

ВЛИЯНИЕ ФАЗОВОГО СОСТАВА МИНЕРАЛОВ МЕДИ НА ЗАКОНОМЕРНОСТИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ОКИСЛЕННЫХ МЕДНЫХ РУД

К.К. Климов¹, А.М. Ключников¹, В.В. Мусаев¹, Д.А. Шакиров¹

¹ АО «Уралмеханобр», Екатеринбург, Россия, e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru

Аннотация: Объектом исследований является окисленная медная руда с содержанием меди 0,63%. Проба характеризуется наличием 53,97% меди в окисленной форме (фаза малахита и азурита). Изучено влияние температуры, соотношения Ж:Т, продолжительности выщелачивания, режима дозирования серной кислоты на процесс выщелачивания. Установлено, что преимущественно извлекается в раствор медь из фаз азурита и малахита. Сульфидная медь (халькопирит, борнит, ковеллин) является упорной и плохо поддается выщелачиванию в интервале температур 20–90 °С. Использование окислителей, повышенных температур и концентраций кислоты нецелесообразно. Найдена оптимальная величина помола для выщелачивания, составляющая 50%, –0,071 мм. Рекомендован процесс агитационного выщелачивания в течение 4 ч при непрерывном поддержании рН среды 1,50–1,55. Удельное потребление кислоты достигает при этом минимального значения – 50 кг/т. Достигнуто извлечение 56,00% с получением кека с содержанием меди 0,28% при выходе кека 99,06%. В переработку на основе агитационного выщелачивания можно вовлечь преимущественно медь азурита и малахита, в результате чего обеспечивается практически полное ее извлечение. По скорости растворения в начальный момент времени минералы распределяются в следующий ряд (по убыванию): малахит > ковеллин > халькозин > халькопирит > борнит.

Ключевые слова: выщелачивание, медь, серная кислота, малахит, азурит, сульфат железа (III), пиролюзит, окислительно-восстановительный потенциал.

Для цитирования: Климов К. К., Ключников А. М., Мусаев В. В., Шакиров Д. А. Влияние фазового состава минералов меди на закономерности выщелачивания окисленных медных руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2026. – № 7. – С. 130–142. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_7_0_130.

Effect of phase composition of copper minerals on leaching patterns in oxidized copper ore

К.К. Klimov¹, А.М. Klyushnikov¹, V.V. Musaev¹, D.A. Shakirov¹

¹ JSC «Uralmexhanobr», Ekaterinburg, Russia, e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru

Abstract: The subject of research is oxidized copper ore with the copper content of 0.63%. The test sample contains 53.97% oxidized copper (phases of green copper and blue copper ore). The scope of the research encompassed the influence of temperature, S:L ratio, leaching duration and dosage regimen of sulfuric acid on the leaching process. It is found that copper is recovered to solution from the phases of green copper and blue copper ore. Copper sulfides (yellow cop-

per, purple copper ore, copper indigo) are refractory and ill-leachable within a temperature range of 20–90 °C. It is inexpedient to use oxidizers, or to increase the temperature and concentration of acid. The found optimized size of grinding for leaching is 50% of –0.071 mm. It is recommended to carry out agitation leaching for 4 h at the continuously maintained pH value of 1.50–1.55 in the medium. Specific consumption of acid is minimal in this case—50 kg/t. The achieved recovery is 56.00% with the production of cake with the copper content of 0.28% at the cake yield of 99.06%. It is possible to subject mostly green copper and blue copper ore to agitation leaching, which provides almost complete recovery of the minerals. With respect to a dissolution velocity at the initial moment of time, the minerals are arranged in descending order as follows: green ore > copper indigo > copper glance > copper pyrite > purple copper ore.

Key words: leaching, copper, sulfuric acid, green copper, blue copper ore, ferric sulfate (II), pyrolusite, oxidation–reduction potential.

For citation: Klimov K. K., Klyushnikov A. M., Musaev V. V., Shakirov D. A. Effect of phase composition of copper minerals on leaching patterns in oxidized copper ore. *MIAB. Mining Inf. Anal. Bull.* 2026;(7):130-142. [In Russ]. DOI: 10.25018/0236_1493_2026_7_0_130.

Введение

Месторождения окисленных руд — весомый резерв меди в Уральском регионе. Содержание меди в рудах колеблется от 0,2 до 1,0%; велика доля меди в окисленной форме, поддающейся выщелачиванию растворами серной кислоты. Существуют работы по вовлечению руд в переработку на основе метода ручного выщелачивания, что характеризуется низкими достигнутыми показателями извлечения [1–3].

