

УДК 504.55.054: 622 (470.6)

МЕХАНОХИМИЧЕСКАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ДОБЫЧИ МЕТАЛЛОВ ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Голик Владимир Иванович¹,
v.i.golik@mail.ru

Разоренов Юрий Иванович¹,
yiri1963@mail.ru

Бригида Владимир Сергеевич²,
1z011@inbox.ru

Бурдзиева Ольга Германовна³,
olgaburdzieva@mail.ru

¹ Южно-Российский государственный политехнический университет,
Россия, 346428, г. Новочеркасск, ул. Просвещения, 132.

² ФИЦ «Субтропический научный центр российской академии наук»,
354002, г. Сочи, ул. Яна Фабрициуса, 2/28.

³ Геофизический институт Владикавказского научного центра РАН,
Россия, РСО-Алания, 362002, г. Владикавказ, ул. Маркова, 93а.

Актуальность и цель исследования. Цель исследования – установить взаимосвязь параметров технологии выщелачивания с эффективностью извлечения металлов. Статья посвящена проблеме совершенствования технологии извлечения металлов из продуктов первичной переработки металлических руд в рамках направления безотходной утилизации хвостов переработки. Ее актуальность обусловлена тем, что в настоящее время прослеживается глобальная тенденция – переход к «устойчивым геотехнологиям», одним из направлений которой является расширение сферы использования техногенного сырья, а опыт безотходной утилизации хвостов сравнительно мал.

Методика исследования. В экспериментах применена единая методика технологического процесса с математическим планированием. Для формирования поверхности регрессии в трехмерном виде использована процедура алгоритмов строгой интерполяции.

Результаты. Приведены результаты экспериментального обоснования возможности выщелачивания металлов из минеральных отходов из хвостов обогащения с использованием дезинтегратора российского производства. Область эффективного применения технологий утилизации некондиционного металлосодержащего минерального сырья определена моделированием технологических и экономических показателей с учетом стоимости каждого из компонентов выщелачиваемого раствора, а также затрат, связанных с увеличением продолжительности технологического процесса. Показано, что эффективность утилизации хвостов обогащения зависит от масштабов использования технологии выщелачивания на этапах от добычи до металлургического передела, а концепт эффективности новой технологии состоит в получении дохода от увеличения количества товарной продукции за счет утилизации некондиционного по содержанию металлов исходного сырья. Определено, что комплексность использования недр можно повысить путем выделения большей доли металлов в процессе выщелачивания хвостов обогащения в дезинтеграторе.

Выводы. Реализация технологии обеспечивает вовлечение в производство омертвленных минеральных ресурсов и создает новую сырьевую базу для устойчивого развития отечественного горно-металлургического комплекса. Рекомендовано дальнейшие исследования параметров безотходного выщелачивания металлов сосредоточить в области выявления совместного влияния доли раствора и массового содержания реагентов в обогащаемой пульпе на эффективность процесса.

Ключевые слова:

Эксперимент, металл, хвосты обогащения, выщелачивание, дезинтегратор, механохимия.

Введение

Среди проблем эффективности горного производства наибольшим вниманием пользуются вопросы совершенствования технологии извлечения тяжелых металлов. Действенной мерой снижения опасности хвостов переработки является безотходная утилизация. Это обусловлено тем, что прочие мероприятия не только менее эффективны, но и создают условия для неуправляемых синергетических процессов.

Нерентабельность утилизация хвостов обусловлена тем, что государство не в полной мере требует от владельцев предприятий компенсации за нанесенный окружающей среде ущерб. Выгоднее выбросить от-

ходы в окружающую среду, чем утилизировать их. Если бы штрафные санкции предъявлялись в полном объеме, утилизация отходов была бы экономически целесообразной.

Объекты и методы исследования

Хвосты обогащения являются опасным при хранении ресурсом, использование которого может генерировать существенную часть прибыли рудника при условии оптимизации операций вскрытия минералов, а также роста доли извлечения металлов в раствор реагента.

Новейший компонент технологии – активация пульпы большой механической энергией – основыва-

ется на том, что частицы, воспринимающие ударные (импульсные) нагрузки со скоростью 250 м/с, трансформируются и приобретают новые технологические свойства.

Дезинтеграторы-активаторы уже десятки лет являются базовым элементом большинства технологических линий. Так, в Северном Казахстане на месторождении «Шокпак» дезинтегратор был освоен в 80-х гг. прошлого века.

Возможности традиционных технологий ограничены использованием в процессах обогащения преимущественно только механической энергии. Привлечение операций гидрометаллургической и химической переработки не является приемлемым решением, что подтверждается увеличением объемов хвостов в хранилищах. Выщелачивание металлов также не решает проблемы, потому что для проникновения реагентов необходимо продолжительное время и заданная крупность выщелачиваемых руд.

Исследования аспектов выщелачивания отходов начались более 50 лет назад, при этом наиболее значимый вклад в них внесли работы Н.П. Лаверова, Б.Н. Ласкорина, В.А. Чантурия, В.Ж. Аренса и др. [1–3].

Кучное выщелачивание металлов применяют чаще всего как возможность утилизации хвостов сортировки и обогащения, например, выщелачивание золота из хвостов обогащения с содержанием 0,6–0,3 г/т. На Казахстанском месторождении «Маньбай» более 30 лет перерабатывали хвосты урановых руд в куче объемом 1,5 млн т. В Узбекистане золото выщелачивают с высокой эффективностью на карьере «Мурунтау».

В новейших технологических процессах уже нередко используется принципиально отличный феномен – изменение состояния вещества приложением большой механической энергии, у истоков которого стоят исследования Й. Хинта.

Инструментом активации компонентов пульпы является дезинтегратор, конструкция которого состоит из двух вращающихся в противоположные стороны роторов, насаженных на отдельные соосные валы и заключённых в кожух. При обработке в веществе аккумулируется энергия, величина которой достигает 30 % от затраченной на обработку энергии.

