

УДК 669.334.6

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2025-1-5-13>

Научная статья

Research article



Полупромышленные испытания переработки окисленных медных руд месторождения Эрдэнэтийн Овоо методом кучного выщелачивания

С. Гантулга¹, Ц. Цэнд-Аюуш², Б. Алтантуяа¹, С.В. Мамяченков³

¹ Монгольский университет науки и технологий
Монголия, 14191, Улан-Батор, ул. Сухэбатора, 34

² ПГС «Предприятие Эрдэнэт»
Монголия, 61027, Орхонский аймак, г. Эрдэнэт, Площадь Дружбы

³ Уральский федеральный университет им. первого Президента России Б.Н. Ельцина
Россия, 620002, г. Екатеринбург, ул. Мира, 19

✉ Сергей Владимирович Мамяченков (svmamyachenkov@yandex.ru)

Аннотация: В современных условиях сокращения запасов богатых медных сульфидных руд источником минерального сырья, содержащего цветные и благородные металлы, становятся окисленные руды. При их переработке традиционным флотационным методом получают низкосортные концентраты при низком (40–60 %) извлечении металлов. Наиболее перспективным направлением переработки подобных руд является кучное выщелачивание. В результате многолетней интенсивной эксплуатации месторождения Эрдэнэтийн Овоо (г. Эрдэнэт, Монголия) в контуре карьера накоплено около 800 млн т отвалов окисленной руды со средним содержанием меди 0,45–0,48 %. Мировой опыт переработки такого техногенного сырья показывает высокую экономическую эффективность извлечения меди методом кучного выщелачивания с последующим извлечением меди из продуктивного раствора по технологии «экстракция–электролиз». Для ПГС «Предприятие Эрдэнэт» актуально проведение исследований выщелачивания окисленных руд и укрупненных испытаний технологии на руде существующих отвалов. Для решения поставленной задачи в отвалах пробурено 35 скважин (16 – в отвале № 8а и 19 – в отвале № 12), из которых получены керновые пробы. Изучен минералогический состав проб окисленной медной руды, определено влияние условий кучного выщелачивания (крупности руды, кислотности раствора и др.) на показатели перевода меди в продуктивный раствор. Для более точного определения количества меди, которое можно получить методом выщелачивания из двух отвалов, из каждой скважины отобрана составная (композитная) проба и в 30 колоннах проведены укрупненные испытания кучного выщелачивания в открытом цикле. В результате этих испытаний для отвала № 8а извлечение меди составило от 35,8 до 69,1 % (среднее значение – 56,0 %), а для отвала № 12 – варьировалось в диапазоне 51,8–77,4 % (среднее значение – 63,6 %).

Ключевые слова: окисленная медная руда Эрдэнэтийн Овоо, минералогический анализ, кучное выщелачивание, расход серной кислоты, крупность, извлечение меди.

Для цитирования: Гантулга С., Цэнд-Аюуш Ц., Алтантуяа Б., Мамяченков С.В. Полупромышленные испытания переработки окисленных медных руд месторождения Эрдэнэтийн Овоо методом кучного выщелачивания. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2025;31(1):5–13. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2025-1-5-13>

Pilot tests for processing oxidized copper ores from the Erdenetiin Ovoo deposit using heap leaching

S. Gantulga¹, Ts. Tsend-Ayush², B. Altantuyaa¹, S.V. Mamyachenkov³

¹ Mongolian University of Science and Technology
34 Sukhebaatar Str., Ulaanbaatar 14191, Mongolia

² SOE “Erdenet Enterprise”
Friendship Square, Erdenet, Orkhon aimag 61027, Mongolia

³ Ural Federal University n.a. the First President of Russia B.N. Eltsin
19 Mira Str., Ekaterinburg 620002, Russia

✉ Sergey V. Mamyachenkov (svmamyachenkov@yandex.ru)

Abstract: In the current context of declining reserves of high-grade copper sulfide ores, oxidized ores are becoming an important source of mineral raw materials containing non-ferrous and precious metals. Traditional flotation processing of these ores results in low-grade concentrates with poor metal extraction rates (40–60 %). Heap leaching is considered the most promising method for processing such ores. As a result of prolonged intensive mining at the Erdenetiin Ovoo deposit (Erdenet, Mongolia), approximately 800 million tonnes of oxidized ore dumps with an average copper content of 0.45–0.48 % have accumulated within the open-pit boundary. Global experience in processing such secondary raw materials demonstrates the high economic efficiency of copper extraction through heap leaching, followed by solvent extraction and electrowinning (SX-EW) of copper from the pregnant leach solution. For the State-owned Enterprise Erdenet, it is essential to conduct leaching studies on oxidized ores and pilot testing of this technology on the ore from existing ore dumps. To achieve this, 35 boreholes were drilled in the dumps (16 in dump No. 8a and 19 in dump No. 12), from which core samples were collected. The mineralogical composition of the oxidized copper ore samples was analyzed, and the effect of heap leaching parameters (ore particle size, solution acidity, etc.) on copper recovery into the pregnant leach solution was determined. To more accurately assess the recoverable copper from the two dumps, composite samples were collected from each borehole, and large-scale heap leaching tests were conducted in 30 open-cycle columns. The test results showed that copper extraction rate from dump No. 8a ranged from 35.8 % to 69.1 %, with an average of 56.0 %, while dump No. 12 exhibited extraction rates ranging from 51.8 % to 77.4 %, with an average of 63.6 %.