Методы

Одним из вариантов вовлечения руд в отработку является агитационное выщелачивание измельченной руды с последующим обезвоживанием и переработкой продуктивного раствора по технологии экстракционного концентрирования–электролиза [4–8]. Работа посвящена изучению агитационного выщелачивания руды.

Объектом исследования являлась усредненная руда со свежих отвалов окисленных руд одного из месторождений (Свердловская область). Содержание меди, по данным анализа, составило 0,63%. По минеральному составу руда относится к медно-железо-ванадиевому типу.

В лаборатории с использованием рентгеновского дифрактометра Shimadzu XRD7000 в сочетании с оптическими методами был определен минеральный состав руды, представленный в табл. 1.

Основным рудным минералом является титаномагнетит. Отмечено высокое содержание пироксенов, хлоритов и апатита. Высокое содержание апатита предопределяет повышенную кислотоёмкость руды ввиду его высокой реакционной способности [9]. По стандартной методике [10] был определен фазовый анализ форм меди, представленный в табл. 2. Из данных табл. 2 следует, что доля меди, легко растворимой в кислотах, составит около 53,97%. Упорные окисленные минералы (хризоколла) находятся в следовых количествах. Отмечена высокая доля меди в упорных для растворения сульфидных минералах, в частности в халькопирите (11%). Присутствие халькозина зафиксировано оптическими методами. Поэтому с учетом оптических методов доля меди в 34,92% распределена между борнитом, халькозином и ковеллином примерно в равных количествах.

Проведено определение предельной кислотоёмкости руды. Методика состоя-

Таблица 1

Средний минеральный состав пробы, масс. %
Average mineral composition of the sample, mass %

Минерал	Содержание	Минерал	Содержание
титаномагнетит	26,6	ковеллин	0,2
полевые шпаты (анортит)	18,0	борнит	0,2
пироксены (диопсид)	16,0	халькозин	0,2
амфиболы (роговая обманка)	16,0	халькопирит	0,1
хлориты (клинохлор)	14,0	кварц	0,1
апатит	6,7	пирит, слюды (биотит)	следы
эпидот	1,0	прочие	0,5
малахит, азурит	0,5		

Таблица 2

Результаты фазового анализа соединений меди, масс. %
Results of phase analysis of copper compounds, mass %

Формы соединений		Исходная руда		Кек выщелачивания, 20 °С, 1 сут		Кек выщелачивания, 60 °С, 1 сут	
		абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.
Сульфаты (халькантит)		<0,04 (0,00)	0,00	<0,04 (0,00)	0,00	<0,04 (0,00)	0,00
Окисленные	свободные (малахит, азурит, куприт)	0,34	53,97	0		0	
	связанные (хризоколла)	<0,04 (0,00)	0,00	<0,04 (0,00)		<0,04 (0,00)	
Сульфиды	вторичные (ковеллин, борнит, халькозин)	0,22	34,92	0,19	73,08	0,18	72,00
	первичные (халькопирит)	0,07	11,11	0,07	26,92	0,07	28,00
Итого		0,63	100,00	0,26	100,00	0,25	100,00

Таблица 3

Определение кислотоемкости руды 100% класса –0,071 мм
Determination of acid consumption of ore of 100% class –0.071 mm

Температура, °С	Выход кека, %	Содержание меди в кеке, %	Балансовое содержание меди, %	Кислотоемкость (нетто), кг/т	Извлечение меди, %
20	95,02	0,26	0,63	99,7	60,79
60	92,68	0,25	0,63	158,8	63,22

ла в распульповке руды раствором с рН 1,5 до содержания твердой фазы 30%. Далее рН 1,50 – 1,55 поддерживали в течение суток вводом концентрированной кислоты. Кислотоемкость рассчитывали на основе количества кислоты в расчете на 100%, введенного в пульпу для поддержания рН 1,50 – 1,55 в течение

суток и отнесенного к единице массе навески руды. По убыли меди в кеке рассчитывали извлечение ее в раствор. Результаты определения кислотоемкости, а также достигнутые показатели извлечения меди приведены в табл. 3.

Применительно к используемой методике предельная кислотоемкость со-

ставила 99,7 кг/т руды при комнатной температуре и 158,8 кг/т руды при температуре 60 °С. При этом извлечение меди в обоих случаях показало почти идентичный результат и составило 60,79–63,22%. Температура практически не повлияла на конечное содержание меди в кеке, которое составило 0,26 и 0,25% соответственно. Увеличение кислотоемкости при повышенной температуре объясняется более интенсивным протеканием побочных реакций, что также подтверждается большей потерей массы.

