупностью 10 мкм в средах плотностью 1000 кг/м^3 (свободное движение), 2155 кг/м^3

и 4200 кг/м³ при отсутствии центробежных ускорений ($g = 9,81 \text{ м/с}^2$).

Затем выполнены расчеты диаметров равнопадаемых частиц кварца и пирита. Коэффициенты равнопадаемости e рассчитывались для кварца по формуле

$$e = d_{\text{SiO}_2} / d_{\text{Au}},$$

для пирита – по формуле

$$e = d_{\text{FeS}_2} / d_{\text{Au}}.$$

Результаты расчетов приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Значения коэффициентов равнопадаемости для кварца и пирита по отношению к частицам золота крупностью 10 мкм при отсутствии центробежных ускорений

Плотность среды, кг/м ³	Крупность частиц золота, мкм	Скорость движения, м/с	Крупность равнопадаемых частиц, мкм		Коэффициент равнопадаемости	
			кварц	пирит	кварц	пирит
1000	10	0,000926	32,1	20,6	3,21	2,06
2155	10	0,000073	56,6	23,6	5,66	2,36
4200	10	0,000047	-	41,5	-	4,15

Анализ результатов табл. 1 показывает, что с увеличением плотности среды разделения значения коэффициентов равнопадаемости увеличиваются. Так, для частиц кварца при увеличении плотности среды с 1000 кг/м³ до 2155 кг/м³ коэффициент равнопадаемости увеличивается с 3,21 до 5,66. Увеличение плотности среды до 4200 кг/м³ не позволяет рассчитать коэффициент равнопадаемости для частиц кварца. Для частиц пирита увеличение плотности среды с 1000 кг/м³ до 2155 кг/м³ приводит к увеличению коэффициента равнопадаемости с 2,06 до 2,36, а увеличение плотности среды до 4200 кг/м³ приводит к увеличению коэффициента равнопадаемости до 4,15.

В целом, чем выше стесненность среды разделения, тем больше значение коэффициента равнопадаемости частиц различной плотности. Это явление может быть объяснено тем, что при повышении плотности среда разделения проявляет свойства суспензии, в которой более крупным равнопадаемым частицам меньшей плотности труднее продвигаться между другими частицами.

Далее исследовано влияние центробежных ускорений на скорости движения частиц золота, кварца и пирита при различных значениях плотности среды разделения.

Выполнены расчеты скоростей движения частиц золота крупностью 10 мкм в средах с плотностью 1000, 2155 и 4200 кг/м³ при центробежном ускорении 500 м/с². По полученным значениям скоростей движения частиц золота выполнены расчеты диаметров равнопадаемых частиц кварца и пирита, коэффициентов равнопадаемости для частиц кварца и пирита. Результаты расчета представлены в табл. 2. Результаты показывают, что увеличение плотности среды приводит к увеличению коэффициентов равнопадаемости, при этом

наложение центробежных ускорений практически не повлияло на рассчитанные значения коэффициентов равнопадаемости, они имеют те же значения, что и при ускорении свободного падения $9,81 \text{ м/с}^2$ (табл. 1).

Таблица 2 – Значения коэффициентов равнопадаемости для кварца и пирита по отношению к частицам золота крупностью 10 мкм при центробежном ускорении 500 м/с^2

Плотность среды, кг/м^3	Крупность частиц золота, мкм	Скорость движения, м/с	Крупность равнопадаемых частиц, мкм		Коэффициент равнопадаемости	
			кварц	пирит	кварц	пирит
1000	10	0,046767	32,4	20,7	3,24	2,07
2155	10	0,003696	56,6	23,6	5,66	2,36
4200	10	0,002396	-	41,5	-	4,15

Таким образом, полученные результаты свидетельствуют о существенном влиянии стесненности движения на коэффициенты равнопадаемости частиц различной плотности. Наложение центробежных ускорений практически не влияет на значения коэффициентов равнопадаемости частиц различной плотности.

Следовательно, механизм увеличения коэффициентов равнопадаемости частиц различной плотности обоснован наличием в стесненных условиях суспензионного эффекта, который обусловлен лучшей проходимостью между частицами стесненной среды мелких более плотных частиц по сравнению с крупными менее плотными частицами разделяемого материала независимо от величины центробежного ускорения.

Список литературы

1. Богданович А. В. Теоретические основы и методы повышения эффективности разделения при гравитационном обогащении руд: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 25.00.13 / Богданович Александр Васильевич. – М, 2003. – 44 с.
2. Федотов К. В. Теория и практика обогащения золотосодержащего сырья в центробежных концентраторах: автореф. дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.08 / Федотов Константин Вадимович. – Иркутск, 2000. – 35 с.
3. Меринов Н. Ф. Закономерности движения минеральных зёрен в гравитационном поле / Н.Ф. Меринов // Обогащение руд. – 2006. – № 4. – С. 24-29.

СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ МЕТОДОВ ГИДРОХЛОРИНАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ

Морозов Ю. П.¹, Вальцева А. И.^{1,2}, Третьяков А. В.³

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия, ²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет
им. первого Президента России Б. Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия,

³ООО «Березовский рудник», г. Березовский, Россия

Методы гидрохлоринации имеют большое разнообразие реализаций. Системный анализ выполнен с целью оценки достоинств и недостатков различных методов, обоснования использования вариантов для переработки конкретного вида сырья.

Все методы разделены на четыре основных группы: щелочная гидрохлоринация, кислотная гидрохлоринация, щелочная электрохлоринация, кислотная электрохлоринация.

Структурная схема щелочной гидрохлоринации включает электролиз раствора NaCl с получением в анодной камере диафрагменного электролизёра газообразного хлора и кислорода, с получением в катодной камере газообразного водорода и щелочной жидкой фазы (католита).

Газообразные хлор и кислород направляются на получение хлорной воды путем барботажного растворения хлора в воде. В связи с низкой растворимостью кислорода в воде по сравнению с хлором основная масса газообразного кислорода остается в газовой фазе.

Хлорная вода направляется в процесс щелочной гидрохлоринации исходного материала. Щелочная среда создается путем подачи получаемого в процессе электролиза раствора NaCl (католита).

Обрабатываемый материал после щелочной гидрохлоринации подвергается разделению с получением твердой фазы и продуктивного золотосодержащего раствора. Твердая фаза направляется в хвосты, в продуктивный раствор – на сорбцию золота на угольный сорбент. Насыщенный сорбент направляется на извлечение золота, отработанный после сорбции раствор направляется в оборот.

Щелочная гидрохлоринационная технология обеспечивает осаждение из жидкой фазы ионов тяжелых металлов, удаление осадков гидроокислов вместе с отвальными хвостами. Недостатками щелочной гидрохлоринации является низкая скорость растворения золота, использование технологий, исключаящих выброс хлора в атмосферу.

Структурная схема кислотной гидрохлоринации включает электролиз раствора NaCl с получением в анодной камере диафрагменного электролизера смеси газообразных хлора и кислорода с получением в катодной камере газообразного водорода и католита.

Газообразные хлор и кислород отправляются на получение хлорной воды и газообразного кислорода. Хлорная вода после подкисления соляной кислотой направляется в процесс кислотной гидрохлоринации исходного материала.

Обработанный материал подвергается разделению с получением твердой фазы и продуктивного раствора, который в своем составе содержит анионы золота (AuCl_4^-) и катионы металлов, образующихся в процессе растворения металлосодержащих компонентов руды (Fe^{2+} , Fe^{3+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Mn^{2+}). Твердая фаза направляется в хвосты.

Продуктивный раствор после отделения от твердой фазы направляется на осаждение тяжелых металлов с помощью католита и NaOH , очищенный от катионов продуктивный раствор направляется на сорбцию золота на угольный сорбент. Насыщенный угольный сорбент направляется в технологию извлечения золота. Отработанный после сорбции золота раствор направляется в оборот.

Кислотная гидрохлоринация отличается значительно более высокой скоростью растворения благородных металлов, оксидов металлов и сульфидов. Растворение компонентов, содержащих тонкодисперсные частицы золота, обеспечивается за счет эффективного вскрытия золота, высокого извлечения его в продуктивный раствор. Недостатками кислотной гидрохлоринации является необходимость использования кислотостойкого оборудования, использование мероприятий, исключающий выброс газообразного хлора в атмосферу.

Электрохлоринация является частным случаем гидрохлоринации, который заключается в том, что активные хлорсодержащие растворители благородных металлов получают путем электролиза раствора хлорида натрия непосредственно в зоне растворения компонентов исходного питания.