На месторождении «Шокпак» дезинтегратор обеспечил выход 55 % активного класса доменных шлаков для приготовления твердеющих смесей. В комбинации с вибро-мельницей выход полезного продукта увеличивался до 70 %.

При переработке в дезинтеграторе одновременно с разрушением кристаллов выщелачивающий раствор запрессовывается во вновь образующиеся трещины и растворяет частицы металлов. Подача в рабочий орган дезинтегратора реагентов одновременно с механическим воздействием обеспечивает извлечение до 70 % ценных компонентов с получением товарных продуктов.

Актуальность утилизации хвостов обусловлена тем, что в настоящее время прослеживается глобальная тенденция – переход к «устойчивым геотехнологиям» (sustainable mining) [4, 5], одним из направлений которых является расширение сферы использо-

вания закладки техногенных пустот твердеющими смесями. В данном случае для их реализации хвосты переработки могут служить основным источником сырья.

Цель и методика

Парадигмой исследования было определение параметров перевода металлических компонентов в раствор в ходе базового агитационного выщелачивания.

Во всех опытах применена единая методика осуществления технологического процесса в режиме агитационного выщелачивания хвостов с использованием математического планирования по плану Венкена–Бокса. Независимыми факторами являлись: а) содержание серной кислоты в выщелачивающем растворе (X_1) от 2 до 10 г/л; б) содержание хлорида натрия в выщелачивающем растворе (X_2) от 20 до 160 г/л; в) весовое соотношение массы раствора и навески хвостов обогащения (X_3) в единичном эксперименте (50 г) от 4 до 10; г) продолжительность обогащения (X_4) – от 0,15 до 1,0 ч [6]. Для формирования поверхности регрессии в трехмерном виде использована процедура алгоритмов строгой интерполяции. Алгоритм «Renka I» выбран с учетом коэффициента детерминации так, чтобы распределение выхода металла поверхности совпадало с поверхностью первичных данных.

Результаты

Возможность выщелачивания металлов из минеральных отходов осуществлено авторами статьи на хвостах обогащения с использованием дезинтегратора ДУ-11 [7, 8].

Масса навески хвостов, подвергаемых выщелачиванию в каждом их опытов, – 50 г. Количество выщелачиваемых хвостов составляло те же 50 г из-за уноса мелких фракций с пылью.

Предварительно подготовленный выщелачивающий раствор (состоящий из серной кислоты и хлорида натрия) заданного состава смешивали с хвостами на первом этапе непосредственно перед агитационным выщелачиванием, на втором – после активации выщелачиваемого материала в дезинтеграторе.

Переработку хвостов с использованием раствора в виде пульпы, полученной добавлением в выщелачивающий раствор активированного материала, или пульпы, полученной при пропускании хвостов с раствором через дезинтегратор, производили в течение определенного времени в агитаторе с заданной скоростью вращения.

В каждом опыте исследовали по пять партий хвостов. По каждому виду минерального сырья переработано по 0,05 т просеянных через сито 2,0 мм хвостов обогащения.

Эффективность извлечения металлов определяли путем сравнения вариантов выщелачивания в перколяторе и в дезинтеграторе в течение 60 минут. Хвосты обогащения полиметаллических руд Садонских месторождений содержали, %: серебро 0,015, медь – 0,18, марганец – 0,015, цинк – 0,95, свинец – 0,84 и др.

Для построения уравнения регрессии принимались следующие переменные (регулируемые) факторы:

- содержание серной кислоты и хлорида натрия, X_1 , X_2 (X_1 : 1–2, 0–6 и 1–10 г/л, X_2 : 1–20, 0–90 и 1–160 г/л),
- соотношение Ж:Т (жидкая/твердая фракции), X_3 , (X_3 : 1:4, 0:7 и 1:10),
- время агитационного выщелачивания, X_4 , (X_4 : –1–0,25, 0–0,5, 1–1 ч).

Результаты базового варианта выщелачивания хвостов сведены в табл. 1, 2.

Таблица 1. Условия и результаты агитационного выщелачивания хвостов

Table 1. Conditions and results of tails agitation leaching

Опыт Experiment	Содержание реагента, г/л Reagent content, g/l		Соотношение Ж:Т Liquid/Solid concentration	Время выщелачивания, ч Leaching time, h	Извлечение Zn, % Zn extraction, %
	серная кислота sulfuric acid	хлорид натрия sodium chloride			
1	2 (-1)	20 (-1)	4 (-1)	0,25 (-1)	41,26
2	10 (1)	20 (-1)	4 (-1)	0,25 (-1)	57,76
3	2 (-1)	160 (1)	4 (-1)	0,25 (-1)	18,11
4	10 (1)	160 (1)	4 (-1)	0,25 (-1)	24,00
5	2 (-1)	20 (-1)	10 (1)	0,25 (-1)	48,42
6	10 (1)	20 (-1)	10 (1)	0,25 (-1)	82,11
7	2 (-1)	160 (1)	10 (1)	0,25 (-1)	12,63
8	10 (1)	160 (1)	10 (1)	0,25 (-1)	17,89
9	2 (-1)	20 (-1)	4 (-1)	1 (1)	44,58
10	10 (1)	20 (-1)	4 (-1)	1 (1)	70,26
11	2 (-1)	160 (1)	4 (-1)	1 (1)	10,95
12	10 (1)	160 (1)	4 (-1)	1 (1)	28,21
13	2 (-1)	20 (-1)	10 (1)	1 (1)	49,47
14	10 (1)	20 (-1)	10 (1)	1 (1)	50,53
15	2 (-1)	160 (1)	10 (1)	1 (1)	15,79
16	10 (1)	160 (1)	10 (1)	1 (1)	18,95
17	2 (-1)	90 (0)	7 (0)	0,625 (0)	21,37
18	10 (1)	90 (0)	7 (0)	0,625 (0)	34,63
19	6 (0)	20 (-1)	7(0)	0,625 (0)	67,79
20	6 (0)	160 (1)	7 (0)	0,625 (0)	25,79
21	6 (0)	90 (0)	4 (-1)	0,625 (0)	40,84
22	6 (0)	90 (0)	10 (1)	0,625 (0)	36,84
23	6 (0)	90 (0)	7 (0)	0,25 (-1)	40,53
24	6 (0)	90 (0)	7 (0)	1 (1)	42,74

Примечание: в скобках указаны уровни варьирования независимых переменных (-1, 0, 1).