Keywords: Erdenetiin Ovoo oxidized copper ore, mineralogical analysis, heap leaching, sulfuric acid consumption, particle size, copper extraction.

For citation: Gantulga S., Tsend-Ayush Ts., Altantuyaa B., Mamyachenkov S.V. Pilot tests for processing oxidized copper ores from the Erdenetiin Ovoo deposit using heap leaching. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2025;31(1):5–13.

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2025-1-5-13>

Введение

По состоянию на 1 января 2022 г. геологические службы горно-обогатительного предприятия с государственной собственностью (ПГС) «Предприятие Эрдэнэт» (Монголия) оценили запасы медных руд в отвалах окисленных руд № 8а и 12 месторождения Эрдэнэтийн Овоо в 49,0 млн т со средним содержанием меди 0,48 %. В недалеком будущем ПГС «Предприятие Эрдэнэт» планирует построить завод по производству катодной меди для переработки окисленной руды по технологии «кучное выщелачивание — жидкостная экстракция — электролиз (Heap Leach — Solvent Extraction/Electrowinning — HL-SX/EW).

Добытая руда, которая не соответствует кондиционным требованиям, складировалась в отвалах окисленных руд № 8а и 12 и аккумулиро-

валась в течение многих лет, что, в свою очередь, приводило к существенным изменениям свойств руды в отвалах под действием природных факторов (осадки, ветры, изменение температуры воздуха). Отобраны представительные пробы для определения содержания меди в этих отвалах, фазового состава, комплекса минералов, содержащихся в руде, их растворимости, а затем спрогнозированы возможные технико-экономические показатели кучного выщелачивания данного сырья.

Технология гидрометаллургического кучного выщелачивания (HL-SX/EW) является одной из приоритетных, отвечающих требованиям малозатратных и экологически чистых технологий переработки окисленной медной руды [1–3].

Именно на ее основе горно-обогатительная корпорация «Предприятие Эрдэнэт» предполагает строительство завода по производству катодной меди путем выщелачивания руды, полученной из месторождений отвалного происхождения [4; 5].

Руда окисленных рудных отвалов № 8а и 12 имеет относительно высокое содержание меди (0,48 %), а поскольку окисленная руда, добытая из рудника, аккумулировалась на протяжении многих лет, то она характеризуется высокой степенью окисления, обусловленной природными явлениями и климатом. Предварительные испытания по выщелачиванию отвалов проводились с 2014 г. такими организациями, как китайский институт BGRIMM и Технологическая исследовательская лаборатория (ТИЛ) при компании ООО «МАК» (Россия). Пробы для этих испытаний отбирали с поверхности отвалов методом вычерпывания с глубины 2,0–2,8 м ковшом экскаватора, а следовательно, репрезентативность такой выборки можно признать недостаточной [6; 7]. По результатам колонного выщелачивания, проведенного институтом BGRIMM, установлено, что имеется возможность выщелачивания до 40–50 % меди, а итоговые выводы испытаний ТИЛ (с привлечением дополнительных методов повышения извлечения меди) свидетельствуют о том, что методом выщелачивания можно вывести до 35–80 % общей меди в продуктивный раствор, т.е. данные по возможному извлечению меди находятся в очень широком диапазоне [8; 9].

Были проведены полупромышленные испытания с использованием проб в общей сложности из 35 скважин из отвалов № 8а и 12, отобранных на глубине 18–75 м и обладающих высокой репрезентативностью, и на основе весового соотношения каждой скважины созданы композитные пробы для последующего выщелачивания в крупногабаритных колоннах (30 колонок).

Пробоподготовка

Пробы бурового керна из отвалов № 8а и 12 пропущены через сито с отверстиями 75 мм; класс +75 мм измельчали с помощью щековой дробилки с разгрузочным зазором в 35 мм, чтобы пробы имели 100 %-ную крупность частиц –75 мм для испытаний по кучному выщелачиванию.

Последовательность пробоподготовки и химического анализа представлена на рис. 1.



Рис. 1. Последовательность пробоподготовки и химического анализа

Fig. 1. Sequence of sample preparation and chemical analysis

Полупромышленные испытания методом колонного выщелачивания

Полупромышленные испытания путем колонного выщелачивания проведены в соответствии с широко используемыми методами [10–12]. Извлечение меди зависит от многих факторов — таких, как гранулометрический состав руды, общее содержание меди, распределение первичной сульфидной и окисленной меди, минеральный состав, температура и время выщелачивания, концентрация исходного раствора, а также скорость подачи разбавленного раствора серной кислоты [13–15].