Структурная схема щелочной электрохлоринации включает подачу раствора NaCl в зону растворения компонентов исходного материала в электрохлоринаторе, подачу постоянного электрического тока на электроды и гидро-растворение образующимися при электролизе хлорсодержащими растворяющими агентами. При подаче постоянного электрического тока на электроды на аноде выделяются электролизные газы – хлор и кислород, на катоде – газ водород и образуются ионы OH^- , которые создают щелочную среду, в которой происходит интенсивное образования гипохлорита натрия. Обработанный в результате электрохлоринации материал подвергается разделению на твердую фазу и продуктивный раствор. Твердая фаза направляется в хвосты, а продуктивный раствор – на сорбцию золота на угольный сорбент. Насыщенный сорбент направляется в технологию извлечения золота. Отработанный раствор после сорбции золота – в оборот.

Щелочная электрохлоринация обеспечивает более высокую скорость растворения золота по сравнению со щелочной гидрохлоринацией за счет

анодной поляризации электропроводных частиц исходного материала и возбуждения реакций образования атомарного и молекулярного хлора непосредственно на поверхности этих частиц. Недостатком щелочной электрохлоринации являются низкая скорость растворения золота по сравнению с кислотной гидрохлоринацией, использование мероприятий, исключающих выброс газообразного хлора в атмосферу.

Структурная схема кислотной электрохлоринации включает подачу раствора NaCl в зону растворения компонентов исходного материала в диафрагменном электрохлоринаторе, подачу постоянного электрического тока на электроды и растворение материала образующимися при электролизе хлорсодержащими растворяющими агентами.

В процессе кислотной электрохлоринации на аноде выделяются атомарный и молекулярный хлор и кислород, на катоде – газ водород и ионы OH^- , которые создают в катодном пространстве щелочную среду. Градиент потенциала в электрохлоринаторе обеспечивает движение образующихся в анодном пространстве катионов металлов через диафрагму в катодное пространство, где они вступают в реакцию с гидроксил-ионами OH^- , выпадают в осадок в виде гидроокислов металлов. Для поддержания в анодной камере кислой среды и компенсации поступающих через диафрагму ионов OH^- в анодную камеру диафрагменного электролизера предусматривается подача соляной кислоты.

Продуктами кислотной электрохлоринации являются обработанный материал в анодной камере, выделяющийся из анодной камеры избыточный газ хлор, выделяющийся из катодной камеры газ водород, осадок гидроокислов металлов в катодной камере и выделяемый из катодной камеры католит.

Обработанный материал после электрохлоринации подвергается разделению на твердую фазу и продуктивный раствор. Твердая фаза направляется в хвосты, а продуктивный раствор на очистку от оставшихся в нем ионов металлов с помощью католита из катодной камеры и щелочи NaOH . Очищенный продуктивный раствор подается на сорбцию с получением отработанного раствора и насыщенного сорбента.

Отработанный раствор направляется в оборот в операцию электрохлоринации, а насыщенный сорбент – на извлечение золота.

Достоинством кислотной электрохлоринации является наиболее высокая скорость растворения золота за счет возбуждения реакций образования атомарного и молекулярного хлора на поверхности электропроводных частиц, высокое извлечение золота в конечный продукт, возможность переработки труднообогатимых пиритных и сурьмянистых руд, возможность вовлечения в переработку хвостов обогащения сульфидных руд. Недостатком кислотной электрохлоринации является использование кислотостойкого оборудования, использование мероприятий, исключающих выброс газообразного хлора в атмосферу.

При использовании образующихся в процессе электрохлоринации газов водорода и кислорода в собственных водородных электростанциях обеспечивается существенное повышение экологичности процесса и снижение себестоимости переработки сырья за счет потребления собственной электроэнергии.

Перспективным направлением является комбинирование гидро- и электрохлоринации. Схема комбинированной кислотной гидро- и электрохлоринации золотосодержащего сырья включает все составляющие элементы схем кислотной гидрохлоринации и кислотной электрохлоринации. Процессы гидрохлоринации и электрохлоринации совмещены в одном диафрагменном электрохлоринаторе.

Достоинствами совмещенной технологии являются высокая скорость растворения золота, высокое извлечение золота в конечный продукт, возможность переработки труднообогатимых пиритных, мышьяковистых, сурьмянистых руд, возможность вовлечения в переработку хвостов обогащения сульфидных и других золотосодержащих руд. Недостатком совмещенной технологии является использование кислотостойкого оборудования, использование мероприятий, исключающих выброс газообразного хлора в атмосферу, повышенная сложность технологического решения.

Рассмотренные варианты классических структурных схем гидрохлоринации имеют большое количество вариантов развития, связанных с видом и параметрами технологических режимов, конструктивным исполнением оборудования, с требованиями к технологическим и экономическим параметрам технологии.

Краткий анализ вариантов гидрохлоринации показывает, что при обосновании варианта следует отдавать предпочтение методам непрерывной гидрохлоринации и электрохлоринации в слабоагитационном режиме. Целесообразно рассмотреть варианты комбинирования гидро- и электрохлоринации. При этом необходимо предусматривать максимальную комплексность использования всех получаемых при гидрохлоринации побочно получаемых продуктов.

ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ ПИРИТА БЕРЕЗОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В СОЛЕВОМ РЕЖИМЕ

Бекчурина Е. А.¹, Поморцев В. Н.², Демина Л. А.¹

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия, ²ООО «Березовский рудник», г. Березовский, Россия

При переработке золотосодержащих руд актуальной задачей является повышение технологических показателей обогащения. Ранее проводимые на кафедре обогащения полезных ископаемых УГГУ исследования по флотации золотосодержащих руд показали, что флотация золота улучшается при использовании солевого режима, который реализуется добавкой в пульпу поваренной соли. Результаты этих исследований нашли отражение в [1].

При изучении влияния хлорида натрия на результаты флотационного обогащения медной руды, содержащей 1 г/т золота, показано, что действие хлорида натрия проявляется в снижении потерь меди и золота с хвостами флотации, с увеличением расхода хлорида натрия происходит увеличение выхода пенного продукта и извлечения в него ценных компонентов [2].

Полученные результаты доказывают перспективность использования хлорида натрия в технологии флотационного обогащения, в первую очередь при флотации золотосодержащих руд для извлечения свободного мелкого золота и золотосодержащего пирита. В связи с этим целью настоящих исследований является установление возможности применения хлорида натрия в технологии обогащения золотосодержащей руды на обогатительной фабрике ООО «Березовский рудник».

Извлекаемое при флотационном обогащении руды Березовского месторождения золото связано с сульфидами, прежде всего, с пиритом. Выполнена оценка влияния хлорида натрия на поверхностные свойства пирита Березовского месторождения и его дальнейшее поведение в процессе флотации.

Проведены микроскопические исследования поверхности аншлифов пирита с применением оптического микроскопа Olympus BX61 для рудной микроскопии с автоматизированным комплексом «МИНЕРАЛ С7». Исследована чистая поверхность аншлифов, после обработки раствором бутилового ксантогената калия (БКК) и после последовательной обработки растворами NaCl и БКК. Концентрация раствора хлорида натрия составляла 5 и 10 г/л, концентрация раствора БКК – 50 мг/л.

По результатам микроскопических наблюдений аншлифов пирита (рис. 1) установлено, что воздействие раствора NaCl и последующая обработка собирателем заметно изменяют морфологию и оптический «рисунок» поверхности по сравнению с исходным состоянием.

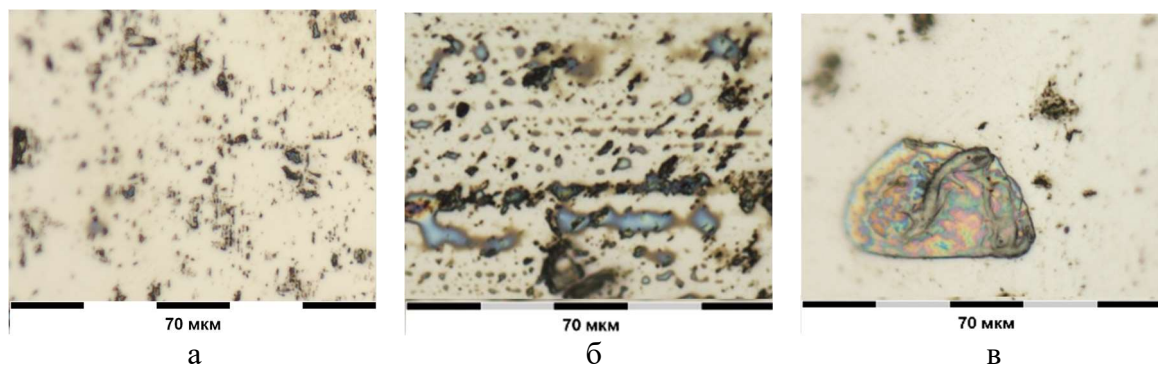


Рисунок 1 – Фото поверхности аншлифа пирита под микроскопом:

а – до обработки реагентами; б – после обработки раствором БКК;

в – после последовательной обработки растворами NaCl и БКК

В исходном состоянии (до обработки реагентами) поверхность пирита после шлифовки характеризуется относительно однородным фоном с выраженными следами абразивной обработки и отдельными дисперсными включениями (рис. 1, а). Наиболее выраженные изменения наблюдаются при последовательной обработке растворами NaCl и БКК: фиксируются участки с характерными оптическими эффектами (в т. ч. интерференционная окраска отдельных зон) и объемные образования на поверхности пирита (рис. 1, в). Такой вид поверхности типичен для формирования тонких плёнок адсорбированных продуктов, свидетельствующих о прочном закреплении реагента на поверхности.