Note: levels of variation of independent variables (-1, 0, 1) are indicated in parentheses.

После регрессионного анализа экспериментальных данных (табл. 1) установлена зависимость выхода цинка от основных влияющих факторов (коэффициент детерминации $R^2=0,939$) (1):

$$\begin{aligned} \varepsilon_{Zn} = & 39,35 + 6,76X_1 - 18,88X_2 - 0,62X_4 - \\ & -11,6X_1^2 + 7,19X_2^2 + 2,03X_4^2 - 2,84X_1X_2 - \dots \\ & \dots - 1,39X_1X_3 - 0,89X_1X_4 - \\ & -2,04X_2X_3 + X_2X_4 - 2,45X_3X_4. \end{aligned} \quad (1)$$

При этом безразмерные переменные определяются из выражений (2):

$$\begin{aligned} X_1 = \frac{C_{H_2SO_4} - 6}{4}; \quad X_2 = \frac{C_{NaCl} - 90}{70}; \\ X_3 = \frac{(Ж:Т) - 7}{3}; \quad X_4 = \frac{t - 0,625}{0,375}. \end{aligned} \quad (2)$$

Дальнейшую обработку результаты опытов проводили с использованием современных методов трехмерной интерполяции для построения аппроксимирующих функций исследуемого процесса.

Прежде всего, набор данных табл. 1 переформатировали следующим образом: а) сгруппировали номера опытов в соответствии со временем выщелачивания (0,25; 0,625 и 1 ч); б) для каждого из них определяли долю H_2SO_4 или $NaCl$ (K_{SO} и K_{Cl} соответственно) в выщелачиваемом растворе путем деления значений столбиков 4 и 5 на 998,5 (масса 1 л воды). Итоговые значения представлены в табл. 2.

Таблица 2. Параметры выщелачивания хвостов обогащения

Table 2. Parameters of leaching tailings

№	Соотношение Ж:Т Liquid/Solid concentration	Время выщелачивания, ч Leaching time, h	Содержание реагента, г/л Reagent content, g/l		Извлечение металла, % Metal extraction, %	Соотношение со- держания реагентов в растворе Content ratio of reactants in solution	
			серная кислота sulfuric acid	хлорид натрия sodium chloride		Zn	K_{SO}
1	4	0,25	2	20	41,26	0,002	0,020
2	4	0,25	10	20	57,76	0,010	0,020
3	4	0,25	2	160	18,11	0,002	0,160
4	4	0,25	10	160	24,00	0,010	0,160
5	10	0,25	2	20	48,42	0,002	0,020
6	10	0,25	10	20	82,11	0,010	0,020
7	10	0,25	2	160	12,63	0,002	0,160
8	10	0,25	10	160	17,89	0,010	0,160
23	7	0,25	6	90	40,53	0,006	0,090
17	7	0,625	2	90	21,37	0,002	0,090
18	7	0,625	10	90	34,63	0,010	0,090
19	7	0,625	6	20	67,79	0,006	0,020
20	7	0,625	6	160	25,79	0,006	0,160
21	4	0,625	6	90	40,84	0,006	0,090
22	10	0,625	6	90	36,84	0,006	0,090
9	4	1	2	20	44,58	0,002	0,020
10	4	1	10	20	70,26	0,010	0,020
11	4	1	2	160	10,95	0,002	0,160
12	4	1	10	160	28,21	0,010	0,160
13	10	1	2	20	49,47	0,002	0,020
14	10	1	10	20	50,53	0,010	0,020
15	10	1	2	160	15,79	0,002	0,160

Для эколого-экономического обоснования параметров агитационного выщелачивания необходимо знать массовую составляющую реагентов в пульпе. В связи с тем, что использовать для этого отношение Ж:Т (столбец № 2, табл. 2) неконкретно, вначале определяли общую массу раствора (M_r) путем умножения Ж:Т на 50 г (масса навески хвостов – M_x), а затем массу общей пульпы (M_p) – суммируя i -е значе-

ние M_r с постоянным M_x . На последнем этапе определяли долю массы реагентов в пульпе (H_2SO_4 и $NaCl$ соответственно) по формуле (3) (табл. 3):

$$H_2SO_4 = \frac{M_{SO}}{M_p}; NaCl = \frac{M_{Cl}}{M_p}, \quad (3)$$

где M_{SO} – массовая доля серной кислоты в выщелачиваемом растворе (отношение $K_{SO} \times M_r$), г; M_{Cl} – массовая доля хлорида натрия в выщелачиваемом растворе (отношение $K_{Cl} \times M_r$), г.

Таблица 3. Состав раствора выщелачивания

Table 3. Leaching solution composition

Опыт Experiment	Масса, г/Weight, g					
	раствора solution	пульпы pulp	Реагентов в растворе reactants in solution		Доля массы реагентов в пульпе, % Percentage of reagents mass in pulp, %	
	M_r	M_p	M_{SO}	M_{Cl}	H_2SO_4	$NaCl$
1	2	3	4	5	6	7
1	200	250	0,401	4,006	0,1602	1,6024
2	200	250	2,003	4,006	0,8012	1,6024
3	200	250	0,401	32,048	0,1602	12,8192
4	200	250	2,003	32,048	0,8012	12,8192
5	500	550	1,002	10,015	0,1821	1,8209
6	500	550	5,008	10,015	0,9105	1,8209
7	500	550	1,002	80,120	0,1821	14,5673
8	500	550	5,008	80,120	0,9105	14,5673
23	350	400	2,103	31,547	0,5258	7,8868
17	350	400	0,701	31,547	0,1753	7,8868
18	350	400	3,505	31,547	0,8763	7,8868
19	350	400	2,103	7,011	0,5258	1,7526
20	350	400	2,103	56,084	0,5258	14,0210
21	200	250	1,202	18,027	0,4807	7,2108
22	500	550	3,005	45,068	0,5463	8,1941
9	200	250	0,401	4,006	0,1602	1,6024
10	200	250	2,003	4,006	0,8012	1,6024
11	200	250	0,401	32,048	0,1602	12,8192
12	200	250	2,003	32,048	0,8012	12,8192
13	500	550	1,002	10,015	0,1821	1,8209
14	500	550	5,008	10,015	0,9105	1,8209
15	500	550	1,002	80,120	0,1821	14,5673
16	500	550	5,008	80,120	0,9105	14,5673
24	350	400	2,103	31,547	0,5258	7,8868