В отсутствие большого количества карбонатов достижение высокой кислотоемкости можно объяснить интенсивным растворением апатита. Из полученных в эксперименте данных следует, что наиболее ценные медные минералы (малахит и азурит) выщелачиваются с большей скоростью, чем происходит вскрытие побочных минералов. Поэтому целесообразно подобрать условия для более селективного выщелачивания меди. Реализация полной кислотоемкости приводит к извлечению 63,2% меди при температуре среды 60 °С, что сопровождается высоким перерасходом кислоты. Удельный расход серной кис-

лоты составляет около 40 кг/кг меди. Снижение температуры среды приводит к понижению удельного расхода кислоты до 26 кг/кг меди при незначительном снижении извлечения — до 60,79%.

С целью снижения удельного расхода кислоты проводили выщелачивание при невысоком пересыщении по кислоте: при непрерывном поддержании рН 1,50–1,55. Данные условия были выбраны исходя из того, что обязательным условием экстракционного концентрирования меди кетоксимами и альдоксимами является протекание процесса в области рН среды 1,5–2,0 [11–13]. Для экстракционных процессов нежелательной является повышенная температура среды, поэтому в экспериментах предпочтение было отдано выщелачиванию без внешнего нагрева.

Эксперименты проводили в реакторе объемом 0,5 дм³. Для проведения исследований по выщелачиванию при поддержании требуемого значения рН среды была собрана установка, схема которой представлена на рис. 1.

Тестовые исследования проводили при выщелачивании в течение 0,5–2 ч при крупности помола в интервале 10–90% класса –0,071 мм. Методика вы-

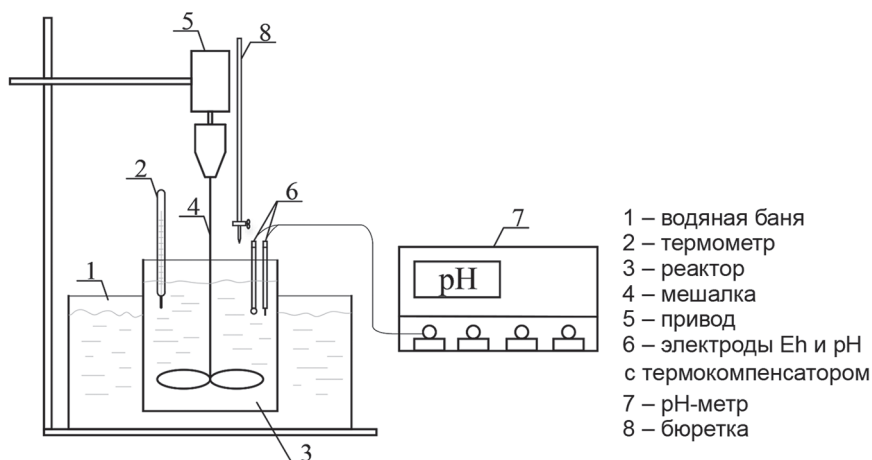


Рис. 1. Схема установки для проведения выщелачивания

Fig. 1. Schematic diagram of the leaching plant

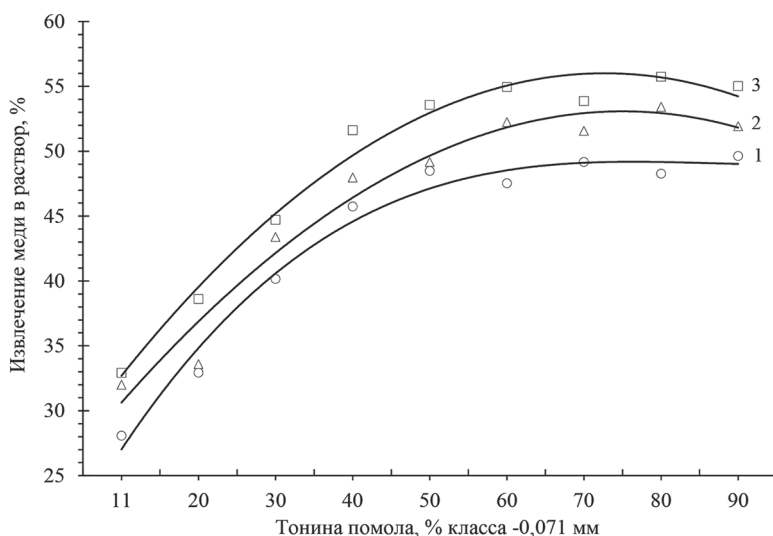


Рис. 2. Зависимость извлечения меди от тонины помола руды при продолжительности выщелачивания: 0,5 ч (1), 1 ч (2) и 2 ч (3)