Обработка только БКК без предварительного воздействия NaCl также приводит к изменению картины поверхности (рис. 1, б), однако визуально фиксируемые на поверхности пирита образования носят не объемный характер, а ограничены монослоем. Это позволяет предположить, что предварительная солевая обработка повышает адсорбционную способность поверхности пирита (за счёт изменения двойного электрического слоя, ионной силы и/или появления активных центров, связанных с поверхностными окислительно-восстановительными превращениями), облегчая последующее закрепление собирателя.

При повышении концентрации NaCl до 10 г/л в сочетании с БКК на поверхности сохраняется общий тренд к росту неоднородности и наличию объемных поверхностных образований, однако характер их распределения может становиться более «массовым» и менее локализованным.

В целом, полученные микрофотографии подтверждают, что NaCl влияет на поверхностное состояние пирита и в сочетании с БКК способствует формированию на поверхности участков, характерных для устойчивого закрепления реагента, что, в свою очередь, способно влиять на кинетику и селективность флотации.

Далее проведены опыты по мономинеральной флотации, для которых использован пирит Березовского месторождения. Подготовлены навески пи-

рита крупностью $-0,071+0,026$ мм. Реагентный режим включал подачу собирателя, вспенивателя. Концентрация БКК составляла 10^{-4} моль, Т-92 – 27 мг/л. Реализованы режимы флотации без добавления хлорида натрия и с добавлением хлорида натрия, в этом случае концентрация NaCl составляла 2 г/л. Флотация проведена с отдельным съёмом пенных продуктов через 0,5, 1, 2, 5, 10 мин. Кривые кинетики флотации представлены на рис. 2.

По результатам опытов по изучению кинетики флотации пирита установлено, что добавка NaCl способствует повышению скорости флотации пирита, особенно заметно различие на первых минутах флотации. Уже через 30 с суммарное извлечение пирита в режиме с NaCl увеличилось с 53,25 % до 64,73 % (+11,48 %), через 1 минуту – с 67,73 % до 81,52 % (+13,79 %), а через 2 минуты – с 83,30 % до 90,51 % (+7,21 %), что свидетельствует о более быстром переходе пирита в пенный продукт при солевом режиме флотации. В дальнейшем разница между режимами уменьшается, однако итоговый показатель также возрастает: к 10-й минуте суммарное извлечение пирита составило 95,21 % в режиме с NaCl против 93,18 % без NaCl (+2,03 %), а потери пирита в камерном продукте снизились с 6,82 % до 4,79 %.

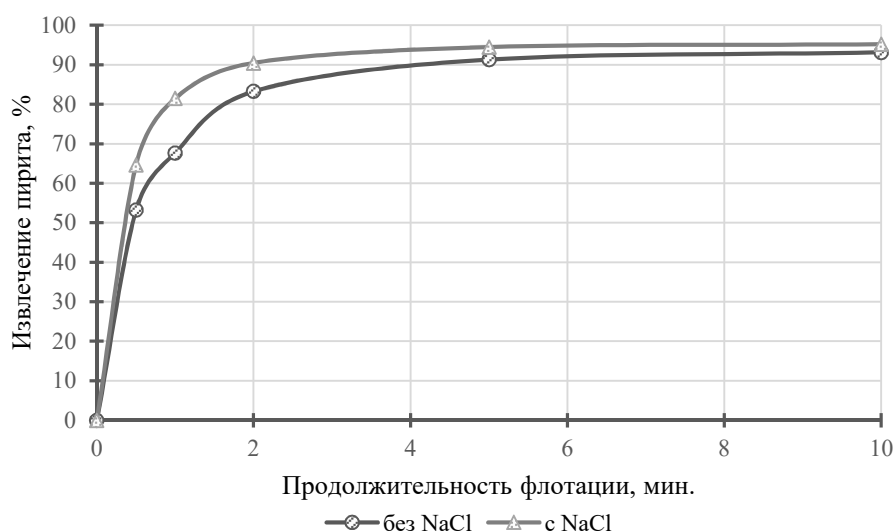


Рисунок 2 – Кинетика флотации пирита

Помимо кинетических опытов выполнена оценка влияния хлорида натрия на технологические показатели флотации руды Березовского месторождения. Исследования проведены по схеме, включающей основную (10 мин) и контрольную (11 мин) операции флотации в двух режимах: режим 1 – без NaCl, режим 2 – при расходе NaCl 500 г/т (концентрация в жидкой фазе пульпы 0,2 г/л).

Полученные результаты показывают, что введение NaCl приводит к небольшому увеличению массовой доли золота в пенных продуктах (7,8 г/т против 7,4 г/т) и извлечение Au в концентрат (73,96 % против 70,62 %), потери золота с хвостами флотации снизились (26,04 % против 29,38 %).

В целом, проведенные исследования показывают, что солевой режим способствует повышению скорости флотации пирита и более полному извлечению его в пенный продукт. Опыты по флотации руды Березовского месторождения в солевом режиме также позволили зафиксировать тенденцию к улучшению технологических показателей.

Список литературы

1. Морозов Ю. П., Хамидулин И. Х., Бекчурина Е. А. Флотационные методы обогащения: конспект лекций; Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во ООО «Типография ФортДиалог», 2024. – 184 с.
2. Бекчурина Е. А., Поморцев В. Н. Перспективы применения хлоридов в технологии флотационного обогащения золотосодержащих руд // Инновационные процессы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2025), г. Екатеринбург, 29 сентября – 4 октября 2025 г. : мат-лы междунар. конф. – Екатеринбург. Издательство ИП Русских А. В., 2025 – С. 321-324.

УДК 622.7

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Морозов Ю. П.¹, Хамидулин И. Х.¹, Граков С. Ю.²

¹ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия, ²ООО «Березовский рудник», г. Березовский, Россия

Схемы измельчения руд в замкнутом цикле мельницы с классифицирующим аппаратом используются для снижения переизмельчения частиц, которое отрицательно сказывается на последующих процессах обогащения измельченной руды. При измельчении золотосодержащих руд в замкнутом цикле наблюдается накопление частиц золота до определённого предела.

Изучение процесса накопления золота в замкнутых циклах измельчения на руде флотационных фабрик показало, что степень концентрации золота в песках гидроциклонов по отношению к исходному питанию находится в пределах от 2,7 до 80.

Степень концентрации золота в замкнутом цикле измельчения зависит от крупности золотин в исходном питании. Чем крупнее золото в питании, тем выше будет степень концентрации золота. Исследование кинетики накопления золота в замкнутом цикле измельчения показало, что максимальное значение степени концентрации золота достигается через 60-90 минут с начала работы цикла измельчения.

Максимальное значение степени концентрации и времени его достижения обусловлено тем, что в процессе циркуляции свободных частиц золота в замкнутом цикле измельчения достигается равновесие между количеством вскрытых частиц золота и количеством частиц, измельченных до крупности, при которой они уходят в слив гидроциклона.

Повышение эффективности измельчительно-циркуляционной концентрации возможно за счёт снижения переизмельчения частиц золота. Исследованы вместо шарового измельчения варианты дискового и валкового измельчения. Исследования выполнены в лабораторных условиях в циркуляционном модуле с валковым измельчителем ИВ-100. В качестве классифицирующего аппарата использовали короткоконусный гидроциклон диаметром 75 мм с песковой насадкой диаметром 3,0 мм.

Измельчительно-циркуляционной концентрации подвергался золотосодержащий продукт дражной переработки золотосодержащей руды крупностью 1,0 мм, содержащей 0,01 % золота.