Испытания методом колонного выщелачивания проводили при следующих условиях:

- крупность руды: 100 % –75мм (80 % фракции 17,8–33,1 мм — показатель P_{80});
- продолжительность выщелачивания: 93–95 дней;
- концентрация серной кислоты: 20 г/дм³ в первые 5 дней, 15 г/дм³ на 6–10 дни, 10 г/дм³ в 11–40 дни, 5 г/дм³ в оставшийся период времени;
- скорость подачи исходного раствора: 6,1 дм³/(м²·ч);
- форма кислотного выщелачивания: равномерное орошение сверху колонны;
- количество колонок: 30 шт.

Схема проведения испытаний колонного выщелачивания показана на рис. 2.

При замедлении скорости выщелачивания меди процесс останавливали, прекращая подачу исходного раствора, а после подачи чистой воды в течение суток проводили дренаж остаточного раствора. После дренажа влажные пробы руды извлекали из колонок, сушили на открытой площадке, просеивали по стандартному методу и ана-

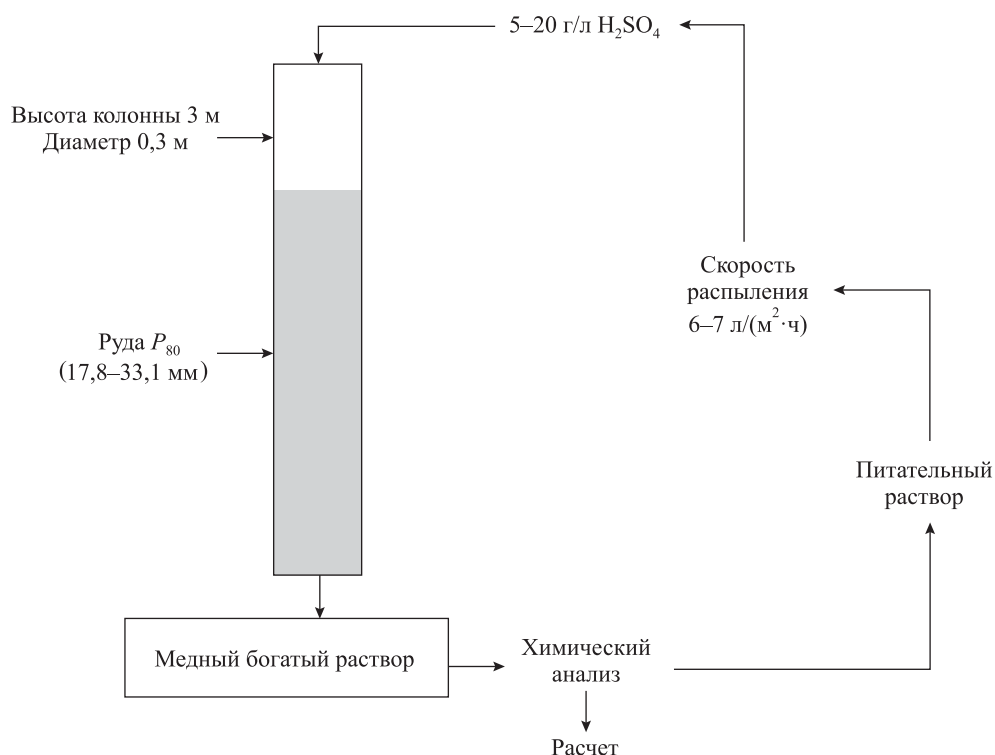


Рис. 2. Схема проведения испытаний

Fig. 2. Schematic diagram of the leaching tests

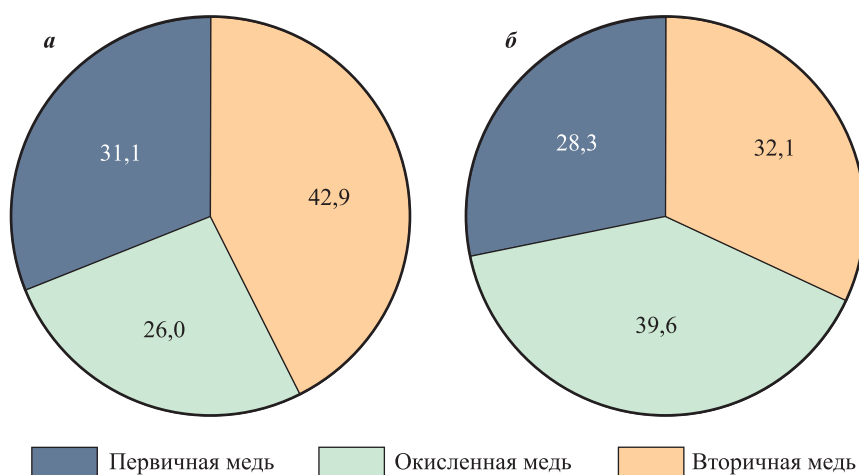


Рис. 3. Диаграмма анализов (%) медной фазы в отвалах № 8а (а) и 12 (б)

Fig. 3. Diagram of copper phase analyzes (%) in dumps No. 8a (a) and No. 12 (б)

лизировали композитные пробы (отобранные с сохранением соотношения выхода первичной пробы и крупности руды) по каждой фракции.