Результатом обработки данных табл. 3 методом трехмерной интерполяции выявлено влияние продолжительности пререработки на эффективность обогащения хвостов. При этом установлена аналитическая зависимость степени извлечения цинка (столбец 6, табл. 2) из хвостов обогащения от параметров выщелачиваемого раствора (столбцы 6 и 7 для H_2SO_4 и $NaCl$ соответственно, табл. 3), представляющая собой поверхность полиномиального вида ($R^2=0,983$):

$$Zn = \frac{\left(24,56 - 48,27H_2SO_4 + 51H_2SO_4^2 + \right.}{\left(1 - 4,50H_2SO_4 + 8,74H_2SO_4^2 - \right.}, \quad (4)$$

$$\left. +4,84HCl - 0,65HCl^2 + 0,02HCl^3 \right)$$

$$\left. -5,01H_2SO_4^3 + 0,02HCl \right)$$

где Zn – выход цинка, %; H_2SO_4 – массовая доля серной кислоты в общей массе пульпы, %; $NaCl$ – массовая доля хлорида натрия в общей массе пульпы, %.

Проекция полиномиальной функции на ось H_2SO_4 – $NaCl$ представляет собой номограмму (рис. 1, б).

Из анализа рис. 1 следует, что при данной продолжительности процесса уменьшение концентрации $NaCl$ с 15 до 1,5 % (доля массы компонента в общей массе пульпы) при $H_2SO_4=0,1$ % приводит к увеличению выхода цинка с 17 до 43 % (в 2,53 раза), а при 1 % H_2SO_4 уровень извлечения растет с 23 до 70 % (в 2,3 раза). Увеличение концентрации H_2SO_4 с 0,1 до 1 % при значении $NaCl=1,5$ % приводит к росту доли извлечения цинка с 43 до 83 % (+40 % или в 1,93 раза) с образованием локального максимума (63 %) в диапазоне 0,25–0,48 % (H_2SO_4), а при значении $NaCl=15$ % прослеживается стабильность доли извлечения цинка в 17 % (от 0,1 до 0,78 % долей H_2SO_4), сменяющаяся резким ростом до 37 % (в 2,18 раза).

Увеличение времени выщелачивания до 0,625 ч существенно изменяет процесс обогащения пульпы. В результате математической обработки данных установлена аналитическая зависимость, представляющая собой поверхность полиномиального вида ($R^2=0,99$):

$$Zn = \frac{\left(54,54 + 67,48H_2SO_4 - 55,01H_2SO_4^2 - \right.}{\left(1 - 0,03H_2SO_4 - 0,08HCl \right)}, \quad (5)$$

$$\left. -11,45HCl + 0,73HCl^2 + 0,02HCl^3 \right)$$

Распределение выхода Zn функции (5) представлено на рис. 2, б.

Из анализа рис. 2 следует, что дальнейший рост продолжительности процесса и уменьшение концентрации $NaCl$ с 15 до 1,5 % при 0,1 % H_2SO_4 увеличивает выход цинка с 24 до 49 % (в 2 раза), а при $H_2SO_4=1$ % увеличивает с 24 до 62 % (в 2,58 раза). Увеличение доли H_2SO_4 с 0,1 до 1 % при значении $NaCl=1,5$ % увеличивает извлечение цинка с 49 до 62 % (в 1,27 раза). Рост $NaCl$ до 15 % приводит к низкому уровню извлечения с образованием максимума концентрации $Zn=24$ % в диапазоне 0,43–0,77 % (H_2SO_4).

С максимальным временем выщелачивания 1 ч зависимость эффективности обогащения от параметров выщелачиваемого раствора имеет вид полиномиальной поверхности (рис. 3) при $R^2=0,984$:

$$Zn = \frac{\left(41,6 + 13,56H_2SO_4 - 4,82HCl + 0,16HCl^2 \right.}{\left(1 - 2,24H_2SO_4 + 2,29H_2SO_4^2 \right)}, \quad (6)$$

Распределение результирующих значений функции (6) представлено на рис. 3, б.

Из рис. 3, а следует, что при максимальном времени обогащения уменьшение концентрации $NaCl$ с 15 до 1,5 % при 0,1 % H_2SO_4 увеличивает выход Zn с 16 до 45 % (в 2,81 раз), а при концентрации H_2SO_4 0,9 % возрастает с 28 до 57 % (в 2,04 раза). Увеличение H_2SO_4 с 0,1 до 0,9 % при концентрации $NaCl$ 1,5 % повышает содержание полезной компоненты с 45 до 57 % (в 1,93 раза) с образованием локального максимума (74 %) в диапазоне от 0,27 до 0,7 % (H_2SO_4). При концентрации $NaCl$ 15 % выход Zn увеличивается до 22 % с образованием локального максимума от 0,35 % (H_2SO_4), после чего эффективность выщелачивания снижается.

Область эффективного применения технологий утилизации некондиционного минерального сырья

определяется моделированием технологических и экономических показателей с учетом общей стоимости каждого из компонентов выщелачиваемого раствора, а также затрат, связанных с ростом продолжительности технологического процесса (с 0,25 до 1 ч).

Концепт эффективности выщелачивания хвостов обогащения состоит в том, что из извлеченного из недр сырья удастся получить дополнительный доход от увеличения количества товарной продукции [9, 10].