Исходный продукт в количестве 10 кг подвергали измельчительно-циркуляционной концентрации с выбором проб слива классификатора через каждые 4 минуты. Полученные пробы сливов и конечные пески подвергнуты пробирному анализу на золото. Результаты исследований после математической обработки приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты измельчительно-циркуляционной концентрации промпродукта дражной переработки

Период концентрации, мин	Наименование продукта	Масса, кг	Выход, %	Массовая доля золота, %	Извлечение золота, %
0 – 4	Слив	3,15	31,5	0,00016 (1,6 г/т)	0,504
	Остаток	5,85	68,5	0,01450 (145 г/т)	99,496
	Итого (0-4)	10,00	100,0	0,01000 (100 г/т)	100,00
0 – 8	Слив (0-4)	3,15	31,5	0,00016	0,504
	Слив (4-8)	2,35	23,5	0,00021	0,494
	Итого слив (0-8)	5,50	55,0	0,00018	0,998
	Остаток	4,50	45,0	0,02020	99,002
	Итого (0-8)	10,00	100,0	0,01000	100,000
0 – 12	Слив (0-8)	5,50	55,0	0,00018	0,995
	Слив (8-12)	1,56	15,6	0,00085	1,326
	Итого слив (0-12)	7,06	70,6	0,00033	2,321
	Остаток	2,94	29,4	0,0322	97,679
	Итого (0-12)	10,00	100,0	0,01000	100,000
0 – 16	Слив (0-12)	7,06	70,6	0,00033	2,321
	Слив (12-16)	1,04	10,4	0,00065	0,676
	Итого слив (0-16)	8,10	81,0	0,00037	3,007
	Остаток	1,90	19,0	0,05100	96,993
	Итого (0-16)	10,00	100,0	0,01000	100,000
0 – 20	Слив (0-16)	8,10	81,0	0,00037	3,007
	Слив (16-20)	0,62	6,2	0,00056	0,342
	Итого слив (0-20)	8,72	86,2	0,00039	3,347
	Остаток	1,28	13,8	0,07000	96,653
	Итого (0-20)	10,00	100,0	0,01000	100,000
0 – 24	Слив (0-20)	8,72	86,2	0,00039	3,347
	Слив (20-24)	0,47	4,7	0,00052	0,235
	Итого слив (0-24)	9,19	90,9	0,00039	3,572
	Остаток	0,81	9,1	0,10600	96,428
	Итого (0-24)	10,00	100,0	0,01000	100,000

На рис. 1 приведены зависимости массовой доли золота в остатке от продолжительности измельчительно-циркуляционной концентрации.

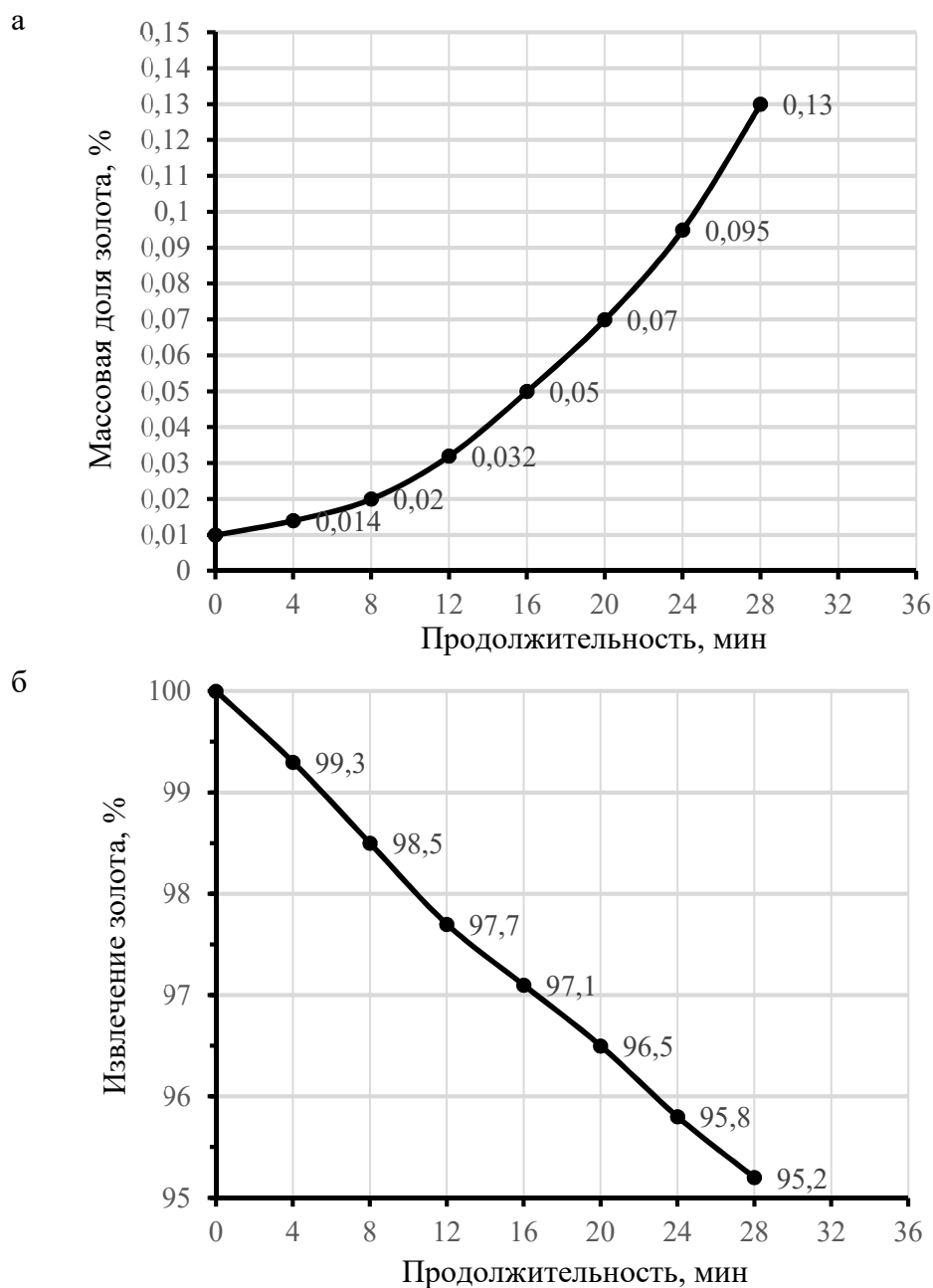


Рисунок 1 – Зависимость массовой доли золота β_{Au} (а) и извлечения золота ε_{Au} (б) в остатке измельчительно-циркуляционной концентрации промпродукта дражной переработки золотосодержащей руды

Установлено, что измельчительно-циркуляционная концентрация при измельчении в валковом измельчителе обеспечивает получение из промпродукта с массовой долей золота 100 г/т концентрата (остатка) с массовой долей 0,106 % при извлечении в него золота 96,4 %. Полученный продукт является товарной продукцией и может быть использован, например, в качестве добавки в металлургическую переработку медных концентратов.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ПО СКОРОСТЯМ ВИТАНИЯ ЧАСТИЦ

Завьялов С. С.

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

Основными преимуществами пневматической сепарации являются высокая эффективность разделения и низкие затраты энергии. Пневматические сепараторы работают под разрежением, поэтому не пылят, могут работать в замкнутом по воздуху цикле и удовлетворяют требованиям экологии [1].

Для предварительного обогащения широкое применение находят рентгенорадиометрические сепараторы. В России разработан ряд эффективных радиометрических методов обогащения, позволяющих значительно увеличить число признаков разделения и повысить селективность предварительного обогащения. Рентгенорадиометрическая сепарация основана на использовании рентгеновских излучений. Мелкие классы минус 20 мм обычно имеют содержание ценных компонентов выше, чем крупные классы, поэтому предварительное обогащение мелких классов крупности является перспективным направлением для снижения потерь ценных компонентов [2]. Для вовлечения в переработку классов крупности минус 20 мм могут быть использованы методы пневматической сепарации по отклонению частиц разделяемого материала воздушным потоком, по скоростям витания, электрические методы, методы разделения по трению и для магнитных руд – магнитные методы.

Из перечисленных выше методов для предварительного обогащения наиболее перспективными являются методы пневматической сепарации.

Выполнено численное моделирование воздействия воздушного потока на шарообразные частицы в трубе восходящего потока воздуха круглого сечения. Для определения суммарной силы давления на частицы вычислялся интеграл давления по их поверхности. Полученные результаты показали, что при постоянной скорости воздушного потока с увеличением концентрации материала скорость в пространстве между частицами и давление на отдельную частицу увеличиваются [3].

На эффективность обогащения пневматическими методами оказывают влияние коэффициент равнопадаемости, форма частиц и реологические свойства воздушного потока. С целью повышения эффективности обогащения материала пневматической сепарацией является целесообразным классификация материала на узкие классы крупности, в которых не должно быть равнопадающих частиц разделяемых материалов [4].

Для узкой классификации материала используют вибрационные грохоты. Общим недостатком известных вибрационных грохотов является отсут-

ствие возможности получения отдельно классов крупности кубовидных и лещадных кусков разделяемого материалов, обогащение которых пневматической сепарацией в смеси не обеспечивает высокие технологические показатели. Нами разработан вибрационный грохот, одновременно позволяющий получать узкие классы крупности и разделять материал этих классов по форме на кубовидные и лещадные частицы. Техническое решение защищено патентом на изобретение № 2813608.