Минералогический анализ

Результаты анализа медных фаз показывают, что содержание первичной меди в отвале № 8а составляет 31,1 %, вторичной меди — 42,9 %, окис-

ленной меди — 26,0 %. Что касается отвала № 12, то содержание в нем первичной меди составляет в среднем 28,3 %, вторичной меди — 32,1 %, окисленной меди — 39,6 % (рис. 3).

В табл. 1 представлены результаты анализа вмещающих пород и рудных минералов, проведенного с помощью рентгеновского дифрактометра (XRD) и полностью автоматического сканирующего электронного микроскопа «ТІМА».

Таблица 1. Минеральный состав (%) отвалов № 8а и 12

Table 1. Mineral composition (%) of dumps No. 8a and 12

№	Вид	Минеральный состав	Номер отвала	
			8а	12
1	Нерудные минералы, слагающие горные породы	Кварц	25,8	28,7
2		Плагиоклаз	37,4	29,7
3		Полевой шпат	9,2	6,8
4		Мусковит	15,7	18,1
5		Глинистые минералы	7,43	13,05
6		Карбонаты	0,36	0,35
7		Другие минералы	1,27	1,34
8	Рудные минералы	Пирит	1,48	0,66
9		Медные минералы	0,82	0,76
10		Гематит	0,32	0,36
11		Сфалерит	0,13	0,14
12		Молибденит	0,02	0,01
			100	100

Минеральный состав каждого отвала существенно различался по содержанию основных породообразующих минералов — таких, как кварц, плагиоклаз, калиевый полевой шпат, мусковит, пирит, но был сходен по содержанию других минералов.

Минералы меди представлены наростами, плотно сросшимися с агрегатами неправильной формы. В пространственном соотношении наблюдается тенденция вытеснения и замещения ковеллином зерен халькопирита и пирита в нерудных минералах.

Результаты полупромышленных испытаний

Зависимость между извлечением меди и временем выщелачивания приведена на рис. 4.

Очевидно, что для окисленных рудных отвалов № 8а и 12 в первые 17 дней процесс перехода меди в раствор проходил достаточно быстро, а затем начинал стабилизироваться.

На рис. 5 показаны общее извлечение меди и извлечение меди, усредненное для каждой фазы и по каждому классу крупности.

Общей закономерностью является тот факт, что окисленные минералы меди во всех классах

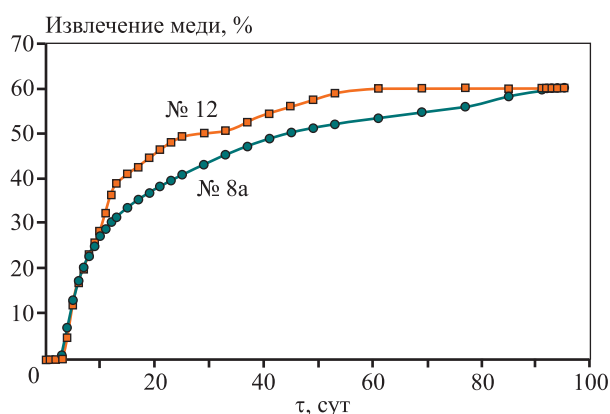


Рис. 4. Извлечение меди в процессе выщелачивания

Fig. 4. Copper extraction rate during the leaching process

крупности обладают хорошей растворимостью, а первичная и вторичная сульфидная медь переходит в раствор относительно хуже. Извлечение меди в раствор максимально для проб с крупностью —6,3 мм, для крупности от —25 до +6,3 мм извлечение можно характеризовать как умеренное, а для более крупных частиц — как минимальное. Это связано с тем, что скорость выщелачивания в гетерогенной системе сильно зависит от площади поверхности реакции. Кроме того, из-за наличия большого количества частиц минералов меди в мелких фракциях, освободившихся из породообразующих материалов, создаются хорошие условия для эффективного взаимодействия с серной кислотой, что, в свою очередь, послужило интенсификации процесса выщелачивания [16–20].

Для проб полупромышленных испытаний методом колонного выщелачивания рассчитаны значения извлечения металла, проведены химические анализы для этих проб и определены значения крупности загруженных проб (P_{80}) отвалов № 8а и 12, которые приведены в табл. 2 и 3.