Безотходная утилизация хвостов обогащения обуславливает генерацию прибыли даже без производ-

ства продукции более высокого «технологического передела» [11, 12].

При этом комплексный эколого-экономический эффект от утилизации хвостов (7):

$$\Theta = \sum_{t=1}^T \left(\sum_{i=1}^n C_{6t} - \sum_{i=1}^n C_{0t} \right) Q_t, \quad (7)$$

где C_{6t} – базовые затраты на содержание отходов вида i в период t ; C_{0t} – новые затраты на содержание отходов вида i в период t ; Q_t – объем утилизируемых хвостов в период t ; n – виды отходов переработки, $i=1 \dots n$.

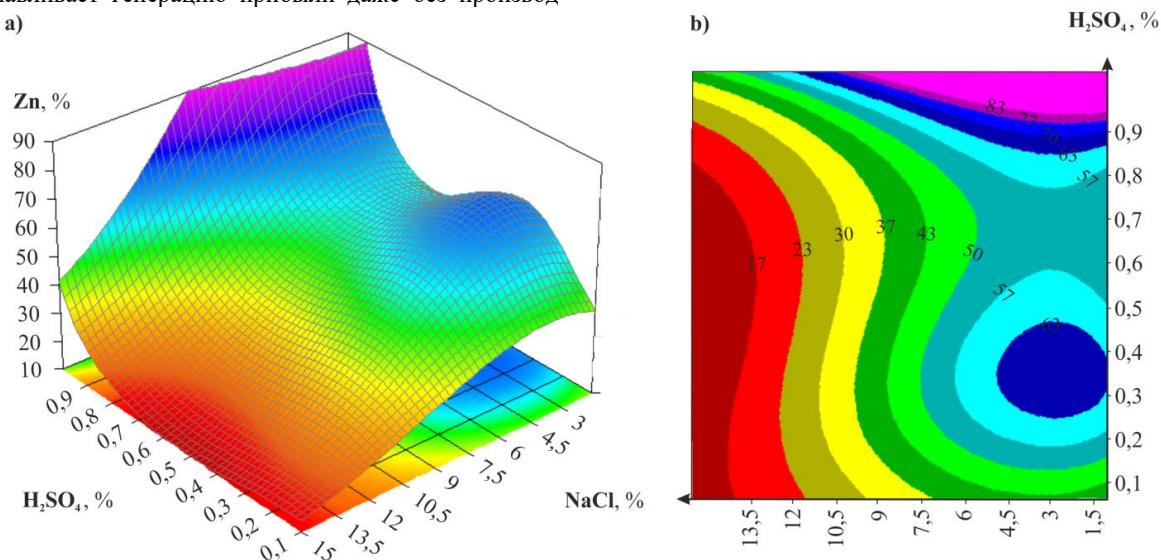


Рис. 1. Доля извлечения цинка при изменении содержания реагентов в выщелачиваемом растворе при времени обогащения 0,25 ч: а) графический вид решения уравнения (3); б) номограмма распределения Zn в плоскости H₂SO₄–NaCl по формуле (4). Остальные подрисовочные надписи соответствуют обозначениям формулы (4)

Fig. 1. Proportion of zinc extraction when the percentage of reagents in leached solution changes, at enrichment time 0,25 h: a) graphical view of equation (3) solution; b) nomogram of Zn distribution in H₂SO₄–NaCl plane according to formula (4). Remaining captions correspond to the designations of formula (4)

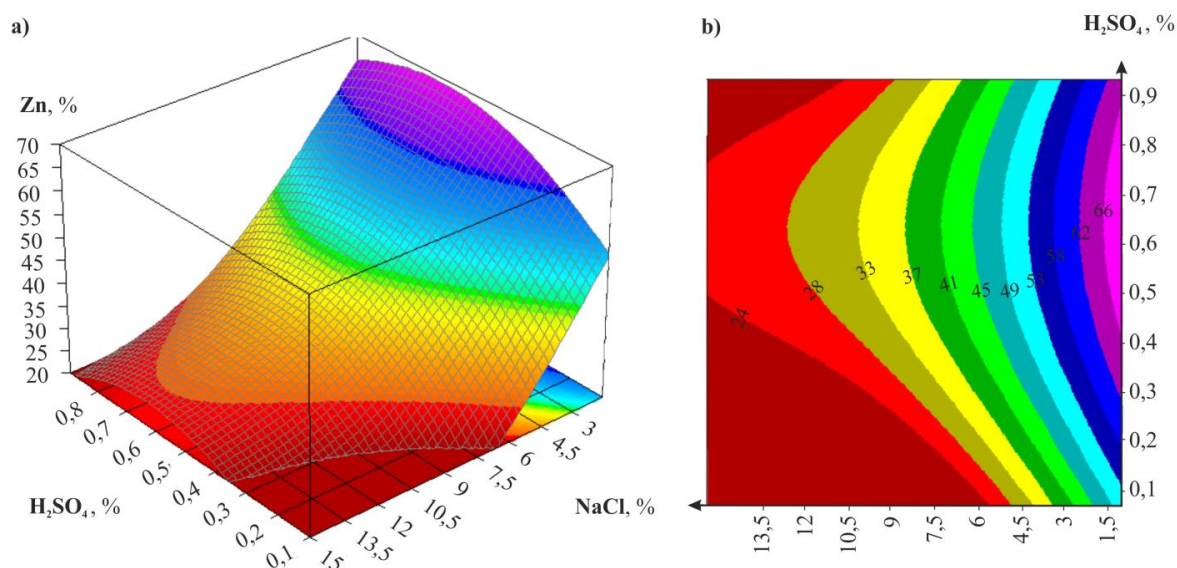


Рис. 2. Доля извлечения цинка при изменении содержания реагентов в выщелачиваемом растворе при времени обогащения 0,625 ч: а) графический вид решения уравнения (5); б) номограмма уравнения (5). Остальные подрисовочные надписи такие же, как на рис. 1