Исследования пневматической сепарации выполнены на искусственной смеси в виде шариков класса крупности $-2+1,6$ мм. Принципиальная схема установки сепаратора восходящего потока (СВП) представлена на рис. 1. Изменяемыми факторами были скорость восходящего потока воздуха и наличие/отсутствие сетки 6, предназначенной для равномерности потока воздуха. Скорость потока воздуха в сепараторе восходящего потока изменяли от 13 до 37 км/ч.

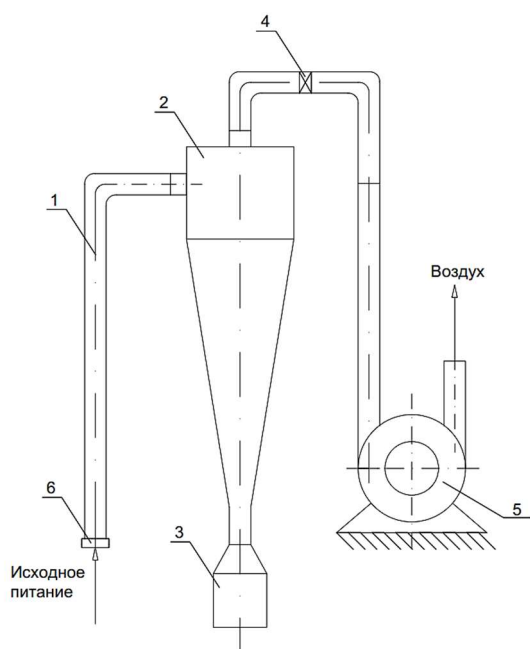


Рисунок 1 – Принципиальная схема установки СВП для разделения частиц различной плотности:

- 1 – труба восходящего потока;
- 2 – циклон для улавливания легкой фракции;
- 3 – бункер для легкой фракции;
- 4 – регулятор потока воздуха;
- 5 – воздуходувка; 6 – сетка

Лабораторные эксперименты выполнялись следующим образом.

Исходное питание в сепаратор восходящего потока подается снизу, где с помощью воздуходувки 5 воздух с материалом засасывается в разделительную трубу 1. В разделительной трубе 1 происходит разделение материала по плотности, основанное на различии в скоростях витания. Тяжелые частицы с большим значением скорости витания выпадают из трубы 1 и разгружаются вниз на сетку, вибропитатель или конвейер. Легкая фракция с меньшим значением скорости витания в трубе 1 выносится вверх и улавливается в циклоне 2, накапливаясь в бункере 3. Для равномерности потоков воздуха в разделительной трубе 1 используется сетка 6. По полученным результатам построены зависимости распределения суммарного выхода продукта по высоте витания материала в трубе восходящего потока, приведенные на рис. 2-4.

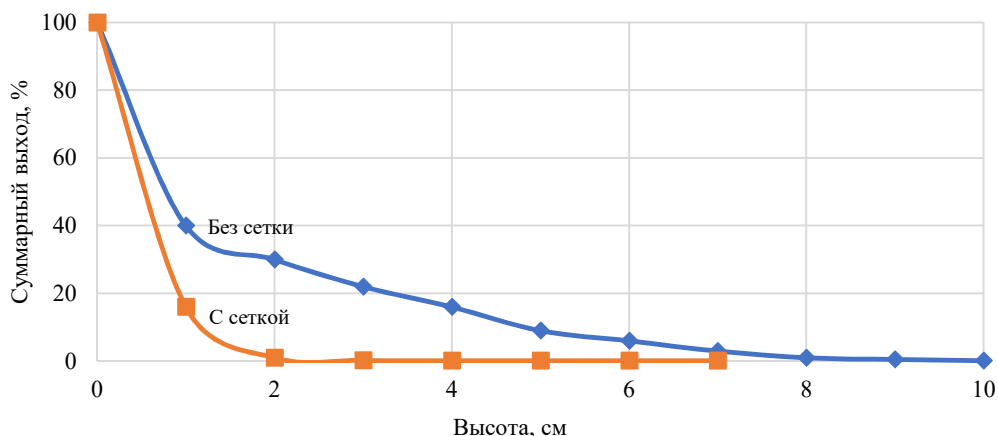


Рисунок 2 – Зависимость суммарного выхода продукта по высоте материала в трубе восходящего потока воздуха при скорости восходящего потока 13 км/ч

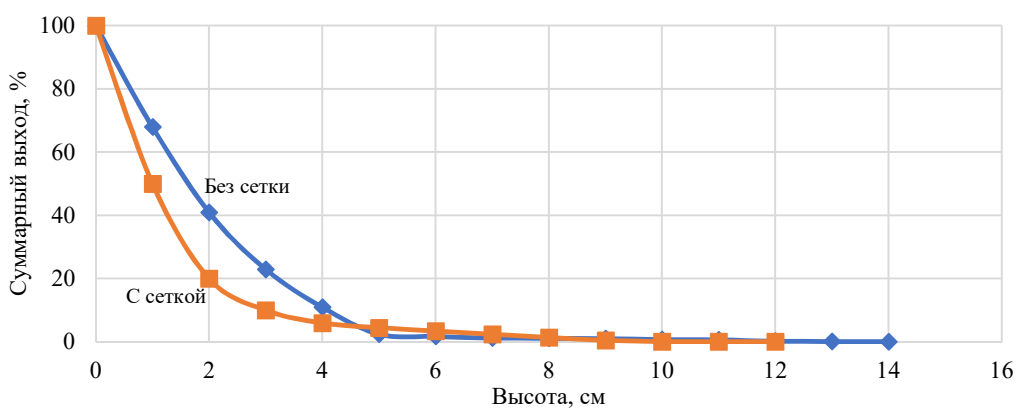


Рисунок 3 – Зависимость суммарного выхода продукта по высоте материала в трубе восходящего потока воздуха при скорости восходящего потока 22 км/ч

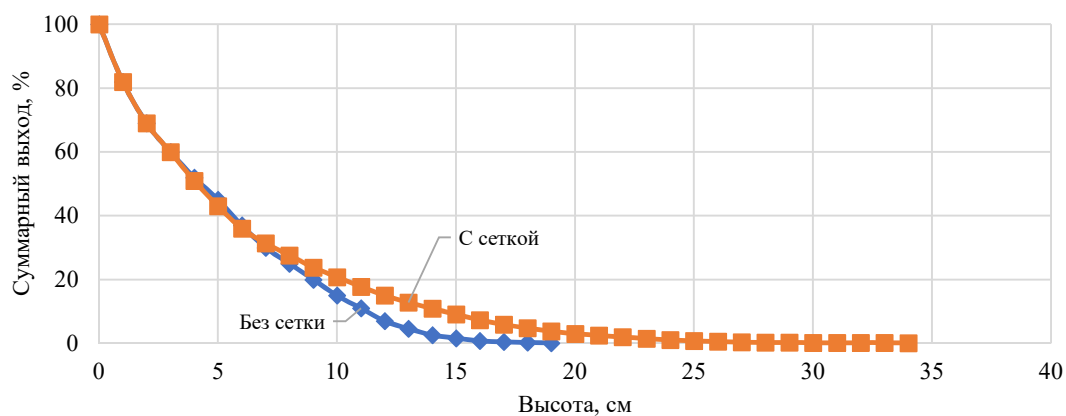


Рисунок 4 – Зависимость суммарного выхода продукта по высоте материала в трубе восходящего потока воздуха при скорости восходящего потока 37 км/ч

Анализ рис. 2 показал, что 85 % материала в трубе восходящего потока без использования насадки (сетки) распределяется в основном на высоте от 0 до 3 см. При использовании насадки (сетки) при той же скорости восходящего

потока воздуха 85 % материала в трубе восходящего потока распределяется на высоте от 0 до 2 см.

Анализ рис. 3 показал, что 85 % материала в трубе восходящего потока без использования насадки (сетки) распределяется в основном на высоте от 0 до 4 см. При использовании насадки (сетки) материал при скорости восходящего потока воздуха в трубе 22 км/ч 85 % материала в трубе восходящего потока распределяется на высоте от 0 до 2,5 см. Это объясняется тем, что поток воздуха распределяется по трубе более равномерно и не происходит завихрение материала.

Анализ рис. 4 показал, что 85 % материала в трубе восходящего потока без использования насадки (сетки) распределяется на высоте от 0 до 10 см. При использовании насадки (сетки) при скорости восходящего потока воздуха в трубе 37 км/ч 85 % материала в трубе восходящего потока распределяется на высоте от 0 до 12,5 см.

Заключение

Установлено, что при использовании насадки (сетки) при малых скоростях витания от 13 до 22 км/ч в трубе восходящего потока воздуха материал витает в диапазоне от 0 до 2,5 см по высоте, поток воздуха распределяется по трубе равномерно и не происходит завихрение материала. При большей скорости витания (37 км/ч) материал распределяется по трубе восходящего потока также без завихрений.