Для отвала № 8а извлечение меди составило 35,8–69,1 % при расходе кислоты 2,0–22,6 кг/т (среднее значение — 23,11 кг/т). Крупность руды представлена величиной P_{80} (размер ячейки сита, через которое просеивается 80 % от всего исходного материала) и находится в пределах 17,8–33,1 мм. По отвалу № 12 извлечение меди составило от 51,81 до 77,4 %, расход кислоты — в пределах 22,8–24,6 кг/т при среднем расходе в 23,3 кг/т, а значение показателя P_{80} находилось в диапазоне 18,1–29,3 мм.

Извлечение меди рассчитывали двумя способами в зависимости от содержания в сухом остатке

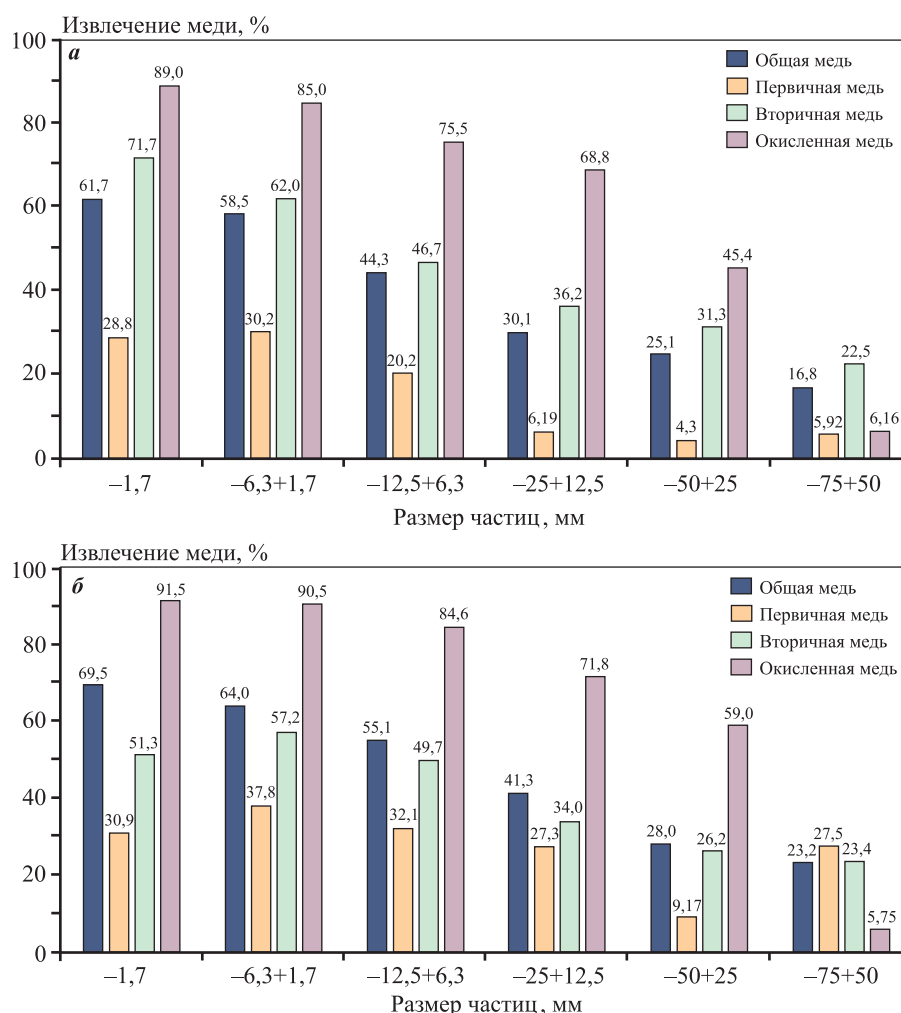


Рис. 5. Диаграмма общего извлечения меди и извлечения меди по каждой фракции для отвала № 8а (**а**) и отвала № 12 (**б**)

Fig. 5. Diagram of total copper recovery and copper extraction rate by particle size fraction for dump No. 8a (**a**) and dump No. 12 (**b**)

после выщелачивания и содержания в продуктивном растворе [21]:

— сравнение содержания меди в сухом остатке после выщелачивания с содержанием меди в пробах до выщелачивания;

— сравнение количества меди в общем растворе, собранном во время выщелачивания, с количеством меди в пробе до выщелачивания.

Выводы

1. Если ранее среднее содержание меди в отвалах окисленных руд № 8а и 12 месторождения Эрдэнэтийн Овоо было определено с использованием программного обеспечения «Micromine» как 0,47–0,49 %, а степень окисления — 14,7–20,5 %, то по результатам данной работы среднее содержание меди составило 0,30–0,38 %, а степень окисле-

ния — 25,6–41,2 %, что доказывает влияние природных факторов на изменение свойств руды в отвалах. Установлено, что скорость окисления руды в месторождениях отвального происхождения в Эрдэнэтском районе составляет >0,6 % в год.