Fig. 2. Proportion of zinc extraction when the percentage of reagents in leached solution changes, at enrichment time 0,625 h: a) graphical view of equation (5) solution; b) nomogram of the formula (5). Remaining captions correspond to the designations of Fig. 1

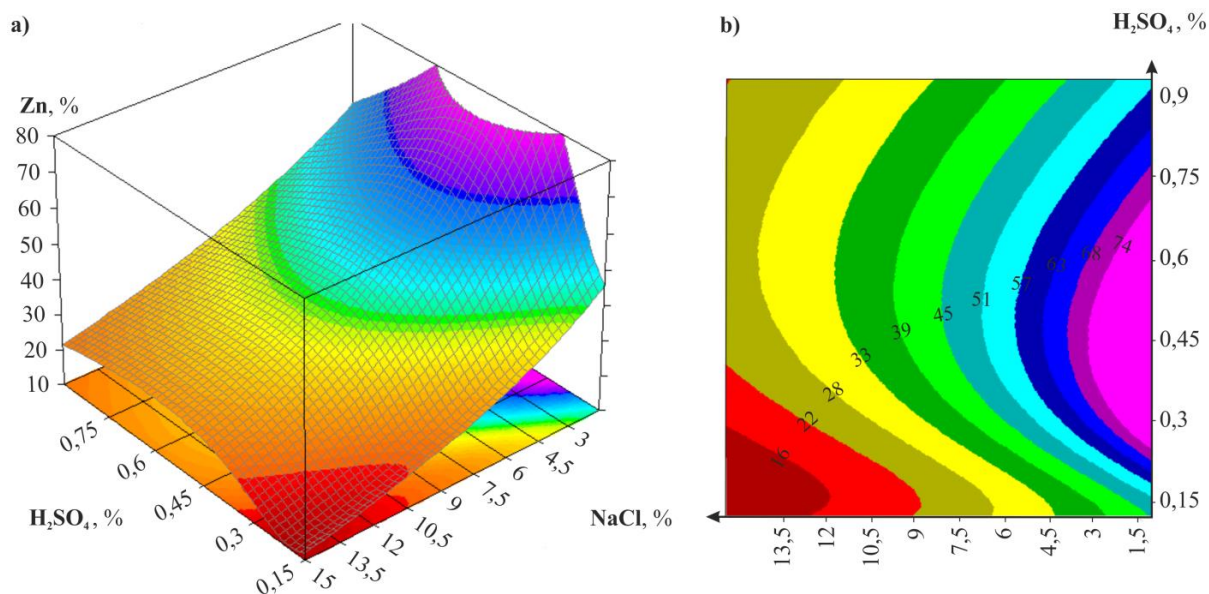


Рис. 3. Доля извлечения цинка при изменении содержания реагентов в выщелачиваемом растворе при времени обогащения 1 ч: а) графический вид решения уравнения (6); б) номограмма уравнения (6). Остальные подписанные надписи такие же, как на рис. 1

Fig. 3. Proportion of zinc extraction when the percentage of reagents in leached solution changes, at enrichment time 1 h: а) graphical view of equation (6) solution; б) nomogram of the formula (6). Remaining captions correspond to the designations of Fig. 1

Вовлечение в производство колоссальных минеральных ресурсов создает новую сырьевую базу для горной промышленности и избавляет от необходимости вовлечения в эксплуатацию новых месторождений.

При продолжительности выщелачивания 25 мин. извлечение металла увеличивается до 63 %, при продолжительности 37,5 мин. – до 66 %, а при продолжительности 60 мин. – до 74 %.

Результаты выполненного исследования перекликаются с результатами, полученными другими российскими и зарубежными исследователями данного направления горного производства [13–19].

Заключение

Из анализа полученных результатов следует, что минимальные затраты на обогащение (продолжи-

тельность процесса – 25 мин) хвостов с эффективностью извлечения цинка до 63 % достигаются в диапазоне концентрации: H₂SO₄=0,3–0,4 % и NaCl=1,5–4,5 %.

Обеспечение комплексного использования недр при расширении кондиций существующей минерально-сырьевой базы можно достичь путем выделения большей доли металлов в процессе выщелачивания пульпы в дезинтеграторе. Вовлечение в производство ранее опасных для окружающей среды минеральных ресурсов создает новую сырьевую базу для устойчивого развития отечественного горно-металлургического комплекса.

Дальнейшие исследования следует сосредоточить в области выявления совместного влияния доли раствора и массового содержания реагентов в обогащаемой пульпе на эффективность процесса выщелачивания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Evaluation of single- and dual-porosity models for reproducing the release of external and internal tracers from heterogeneous waste-rock piles // S. Blackmore, D. Pedretti, K.U. Mayer, L. Smith, R.D. Beckie // Journal of Contaminant Hydrology. – 2018. – V. 214. – P. 65–74.
2. Mjonono D., Harrison S.T.L., Kotsiopoulos A. Supplementing structural integrity of waste rock piles through improved packing protocols to aid acid rock drainage prevention strategies // Minerals Engineering. – 2019. – V. 135. – P. 13–20. DOI: 10.1016/j.mineng.2019.02.029
3. Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – current state, innovations, and future directions: a review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2016. – V. 37. – № 2. – P. 73–119.
4. Tuokuu F.X., Kpinpuo S.D., Hinson R.E. Sustainable development in Ghana's gold mines: clarifying the stakeholder's perspective // Journal of Sustainable Mining. – 2019. – V. 18. – № 2. P. 77–84. DOI: 10.1016/j.jsm.2019.02.007.
5. Borujeni M.P., Gitinavard H., Evaluating the sustainable mining contractor selection problems: An imprecise last aggregation preference selection index method // Journal of Sustainable Mining. – 2017. – V. 16. – № 4. – P. 207–218. DOI: 10.1016/j.jsm.2017.12.006.
6. Бригада В. С., Дмитрак Ю. В., Габараев О. З. Обеспечение устойчивости подрабатываемых наклонных дегазационных скважин при интенсивной разработке свит газоносных угольных пластов // Записки горного института. – 2019. – Т. 239. – С. 497–502. DOI: 10.31897/PMI.2019.5.497
7. Голик В.И., Дребенштедт К, Разоренов Ю.И. Оценка эффективности комбинирования технологий добычи металлов // Устойчивое развитие горных территорий. – 2015. – № 1 (23). – С. 5–10.
8. Голик В.И., Комашенко В.И., Качурин Н.М. Концепция комбинирования технологий разработки рудных месторождений // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2015. – № 4. – С. 76–88.
9. Каплунов Д.Р., Рылникова М.В., Радченко Д.Н. Реализация концепции устойчивого развития горных территорий – базис расширения минерально – сырьевых комплексов России // Устойчивое развитие горных территорий. 2015. – № 3. – С. 46–50.