Предложен усовершенствованный сепаратор восходящего потока воздуха для разделения материала по плотности, крупности и форме.

Список литературы

1. K. Stan'czyk, A. Bajerski, M. J. Łaczny. Negative-pressure pneumatic separator: a new solution for hardcoal. International Journal of Coal Science & Technology (2021) 8(1):103–123. <https://doi.org/10.1007/s40789-020-00345-w>
2. Завьялов С. С., Мамонов Р. С. Комбинированная технология сухого предварительного обогащения золотосодержащей руды // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал) – 2021 – № 11-1. С. 338-345. DOI: 10.25018/0236_1493_2021_111_0_338
3. Мартыанова А. Ю. Численное моделирование воздействия воздушного потока на шарообразные частицы в воздуховоде круглого сечения // Современные проблемы науки и образования. – 2015. – № 2-2.; URL: <https://science-education.ru/ru/article/view?id=22466> (дата обращения: 02.09.2024)
4. S. Kharchenko, Yu. Borshch, S. Kovalyshyn, M. Piven, M. Abduev, A. Miernik, E. Popardowski, P. Kielbasa. Modeling of Aerodynamic Separation of Preliminarily Stratified Grain Mixture in Vertical Pneumatic Separation Duct. Special Issue "Applied Electromagnetism in Modern Engineering and Medical Technologies» Appl. Sci. 2021, 11(10), 4383; <https://doi.org/10.3390/app11104383>

СОДЕРЖАНИЕ

ДВОЙСТВЕННАЯ ПРИРОДА КОЭФФИЦИЕНТА ВАРИАЦИИ МАССОВОЙ ДОЛИ В ТОЧЕЧНЫХ ПРОБАХ Козин В. З.	3
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗА ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Пелевин А. Е.	8
ОСОБЕННОСТИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ПИРРОЛИДИНДИТИОКАРБАМАТА НА МИНЕРАЛАХ МЕДИ, ЦИНКА И СВИНЦА В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД Матвеева Т. Н., Громова Н. К.	11
ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ В ПНЕВМАТИЧЕСКИХ МАШИНАХ ПРИ ВЫСОКОСКОРОСТНОЙ ФЛОТАЦИИ Метелев А. А., Морозов В. В., Суханов А. Е.	15
О МЕХАНИЗМЕ НЕТЕПЛООВОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МОЩНЫХ ЭЛЕКТРОМАГНИТНЫХ ИМПУЛЬСОВ НА ПРИРОДНЫЕ МИНЕРАЛЫ Бунин И. Ж., Иванова Т. А., Хабарова И. А.	19
ПРИМЕНЕНИЕ АЗОСОЕДИНЕНИЙ В КАЧЕСТВЕ МОДИФИКАТОРОВ ПРИ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-НИКЕЛЕВОЙ РУДЫ Лавриненко А. А., Кузнецова И. Н., Лусинян О. Г., Гольберг Г. Ю., Марченко Д. Ю., Корзинова А. С.	24
ИССЛЕДОВАНИЕ РЕАГЕНТА ГРУППЫ ДИТИАЗИНОВ ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ Гетман В. В., Каркешкина А. Ю.	27
ФЛОТАЦИЯ ФЛЮОРИТА ИЗ ШЛАМОВЫХ ФРАКЦИЙ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ Киенко Л. А., Воронова О. В.	30
РАЗРАБОТКА СТАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ФЛОТАЦИИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ДАННЫХ Сидорович А. С., Киселева А. В., Купцова А. В.	35
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУД НА ОСНОВЕ ПОКАЗАТЕЛЯ ПОРЦИОННОЙ КОНТРАСТНОСТИ МАШИННОГО КЛАССА КРУПНОСТИ Лабудин В. С., Храмов А. Н., Быковский М. П., Купцова А. В.	40
ПРИМЕНЕНИЕ РАЗМАГНИЧИВАНИЯ МАГNETИТОВЫХ ПУЛЬП ПЕРЕД КЛАССИФИКАЦИЕЙ В ГИДРОЦИКЛОНАХ Пелевин А. Е.	43
РАЗДЕЛЬНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ РАЗНОВИДНОСТЕЙ РУДЫ СУТАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Пелевин А. Е.	44

ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ПЕРВОУРАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Дмитриев А. Н., Злобин В. Г., Пелевин А. Е., Витькина Г. Ю.	46
ОБОСНОВАНИЕ РЕЖИМА МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ОБРАБОТКЕ ГРАВИТАЦИОННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РОССЫПЕЙ Никитина Ю. Н., Тимофеев А. С., Двойченкова Г. П.	50
ПРИМЕНЕНИЕ МАГНИТНОГО ГИДРОЦИКЛОНА ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ МАГNETИТОВЫХ ПРОМПРОДУКТОВ Лавриненко А. А., Сыса П. А., Бушуев Д. А.	54
РЕАЛИЗАЦИЯ ПРИНЦИПОВ КОМПЛЕКСНОГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ КАК ФАКТОР ОБЕСПЕЧЕНИЯ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ УСТОЙЧИВОСТИ ПРОМЫШЛЕННОГО РЕГИОНА Смирнова А. В., Сомова Ю. В.	57
ТЕСТИРОВАНИЕ РЕАГЕНТА ПИРРОЛИДИНДИТИОКАРБАМАТА В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ РУДЫ Матвеева Т. Н., Ланцова Л. Б.	61
ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ФЛОТАЦИОННОМУ ОБОГАЩЕНИЮ МАЛОСУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД Гурман М. А.	63
ПРИМЕНЕНИЕ ПЕРОКСИДА ВОДОРОДА В КАЧЕСТВЕ МОДИФИКАТОРА ФЛОТАЦИИ ЦИНКОВЫХ МИНЕРАЛОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ СУЛЬФИДНЫХ РУД Синьков И. С., Морозов Ю. П.	65
ВЛИЯНИЯ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ И ИОННОГО СОСТАВА МОДЕЛЬНЫХ И ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ЗОЛОТА НА МОДИФИЦИРОВАННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ СОРБЕНТАХ Самусев А. Л., Миненко В. Г., Глухарев Ф. В.	69
ИЗВЛЕЧЕНИЕ СОЕДИНЕНИЙ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ ПРОДУКТИВНОГО РАСТВОРА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЭВДИАЛИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА МЕТОДОМ ХИМИЧЕСКОГО ОСАЖДЕНИЯ Мартирисян Э. Н., Миненко В. Г., Самусев А. Л.	72
ТЕРМОДИНАМИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ РЕАКЦИЙ БИОЛОГИЧЕСКОЙ СУЛЬФАТРЕДУКЦИИ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ ОРГАНИЧЕСКИХ ДОНОРОВ ЭЛЕКТРОНОВ Гринько С. Д., Файберг А. А., Епифоров А. В.	76
ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ НА БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ АЦИДОФИЛЬНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ Муравьев М. И., Фомченко Н. В., Панюшкина А. Е.	80

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ БИОСОРБЕНТОВ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ НИКЕЛЯ ИЗ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД Тихомиров З. Д.	83
ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ДЕСОРБЦИИ УРАНА И ПРИМЕСЕЙ ИЗ ИОНИТОВ, НАСЫЩЕННЫХ В СЕРНОКИСЛЫХ ТИОЦИАНАТНЫХ РАСТВОРАХ Собенников Р. М., Епифоров А. В., Шипнигов А. А.	87
ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ДЕКОЛЬМАТАЦИ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ СПВ УРАНА Чернобровкин Н. А., Мешков Е. Ю., Воронцова О. М., Иванов А. Г., Бояркина Е. С.	92
ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ СТАБИЛИЗАЦИИ ПЕРЕКИСИ ВОДОРОДА ПРИ КАРБОНАТНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА ИЗ ОКИСЛЕННЫХ РУД Сарычев Г. А., Трубаков Ю. М., Кольцов В. Ю., Грязнов М. В., Юдина Т. Б., Величина Н. С.	97
ЭКСТРАКЦИЯ ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ ИЗ СЕРНОКИСЛЫХ РАСТВОРОВ ГИДРАЗИДАМИ α -РАЗВЕТВЛЕННЫХ КАРБОНОВЫХ КИСЛОТ Чеканова Л. Г., Ваулина В. Н.	101
ПОЛУЧЕНИЕ ОКСИХЛОРИДА ЦИРКОНИЯ МЕТОДОМ ВЫСАЛИВАНИЯ Сарычев Г. А., Трубаков Ю. М., Кольцов В. Ю., Юдина Т. Б., Величина Н. С., Крылова О. К., Мышлецов А. И., Новиков П. Ю.	105
АЗОТНОКИСЛОТНОЕ РАСТВОРЕНИЕ ТЕННАНТИТА В ПРИСУТСТВИИ ЛИГНОСУЛЬФОНАТА Шкляев Ю., Дизер О. А., Головкин Д. И., Рогожников Д. А.	108
НИЗКОТЕМПЕРАТУРНЫЙ СИНТЕЗ И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ФОСФИДА МЕДИ(І) (Cu_3P) Холикулов Д. Б., Шаропова Д. Ю.	111
STUDY OF ZINC CAKE PROCESSING THROUGH ROASTING Khaydaraliev Kh. R., Shodiyev M. T.	113
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОТБОРА ТОЧЕЧНЫХ ПРОБ ДЛЯ ТОВАРНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК Комлев А. С.	116
ОЦЕНКА ПРЕДСТАВИТЕЛЬНОСТИ ОТБОРА ПРОБ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ МЕТОДА «МОЛОТКА И СОВКА» Лепилова И. В.	125
ОПЫТ ПОДГОТОВКИ МАТЕРИАЛА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД ДЛЯ ИЗГОТОВЛЕНИЯ СТАНДАРТНЫХ ОБРАЗЦОВ ПРЕДПРИЯТИЯ Ступакова Е. В., Лебедева М. И.	132
ПРИМЕНЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ АТОМНО-ЭМИССИОННОГО КОМПЛЕКСА ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАЗМЕРОВ ЧАСТИЦ ЗОЛОТА В МИНЕРАЛЬНЫХ МАТЕРИАЛАХ Власов И. А., Куклина А. А., Федоров С. А.	136

МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВОГО ПРОДУКТА И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ОБОГАТИМОСТЬ	
Бузунова Т. А., Мельчаков С. Ю., Некрасова А. А.	140
ПОДГОТОВКА И ИСПОЛЬЗОВАНИЕ КОЛЛЕКЦИЙ ПРИРОДНЫХ АЛМАЗОВ-ИНДИКАТОРОВ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПОВРЕЖДАЕМОСТИ АЛМАЗОВ В ПРОЦЕССАХ РУДОПОДГОТОВКИ	
Антонова Т. А., Попов О. П.	145
ВОЗМОЖНОСТИ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА С ИСТОЧНИКОМ $Cf-252$ ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ОЛОВЯННО-ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД	
Земскова Л. А., Иванников С. И., Маркин Н. С.	148
К ВОПРОСУ О НАХОЖДЕНИИ ЗОЛОТА В ТЕХНОГЕННЫХ МИНЕРАЛЬНЫХ ОБРАЗОВАНИЯХ	
Алексеева Е. В., Литвинова Н. М., Банщикова Т. С., Копылова А. Е.	153
ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ НА ХАРАКТЕРИСТИКИ ОПТИЧЕСКИХ КАНАЛОВ РЕНТГЕНОЛЮМИНЕСЦЕНТНЫХ СЕПАРАТОРОВ И ИНТЕНСИВНОСТЬ ЛЮМИНЕСЦЕНЦИИ АЛМАЗОВ	
Двойченкова Г. П., Иванов А. В., Макалин И. А., Иванов В. В., Павлова Н. А.	158
КОНТРОЛЬНОЕ ОСВЕЩЕНИЕ И ОЧИСТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ, СТОЧНЫХ ВОД И ВОДЫ, ИСПОЛЪЗУЕМОЙ ДЛЯ ТЕХНИЧЕСКИХ ЦЕЛЕЙ, ОТ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ВЗВЕСЕЙ	
Майников Д. В., Толкачев В. А., Алисова Е. А.	162
СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ И ГРАНИЦЫ РАЗДЕЛЕНИЯ В ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДАХ РАЗДЕЛЕНИЯ	
Овчинникова Т. Ю., Цыпин Е. Ф., Зиятдинов С. В.	165
ПРИМЕНЕНИЕ ИНФОРМАЦИОННЫХ МЕТОДОВ В ТЕХНОЛОГИЯХ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ	
Овчинникова Т. Ю.	168
ПРИМЕНЕНИЕ ИСКУССТВЕННОГО ИНТЕЛЛЕКТА В ПРЕДВАРИТЕЛЬНОМ ОБОГАЩЕНИИ МЕДНЫХ РУД МЕТОДОМ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ	
Зиятдинов С. В.	170
ВЛИЯНИЕ ЦИРКУЛИРУЮЩЕЙ НАГРУЗКИ НА ЭНЕРГЕТИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА «МЕЛЬНИЦА-ГРОХОТ»	
Ельникова С. П., Евстифеев А. Д.	173
СПОСОБЫ СНИЖЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ ДИОКСИДА КРЕМНИЯ В ЦИНКОВОМ КОНЦЕНТРАТЕ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД	
Горайчук П. К., Цыпин Е. Ф., Мамонов С. В.	176

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РЕАКЦИОННЫХ ЦЕНТРОВ АДСОРБЦИИ В СТРУКТУРАХ ФЛЮОРИТА И КАЛЬЦИТА ДЛЯ ИЗЫСКАНИЯ СЕЛЕКТИВНО ДЕЙСТВУЮЩИХ РЕАГЕНТОВ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ТРУДНООБОГАТИМЫХ ФЛЮОРИТОВЫХ РУД Дегодя Е. Ю., Медяник Н. Л., Шадрунова И. В., Карелина Ю. А.	179
ТОНКОЕ ГРОХОЧЕНИЕ ТИТАН-ЦИРКОНИЕВЫХ ПЕСКОВ Шигаева В. Н., Курков Д. С., Дементьев Н. А.	184
ПОВЫШЕНИЕ ТОЧНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ДИСПЕРСНОГО СОСТАВА ПУЗЫРЬКОВ ВОЗДУХА ВО ФЛОТАЦИОННЫХ КАМЕРАХ Мамонов Р. С.	186
ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕННЫХ ПРОДУКТОВ В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ С ОРОШЕНИЕМ ДВУХФАЗНОЙ ПЕНОЙ ФЛОТАЦИОННОЙ ПЕНЫ Упорова И. В.	190
ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СЕПАРАТОРА ДЛЯ РАЗДЕЛЕНИЯ АСБЕСТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ Афанасьев А. И., Потапов В. Я., Потапов В. В., Архипов М. В., Парамонов К. А.	193
ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ ФРАКЦИОННОГО СОСТАВА И СОДЕРЖАНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ В ПРОДУКТАХ РАЗДЕЛЕНИЯ Стожков Д. С., Потапов В. Я., Потапов В. В., Трутьев П. В.	198
ВЛИЯНИЕ СИСТЕМЫ РАЗДЕЛЬНОГО ВАКУУМА НА ПОКАЗАТЕЛИ ФИЛЬТРОВАНИЯ МЕДНОГО ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА В КЕРАМИЧЕСКОМ ДИСКОВОМ ВАКУУМ-ФИЛЬТРЕ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕАГЕНТА-ВЛАГОПОНИЗИТЕЛЯ Дмитракова У. В., Николаев А. А., Нефедьева М. В.	207
ВЛИЯНИЕ ТИПА И ХАРАКТЕРИСТИК ФИЛЬТРОВАЛЬНЫХ ПЕРЕГОРОДОК НА УДЕЛЬНОЕ СОПРОТИВЛЕНИЕ ОСАДКА ПРИ ФИЛЬТРОВАНИИ МЕДНОГО ФЛОТАЦИОННОГО КОНЦЕНТРАТА НА КЕРАМИЧЕСКОМ ДИСКОВОМ ВАКУУМ-ФИЛЬТРЕ Дмитракова У. В., Николаев А. А.	210
ПРОЦЕССЫ БРИКЕТИРОВАНИЕ УГЛЯ В СИСТЕМЕ ТЭС Бураков И. А., Морыганова Ю. А., Быковский Е. А.	211
ОЦЕНКА ВОЗМОЖНОСТЕЙ ПРИМЕНЕНИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ И ГАЗИФИКАЦИИ УГЛЯ ДЛЯ РАЗВИТИЯ ТОПЛИВНО-ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО КОМПЛЕКСА Йе В. А., Бураков И. А., Йе Х. К., Турлаев П. С., Машков А. В.	215
СИНТЕЗ ТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОЙ ГАЗИФИКАЦИИ И МОБИЛЬНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ КАК ОСНОВА КОНЦЕПЦИИ УТИЛИЗАЦИИ УГОЛЬНЫХ ОТХОДОВ Герасименко Е. А., Бураков И. А.	220