2. Согласно результатам полупромышленных испытаний при колонном выщелачивании, извлечение меди составило от 35,8 до 69,1 % для отвала № 8а со средним значением в 56,0 %, а для отвала № 12 — в пределах 51,8–77,4 % со средним значением в 63,6 %. Ввиду того, что отвал № 12 характеризуется более высокой степенью окисления, то и извлечение меди оказалось более высоким по сравнению с отвалом № 8а.

3. В пробах скважин отвалов окисленных руд № 8а и 12 содержание кварца составило соответственно 25,8 и 28,7 %, плагиоклаза — 37,4 и 29,7 %, калиевого полевого шпата — 9,2 и 6,8 %,

Таблица 2. Обобщенные результаты испытаний (отвал № 8а)

Table 2. Generalized test results (dump no. 8a)

№	Время, сут	Размер частиц P_{80} , мм	$Cu_{общ}$	Фазовый анализ, %			$Fe_{общ}$	Извлечение, %	
				$Cu_{перв}$	$Cu_{окисл}$	$Cu_{втор}$		Cu	Fe
1	95	18	0,36	26,4	25,6	48,0	3,17	54,5	2,5
2	95	25	0,26	29,3	27,4	42,9	3,28	61,7	3,4
3	95	22	0,29	28,1	31,5	40,1	2,91	68,1	8,3
4	95	18	0,34	35,2	34,6	29,9	2,96	50,8	4,1
5	95	27	0,45	20,3	27,1	52,6	2,56	69,1	10,5
6	95	33	0,29	34,3	23,1	42,7	2,84	61,0	8,7
7	95	21	0,32	25,0	36,4	38,6	2,63	54,7	8,6
8	95	25	0,28	28,3	20,4	51,3	3,27	57,3	5,1
9	95	25	0,27	35,1	18,7	46,3	2,96	46,5	6,6
10	93	22	0,25	37,5	15,1	47,4	2,99	47,5	8,6
11	93	21	0,32	26,7	32,6	40,7	3,11	60,7	6,0
12	95	18	0,27	46,4	16,1	37,1	3,31	35,8	8,4
13	95	19	0,25	34,4	24,3	41,3	3,10	50,0	6,4
14	93	20	0,29	18,9	25,2	55,9	3,61	66,1	10,2
Средние значения		22	0,30	30,5	25,6	43,9	3,05	56,0	7,0

Таблица 3. Обобщенные результаты испытаний (отвал № 12)

Table 3. Generalized test results (dump no. 12)

№	Время, сут	Размер частиц P_{80} , мм	$Cu_{общ}$	Фазовый анализ, %			$Fe_{общ}$	Извлечение, %	
				$Cu_{перв}$	$Cu_{окисл}$	$Cu_{втор}$		Cu	Fe
1	95	19	0,29	22,3	58,9	18,8	2,35	72,0	6,0
2	95	22	0,37	27,4	29,1	43,5	2,76	54,0	13,0
3	95	25	0,33	24,8	40,2	35,0	2,84	63,7	10,4
4	95	27	0,44	28,7	33,7	37,6	2,47	62,9	10,3
5	95	25	0,55	26,2	46,2	27,6	2,83	65,4	11,8
6	95	29	0,60	23,7	42,1	33,9	3,29	67,3	7,6
7	95	21	0,37	27,9	33,0	38,9	2,74	55,4	8,1
8	95	23	0,27	30,8	40,2	28,9	2,99	60,9	6,0
9	95	19	0,42	25,3	45,2	29,6	2,92	77,4	7,8
10	95	24	0,34	28,4	39,5	32,5	2,59	67,0	9,4
11	95	18	0,45	20,4	50,0	29,6	3,10	60,6	5,8
12	95	21	0,40	22,7	46,3	31,0	2,93	60,9	9,9
13	95	24	0,31	36,5	32,3	31,6	2,21	59,2	9,8
14	95	29	0,42	23,9	35,4	40,7	2,00	67,6	14,8
15	95	21	0,28	32,0	34,5	33,8	2,64	51,8	10,0
16	95	23	0,28	33,9	50,9	15,2	2,57	71,2	9,4
Средние значения		23	0,38	27,1	41,1	31,8	2,70	63,6	9,4

мусковита — 15,7 и 18,1 %, пирита — 1,48 и 0,66 %. При обобщении минерального состава по каждому отвалу основные породообразующие минералы (кварц, плагиоклаз, калиевый полевой шпат и мусковит) существенно различались по содержанию, но были сходны по содержанию других ми-

нералов. Отвал № 8а отличался высоким содержанием пирита и наличием сульфидных минералов с относительно более крупными частицами. Характерной особенностью проб отвала № 12 является то обстоятельство, что пирит представлен относительно малым количеством частиц, зерна суль-

фидных минералов были уменьшенных размеров, а халькопирит наблюдался в виде окаймлений вторичными медными минералами.