10. Оценка коренных и техногенных месторождений РСО-Алания как возможных объектов применения технологии подземного и кучного выщелачивания / К.К. Худелидзе, Ю.И. Кондратьев, З.С. Бетров, В.Б. Заалишвили // Устойчивое развитие горных территорий. – 2016. – № 1. – С. 46–49.
11. Евдокимов С.И., Евдокимов В.С. Извлечение металлов из лежалых хвостов с целью утилизации // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2014. – № 4. – С. 172–182.
12. Дмитрак Ю.В., Камнев Е.Н. АО «Ведущий проектно-исследовательский и научно-исследовательский институт промышленной технологии» – путь длиной в 65 лет // Горный журнал. – 2016. – № 3. – С. 6–12.
13. Khasheva Z.M., Golik V.I. The ways of recovery in economy of the depressed mining enterprises of the Russian Caucasus // International Business Management. – 2015. – Т. 9. – № 6. – С. 1210–1216.
14. Клюев Р.В., Гаврина О.А., Михальченко С.Н. Анализ удельного потребления электроэнергии обогатительной фабрики // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2020. – № 1. – С. 433–447.
15. Комащенко В.И., Васильев П.В., Масленников С.А. Технологиям подземной разработки месторождений КМА – надежную сырьевую основу // Известия Тульского государственного университета. Науки о Земле. – 2016. – № 2. – С. 101–114.
16. Ляшенко В.И. Природоохранные технологии освоения сложноструктурных месторождений полезных ископаемых // Маркшейдерский вестник. – 2015. – № 1. – С. 10–15.
17. Evaluation of single- and dual-porosity models for reproducing the release of external and internal tracers from heterogeneous waste-rock piles / Sh. Blackmore, D. Pedretti, K.U. Mayer, L.B. Smith, R.D. Beckie // Journal of Contaminant Hydrology. – 2018. – V. 214. – P. 65–74. DOI: 10.1016/j.jconhyd.2018.05.007.
18. Tuokuu Francis Xavier Dery, Kpinpuo Stephen Debar, Hinson Robert Ebo. Sustainable development in Ghana's gold mines: clarifying the stakeholder's perspective // Journal of Sustainable Mining. – 2019. – V. 18. – № 2. – P. 77–84. DOI: 10.1016/j.jsm.2019.02.007.
19. Borujeni Mohammad Panahi, Gitinavard Hossein. Evaluating the sustainable mining contractor selection problems: An imprecise last aggregation preference selection index method // Journal of Sustainable Mining. – 2017. – V. 16. – № 4. – P. 207–218. DOI: 10.1016/j.jsm.2017.12.006.

Поступила 03.06.2020 г.

Информация об авторах

Голик В.И., доктор технических наук, профессор кафедры горного дела Южно-Российского государственного политехнического университета.

Разренов Ю.И., доктор технических наук, профессор, ректор Южно-Российского государственного политехнического университета.

Бригида В.С., кандидат технических наук, научный сотрудник лаборатории математического моделирования природных процессов Федерального исследовательского центра «Субтропический научный центр Российской академии наук».

Бурдзиева О.Г., кандидат географических наук, заведующая лабораторией техногенной геоэкологии Геофизического института Владикавказского научного центра РАН.

UDC 504.55.054:622(470.6)

MECHANOCHEMICAL TECHNOLOGY OF METAL MINING FROM ENRICHING TAILS**Vladimir I. Golik¹,**
v.i.golik@mail.ru**Yuri I. Razorenov¹,**
yiri1963@mail.ru**Vladimir S. Brigida²,**
1z011@inbox.ru**Olga G. Burdzieva³,**
olgaburdzieva@mail.ru¹ South-Russian State Polytechnic University,
132, Prosveshcheniya street, Novocherkassk, 346428, Russia.² Federal Research Centre the Subtropical Scientific Centre of the Russian Academy of Sciences,
2/28, Yan Fabritsius street, Sochi, 354002, Russia.³ Geophysical Institute of Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences,
93a, Markov street, Vladikavkaz, North Ossetia-Alania, 362002, Russia.

The relevance and aim of the study. The aim of the study is to establish the relationship between the parameters of leaching technology and metal extraction efficiency. The article is devoted to the problem of improving the technology for extracting metals from products of primary processing of metal ores as a part of the non-waste recycling of tailings. Its relevance is caused by a global trend – transition to «sustainable geotechnologies», one of the directions of which is to expand the scope of use of technogenic raw materials, and the experience of waste-free tailings disposal is relatively small.

Methodology. In the experiments, a unified methodology of the technological process with mathematical planning was applied. For formation of a regression surface in three-dimensional form, the procedure of strict interpolation algorithms was used.

The results of experimental substantiation of the possibility of leaching metals from mineral waste from enrichment tailings using a Russian-made disintegrator are presented. The area of effective application of technologies for disposal of substandard metal-containing mineral raw materials is determined by modeling technological and economic indicators, taking into account the cost of each component of the leachate solution, as well as the costs associated with increasing the duration of the process. It was shown that the efficiency of utilizing tailings depends on the extent to which leaching technology is used at the stages from production to metallurgical processing, and the concept of the effectiveness of the new technology consists in generating income from an increase in the number of commercial products due to the utilization of raw materials that are substandard in terms of metal content. It was determined that the complexity of the use of subsurface resources can be improved by isolating a larger proportion of metals in the leaching of enrichment tailings in the disintegrator.