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ЗОЛОШЛАКОВЫХ ОТХОДОВ МАГАДАНСКОЙ ТЭЦ ЛЕТНЕГО И ЗИМНЕГО ПЕРИОДОВ ЭКСПЛУАТАЦИИ Шипунов Л. В., Лавриненко А. А.	223
ПОЛУЧЕНИЕ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ И СИЛИКАТНЫХ МАТЕРИАЛОВ ИЗ КАРБОНАТНЫХ МАРГАНЦЕВЫХ РУД СЕВЕРНОГО УРАЛА Павлов М. В., Жижаяев А. М., Морозов Ю. П., Павлов В. Ф.	227
ВОЗМОЖНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ БЕСЩЕЛОЧНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ В ПРОИЗВОДСТВЕ ГЛИНОЗЕМА Головных Н. В., Зимин М. Д., Долгих П. Г.	232
ОБЗОР ТЕХНОЛОГИЙ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМСОДЕРЖАЩИХ РУД И ОТХОДОВ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ Троицкий А. В.	236
ЭВОЛЮЦИЯ ФАЗОВЫХ ПРЕВРАЩЕНИЙ ПРИ КАЛЬЦИЙ- АЛЮМИНОТЕРМИЧЕСКОМ ВОССТАНОВЛЕНИИ КОЛТАНА Пикулин К. В., Тюшняков С. Н., Федоров С. А., Гуляева Р. И., Петрова С. А., Сергеева С. В., Крылов А. А.	241
ФОТОКАТАЛИЗАТОРЫ ТРЕТЬЕГО ПОКОЛЕНИЯ, АКТИВНЫЕ В ВИДИМОМ ДИАПАЗОНЕ СВЕТА В ПРОЦЕССАХ ОЧИСТКИ ВОДНЫХ СРЕД ОТ ФЕНОЛЬНЫХ СОЕДИНЕНИЙ И МЫШЬЯКА Чупахина Т. И., Меньшиков С. Ю., Гырдасова О. И., Упорова А. М., Деева Ю. А., Булдакова Л. Ю., Янченко М. Ю., Банникова А. А.	246
ЭЛЕКТРОЛИЗ ВОДНЫХ РАСТВОРОВ СОЛЕЙ Меньшиков С. Ю., Потапов А. М., Богданова М. А.	250
ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ СКОРОСТЕЙ ДВИЖЕНИЯ ЧАСТИЦ В ЦЕНТРОБЕЖНЫХ СЕПАРАТОРАХ Морозов Ю. П., Бекчурина Е. А., Набиуллин Ф. М.	255
СИСТЕМНЫЙ АНАЛИЗ МЕТОДОВ ГИДРОХЛОРИНАЦИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ Морозов Ю. П., Вальцева А. И., Третьяков А. В.	258
ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ ПИРИТА БЕРЕЗОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В СОЛЕВОМ РЕЖИМЕ Бекчурина Е. А., Поморцев В. Н., Демина Л. А.	262
ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ЗАМКНУТОГО ЦИКЛА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ Морозов Ю. П., Хамидулин И. Х., Граков С. Ю.	265
ИССЛЕДОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ ПО СКОРОСТЯМ ВИТАНИЯ ЧАСТИЦ Завьялов С. С.	268

АВТОРСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Khaydaraliev Kh. R., 113
Shodiyev M. T., 113
Алексеева Е. В., 153
Алисова Е. А., 162
Антонова Т. А., 145
Архипов М. В., 193
Афанасьев А. И., 193
Банникова А. А., 246
Банщикова Т. С., 153
Бекчурина Е. А., 255, 262
Богданова М. А., 250
Бояркина Е. С., 92
Бузунова Т. А., 140
Булдакова Л. Ю., 246
Бунин И. Ж., 19
Бураков И. А., 211, 215, 220
Бушуев Д. А., 54
Быковский Е. А., 211
Быковский М. П., 40
Вальцева А. И., 258
Ваулина В. Н., 101
Величина Н. С., 97, 105
Витькина Г. Ю., 46
Власов И. А., 136
Воронова О. В., 30
Воронцова О. М., 92
Герасименко Е. А., 220
Гетман В. В., 27
Глухарев Ф. В., 69
Головкин Д. И., 108
Головных Н. В., 232
Гольберг Г. Ю., 24
Горайчук П. К., 176
Граков С. Ю., 265
Гринько С. Д., 76
Громова Н. К., 11
Грязнов М. В., 97
Гуляева Р. И., 241
Гурман М. А., 63
Гырдасова О. И., 246
Двойченкова Г. П., 50, 158
Дегодя Е. Ю., 179
Деева Ю. А., 246
Дементьев Н. А., 184
Демина Л. А., 262
Дизер О. А., 108
Дмитракова У. В., 207, 210
Дмитриев А. Н., 46
Долгих П. Г., 232
Евстифеев А. Д., 173
Ельникова С. П., 173
Епифоров А. В., 76, 87
Жижаев А. М., 227
Завьялов С. С., 268
Земскова Л. А., 148
Зимин М. Д., 232
Зиятдинов С. В., 165, 170
Злобин В. Г., 46
Иванников С. И., 148
Иванов А. В., 158
Иванов А. Г., 92
Иванов В. В., 158
Иванова Т. А., 19
Йе В. А., 215
Йе Х. К., 215
Карелина Ю. А., 179
Каркешкина А. Ю., 27
Киенко Л. А., 30
Киселева А. В., 35
Козин В. З., 3
Кольцов В. Ю., 97, 105
Комлев А. С., 116
Копылова А. Е., 153
Корзинова А. С., 24
Крылов А. А., 241
Крылова О. К., 105
Кузнецова И. Н., 24
Куклина А. А., 136
Купцова А. В., 35, 40
Курков Д. С., 184
Лабудин В. С., 40
Лавриненко А. А., 24, 54, 223
Ланцова Л. Б., 61
Лебедева М. И., 132
Лепилова И. В., 125
Литвинова Н. М., 153
Лусинян О. Г., 24
Майников Д. В., 162
Макалин И. А., 158
Мамонов Р. С., 186
Мамонов С. В., 176
Маркин Н. С., 148
Мартирисян Э. Н., 72
Марченко Д. Ю., 24
Матвеева Т. Н., 11, 61
Машков А. В., 215
Медяник Н. Л., 179
Мельчаков С. Ю., 140
Меньшиков С. Ю., 246, 250
Метелев А. А., 15
Мешков Е. Ю., 92
Миненко В. Г., 69, 72
Морозов В. В., 15
Морозов Ю. П., 65, 227, 255, 258, 265
Морыганова Ю. А., 211
Муравьев М. И., 80
Мышлецов А. И., 105
Набиуллин Ф. М., 255
Некрасова А. А., 140
Нефедьева М. В., 207
Никитина Ю. Н., 50
Николаев А. А., 207, 210
Новиков П. Ю., 105
Овчинникова Т. Ю., 165, 168
Павлов В. Ф., 227
Павлов М. В., 227
Павлова Н. А., 158
Панюшкина А. Е., 80
Парамонов К. А., 193
Пелевин А. Е., 8, 43, 44, 46
Петрова С. А., 241
Пикулин К. В., 241
Поморцев В. Н., 262
Попов О. П., 145
Потапов А. М., 250
Потапов В. В., 193
Потапов В. В., 198
Потапов В. Я., 193, 198
Рогожников Д. А., 108
Самусев А. Л., 69, 72
Сарычев Г. А., 97, 105
Сергеева С. В., 241
Сидорович А. С., 35
Синьков И. С., 65
Смирнова А. В., 57
Собенников Р. М., 87
Сомова Ю. В., 57
Стожков Д. С., 198
Ступакова Е. В., 132
Суханов А. Е., 15
Сыса П. А., 54
Тимофеев А. С., 50
Тихомиров З. Д., 83
Толкачев В. А., 162
Третьяков А. В., 258
Троицкий А. В., 236
Трубаков Ю. М., 97, 105
Трутьев П. В., 198

Турлаев П. С., 215
Тюшняков С. Н., 241
Упова А. М., 246
Упова И. В., 190
Файберг А. А., 76
Федоров С. А., 136, 241
Фомченко Н. В., 80
Хабарова И. А., 19

Хамидулин И. Х., 265
Холикулов Д. Б., 111
Храмов А. Н., 40
Цыпин Е. Ф., 165, 176
Чеканова Л. Г., 101
Чернобровкин Н. А., 92
Чупахина Т. И., 246
Шадрунова И. В., 179

Шаропова Д. Ю., 111
Шигаева В. Н., 184
Шипнигов А. А., 87
Шипунов Л. В., 223
Шкляев Ю., 108
Юдина Т. Б., 97, 105
Янченко М. Ю., 246

Научное издание

**МАТЕРИАЛЫ
XXXI Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»**

9-10 апреля 2026 г.

Ответственность за предоставленные
материалы несут авторы

Компьютерная верстка Бекчурина Е. А., Овчинникова Т. Ю.,
Хамидулин И. Х.

Издательство ИП Русских А.В.

Подписано в печать 02.04.26 г. Бумага офсетная. Формат
60×84¹/₁₆. Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Усл. п. л. 16,28. Тираж 116. Заказ № 2630528

Отпечатано в типографии ИП Русских А.В.
620085, г. Екатеринбург, ул. Монтерская, 3А, литер 81
Тел. 8 (343) 228-02-32