4. Важное влияние на извлечение меди при кучном выщелачивании оказывают крупность рудных частиц и распределение медных фаз. Для двух отвалов около 60 % от общего количества растворенной меди приходится только на крупность класса –1,7 мм, которая составляет менее 30 % от общего веса руды. Однако выход крупных классов при грохочении и извлечение меди из крупнозернистых классов оставались низкими.

5. Установлено, что при превышении 30 мас. % мелкозернистого класса –1,7 мм повышается риск снижения растворопроницаемости. Мелкозернистые материалы, которые оказывают большое влияние на извлечение меди, могут быть подвержены процессу агломерации для улучшения проницаемости раствора и увеличения извлечения меди.

6. В дальнейшем, используя результаты испытаний методом колонного выщелачивания, проведенных на рудах месторождения Эрдэнэтийн Овоо, возникает необходимость разработки математической модели [22], определяющей взаимосвязь между факторами, влияющими на извлечение меди. С помощью такой модели планируется изучить возможность извлечения меди методом кучного выщелачивания за короткий период времени.

Список литературы/References

1. Пурэвдаш М. Перспективы гидрометаллургической переработки окисленных медных руд и сульфидных медных концентратов как составная часть новой технологии комплексной переработки месторождения «Эрдэнэтийн Овоо». *Записки Горного института*. 2011;189:313–316.
Purevdash M. Prospects for hydrometallurgical processing of oxidized copper ores and sulfide copper concentrates as an integral part of the new technology for complex processing of the Erdenetiin Oovo deposit. *Zapiski Gornogo Instituta*. 2011;189:313–316. (In Russ.).
2. Bartos P.J. SX-EW copper and the technology cycle. *Resources Policy*. 2002;28(3-4):85–94.
[https://doi.org/10.1016/S0301-4207\(03\)00025-4](https://doi.org/10.1016/S0301-4207(03)00025-4)
3. Ansah E.O., Jyoti A., Black J.R., Haese R.R. The importance of reaction mechanisms and coupled dissolution with reprecipitation (CDR) reactions when modelling copper leaching in heap systems. *Minerals Engineering*. 2023;203:108357.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023.108357>
4. Trujillo J.Y., Cisternas L.A., Galves E.D., Mella-do M.E. Optimal design and planning of heap leaching process. Application to copper oxide leaching. *Chemical Engineering Research and Design*. 2014;92(2):308–317.
<https://doi.org/10.1016/j.cherd.2013.07.027>
5. Mortazavi A., Abbasloo Z., Ebrahimi L., Keshavars A., Masoomi A. Geotechnical investigation and design of leaching heap No. 2, Meydook copper mine, Iran. *Minerals Engineering*. 2015;79:185–195.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2015.06.010>
6. Robertson S.W., Staden P.J., Cherkaev A., Petersen J. Properties governing the flow of solution through crushed ore for heap leaching. *Hydrometallurgy*. 2022; 208:105811.
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2021.105811>
7. Lizama H.M. In-situ leaching of copper from spent heaps. *Hydrometallurgy*. 2023;215:105997.
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2022.105997>
8. Дамдинжав Ж., Сизяков В.М., Бричкин В.П., Андреев Е.Е., Бодуэн А.Я. Практика применения кучного выщелачивания труднообогатимых руд месторождения «Эрдэнэтийн Овоо». *Обогащение руд*. 2009;(5):3–5.
Damdinzhav Zh., Sizyakov V.M., Brichkin V.P., Andreev E.E., Boduen A.Ya. Practice of heap leaching of refractory ores of the Erdenetiin Oovo deposit. *Obogashchenie rud*. 2009;(5):3–5. (In Russ.).
9. Халезов Б.Д. Кучное выщелачивание медных и медно-цинковых руд. Екатеринбург: УрО РАН, 2013. 346 с.
10. Column Leaching Procedure. <https://www.911metallurgist.com/hydrometallurgy-testing/> (accessed: 01.03.2024).
11. Staden P.J., Kolesnikov A.V., Petersen J. Comparative assessment of heap leach production data — 1. A procedure for deriving the batch leach curve. *Minerals Engineering*. 2017;101:47–57.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.11.009>
12. Robertson S.W. Development of an integrated heap leach solution flow and mineral leaching model. *Hydrometallurgy*. 2017;169:79–88.
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.12.010>
13. Wang L., Yin S., Wu A. Ore agglomeration behavior and its key controlling factors in heap leaching of low-grade copper minerals. *Journal of Cleaner Production*. 2021;279:123705.
<https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2020.123705>
14. Apua M.C., Mapilane S. Leaching kinetics and predictive models for elements extraction from copper oxide ore in sulphuric acid. *Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers*. 2021;121:313–320.
<https://doi.org/10.1016/j.jtice.2021.04.005>
15. Liu W., Hashemzadeh M. Solution flow behavior in re-