Conclusions. The implementation of the technology ensures the involvement of dead mineral resources in the production and creates a new raw material base for sustainable development of the domestic mining and metallurgical complex. It is recommended that further studies of the parameters of non-waste metal leaching be concentrated in the field of identifying the joint effect of the proportion of the solution and the mass content of reagents in the enriched pulp on the efficiency of the process.

Key words:

Experiment, metal, tailings, leaching, disintegrator, mechanochemistry.

REFERENCES

- Blackmore S., Pedretti D., Mayer K.U., Smith L., Beckie R.D. Evaluation of single- and dual-porosity models for reproducing the release of external and internal tracers from heterogeneous waste-rock piles. *Journal of Contaminant Hydrology*, 2018, vol. 214, pp. 65–74.
- Mjonono D., Harrison S.T.L., Kotsiopoulos A. Supplementing structural integrity of waste rock piles through improved packing protocols to aid acid rock drainage prevention strategies. *Minerals Engineering*, 2019, vol. 135, pp. 13–20.
- Ghorbani Y., Franzidis J.-P., Petersen J. Heap leaching technology – current state, innovations, and future directions: a review. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 2016, vol. 37, no. 2, pp. 73–119.
- Tuokuu F.X., Kpinpuo S.D., Hinson R.E. Sustainable development in Ghana's gold mines: Clarifying the stakeholder's perspective. *Journal of Sustainable Mining*, 2019, vol. 18, no. 2, pp. 77–84.
- Borujeni M.P., Gitinavard H., Evaluating the sustainable mining contractor selection problems: An imprecise last aggregation preference selection index method. *Journal of Sustainable Mining*, 2017, vol. 16, no. 4, pp. 207–218.
- Brigida V.S., Golik V.I., Dmitrak Yu.V., Gabaraev O.Z. Ensuring stability of undermining inclined drainage holes during intensive development of multiple gas-bearing coal layers. *Journal of Mining Institute*, 2019, vol. 239, pp. 497–501. In Rus.
- Golik V.I., Drebenstedt K., Razorenov Yu.I. Evaluation of the effectiveness of combining metal mining technologies. *Sustainable development of mountainous territories*, 2015, no. 1 (23), pp. 5–10. In Rus.
- Golik V.I., Komashchenko V.I., Kachurin N.M. The concept of combining technologies for the development of ore deposits. *Bulletin of Tula State University. Earth sciences*, 2015, no. 4, pp. 76–88. In Rus.
- Kaplunov D.R., Rylnikova M.V., Radchenko D.N. The implementation of the concept of sustainable development of

- mountainous territories is the basis for the expansion of the mineral resource complex of Russia. *Sustainable development of mountainous areas*, 2015, no. 3, pp. 46–50. In Rus.
10. Khulelidze K.K., Kondratiev Yu.I., Betzov Z.S., Zaalishvili V.B. Evaluation of the primary and technogenic deposits of North Ossetia-Alania as possible objects for applying the technology of underground and heap leaching. *Sustainable development of mountain territories*, 2016, no. 1, pp. 46–49. In Rus.
 11. Evdokimov S.I., Evdokimov V.S. Metal recovery from old tailings. *Journal of Mining Science*, 2014, no. 4, pp. 172–182. In Rus.
 12. Dmitrak Yu.V., Kamnev E.N. JSC «Leading design and survey and research institute of industrial technology» a 65-year-long path. *Mountain Journal*, 2016, no. 3, pp. 6–12. In Rus.
 13. Mining enterprises of the Russian Caucasus. *International Business Management*, 2015, vol. 9, no. 6, pp. 1210–1216.
 14. Klyuev R.V., Gavrina O.A., Mikhachenko S.N. Analysis of specific electrical energy consumption of the processing factory. *Proceedings of the Tula States University. Sciences of Earth*, 2020, no. 1, pp. 433–447. In Rus.
 15. Komashchenko V.I., Vasiliev P.V., Maslennikov S.A. Underground mining technologies for KMA deposits – a reliable raw material base. *Bulletin of Tula State University. Earth sciences*, 2016, no. 2, pp. 101–114. In Rus.
 16. Lyashenko V.I. Environmental technologies for the development of complex structural mineral deposits. *Mine Surveying*, 2015, no. 1, pp. 10–15. In Rus.
 17. Blackmore Sh., Pedretti D., Mayer K.U., Smith L.B., Beckie R.D. Evaluation of single- and dual-porosity models for reproducing the release of external and internal tracers from heterogeneous waste-rock piles. *Journal of Contaminant Hydrology*, 2018, vol. 214, pp. 65–74.
 18. Tuokuu Francis Xavier Dery, Kpinpuo Stephen Debar, Hinson Robert Ebo. Sustainable development in Ghana's gold mines: clarifying the stakeholder's perspective. *Sustainable development of mountain territories*, 2019, vol. 18, no. 2, pp. 77–84.
 19. Borujeni Mohammad Panahi, Gitinavard Hossein. Evaluating the sustainable mining contractor selection problems: An imprecise last aggregation preference selection index method. *Sustainable development of mountain territories*, 2017, vol. 16, no. 4, pp. 207–218.

Received: 3 June 2020.

Information about the authors

Vladimir I. Golik, Dr. Sc., professor, South-Russian State Polytechnic University.

Yuri I. Razorenov, Dr. Sc., professor, rector of the South Russian State Polytechnic University.

Vladimir S. Brigida, Cand. Sc., researcher, Mathematical Modeling of Natural Processes Laboratory, Federal Research Centre the Subtropical Scientific Centre of the Russian Academy of Sciences.

Olga G. Burdzieva, Cand. Sc., head of the Laboratory, Geophysical Institute of Vladikavkaz Scientific Center of the Russian Academy of Sciences.