- sponse to key operating parameters in heap leaching. *Hydrometallurgy*. 2017;169:183–191.
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2017.01.007>
16. Kimball B.E., Rimstidt J.D., Brantley S.L., Chalcopryrite dissolution rate laws. *Applied Geochemistry*. 2010;25(7):972–983.
<https://doi.org/10.1016/j.apgeochem.2010.03.010>
 17. Cerqueira B., Covelo E.F., Rúa-Díaz S. Contrasting mobility of arsenic and copper in a mining soil: A comparative column leaching and pot testing approach. *Journal of Environmental Management*. 2022;318:115530.
<https://doi.org/10.1016/j.jenvman.2022.115530>
 18. Lizama H.M. How copper dump leaching works. *Minerals Engineering*. 2021;171:107075.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2021.107075>
 19. Ansah E.O., Jyoti A., Black J.R., Haese R.R. The importance of reaction mechanisms and coupled dissolution with reprecipitation (CDR) reactions when modelling copper leaching in heap systems. *Minerals Engineering*. 2023;203:108357.
<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2023/108357>
 20. Lichtner P.C. The quasi-stationary state approximation to coupled mass transport and fluid-rock interaction in a porous medium. *Geochimica et Cosmochimica Acta*. 1988;52:143–165.
[https://doi.org/10.1016/0016-7037\(88\)90063-4](https://doi.org/10.1016/0016-7037(88)90063-4)
 21. Dzhartaeva I., Massakbayeva S. Investigation of factors affecting the process of heap leaching of copper ores. *Polish Journal of Science*. 2021;40:13–16.
 22. Jamsa-Jounela S.L., Cziprian Z. Heap leaching simulation. In: *IFAC Symposium on Automation in Mining, Mineral and Metal Processing*. Cologne, Germany, 1998. P. 43–48.
[https://doi.org/10.1016/S1474-6670\(17\)35854-8](https://doi.org/10.1016/S1474-6670(17)35854-8)

Информация об авторах

Самбуу Гантулга — магистр технических наук, ведущий инженер Проектной единицы, Производственно-технологический парк, ПГС «Предприятие Эрдэнэт». E-mail: gantulga.s@erdenetmc.mn

Цэрэндагва Цэнд-Аюуш — к.т.н, начальник отдела развития ПГС «Предприятие Эрдэнэт». E-mail: ts.tsendayush@erdenetmc.mn

Бямбасүрэн Алтантуяа — к.т.н., профессор, преподаватель кафедры геологии и горной промышленности, Монгольский университет науки и технологии. <https://orcid.org/0000-0002-8414-9114?lang=en> E-mail: altantuyaa@must.edu.mn

Сергей Владимирович Мамяченков — д.т.н., заведующий кафедрой металлургии цветных металлов Уральского федерального университета им. первого Президента России Б.Н. Ельцина. <https://orcid.org/0000-0002-4458-3792> E-mail: svmamyachenkov@yandex.ru

Information about the authors

Sambuu Gantulga — Master of science in engineering, Senior Engineer of the Technological park project unit, SOE “Erdenet Enterprise”. E-mail: gantulga.s@erdenetmc.mn

Tserendagva Tsend-Ayush — Ph.D, Head of the Development Department, SOE “Erdenet Enterprise”. E-mail: ts.tsendayush@erdenetmc.mn

Byambasuren Altantuyaa — Ph.D, Professor, Lecturer of the Institute of geology and mining engineering, Mongolian University of Science and Technology. <https://orcid.org/0000-0002-8414-9114?lang=en> E-mail: altantuyaa@must.edu.mn

Sergey V. Mamyachenkov — Dr. Sci. (Eng.), Head of the Department of metallurgy of non-ferrous metals, Ural Federal University n.a. the First President of Russia B.N. Eltsin. <https://orcid.org/0000-0002-4458-3792> E-mail: svmamyachenkov@yandex.ru

Вклад авторов

С. Гантулга — проведение экспериментов, приготовление исходных образцов, участие в обсуждении результатов, подготовка текста, формулировка выводов.

Ц. Цэнд-Аюуш — определение цели работы, участие в обсуждении результатов.

Б. Алтантуяа — участие в обсуждении результатов, написание статьи.

С.В. Мамяченков — обработка результатов, редактирование текста статьи.

Contribution of the authors

S. Gantulga — conducted experiments, prepared initial samples, participated in the discussion of results, drafted the manuscript, and formulated the conclusions.

Ts. Tsend-Ayush — defined the research objectives and participated in the discussion of results.

B. Altantuyaa — participated in the discussion of results and contributed to writing the manuscript.

S.V. Mamyachenkov — processed the results and edited the manuscript.

Статья поступила в редакцию 26.02.2024, доработана 28.08.2024, подписана в печать 20.11.2024

The article was submitted 26.02.2024, revised 28.08.2024, accepted for publication 20.11.2024