Fig. 2. Dependence of copper extraction on the fineness of ore grinding with leaching duration: 0.5 h (1), 1 h (2) and 2 h (3)

щелачивания состояла в следующем. Предварительно распульповывали руду водой до содержания твердого 30% (выбор степени разжижения основан на литературе, исходя из обеспечения хорошей текучести пульпы [11 – 13]). В реактор осуществляли подачу концентрированной кислоты из бюретки, настраивая подачу шаровым краном бюретки. Поддерживали pH пульпы 1,50 – 1,55 на основе показаний pH-метра. Температуру рабочей среды поддерживали на уровне 20 °С посредством водяной бани.

В процессе эксперимента фиксировали расход кислоты. Далее полученный раствор и кек анализировали, рассчитывали извлечение меди в раствор. Результаты тестовых опытов приведены на рис. 2.

Доизмельчение руды не приводит к повышению извлечения меди в раствор. Поэтому дальнейшие исследования проводили при тонине помола 50% –0,071 мм. Влияние повышенной до 24 ч продолжительности процесса на пока-

затели выщелачивания представлено на рис. 3 и 4.

В отсутствие внешнего нагрева с повышением продолжительности эксперимента извлечение асимптотически стремится к 60,0%. При этом удельный расход кислоты стремится к 95 – 97 кг/т, что примерно соответствует найденному ранее значению предельной кислотоемкости. Из внешнего вида кривых рисунка следует, что оптимальным значением тонины помола является 50% класса –0,071 мм. С повышением тонины помола происходит сдвиг кривых вправо, однако при достижении значения 50% в дальнейшем с повышением тонины помола до 90% кривые сдвигаются влево. Это указывает на то, что при равенстве извлечений при увеличении тонины помола свыше 50% –0,071 мм происходит рост удельных расходов кислоты. Полученный результат подтверждает правильность выбора оптимальной тонины помола. Для наглядной иллюстрации изменения достигнутых показателей при переходе тонины помола ве-

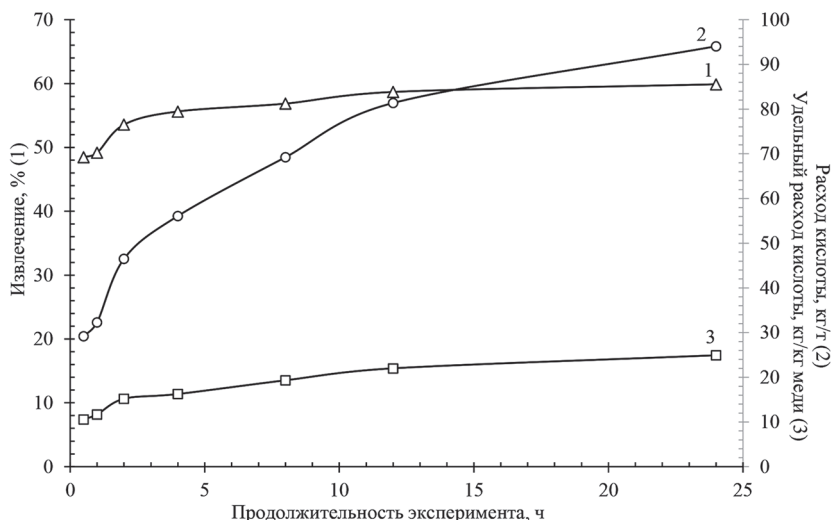


Рис. 3. Зависимость извлечения (1), расхода кислоты (2) и удельного расхода кислоты (3) от продолжительности выщелачивания при pH 1,50–1,55

Fig. 3. Dependence of extraction (1), acid consumption (2) and specific acid consumption (3) on the duration of leaching at pH 1.50–1.55

личины 50% класса $-0,071$ мм на рис. 4 кривая 5 представлена на обоих частях рисунка. При возрастании тонины помола до 50% класса $-0,071$ мм происходит сдвиг кривых вправо, с повышением извлечения. Далее при переходе зна-

чения 50% класса $-0,071$ мм начинается обратный сдвиг кривых влево, с понижением достигнутого извлечения.

Так как в режиме непрерывной подачи кислоты при pH 1,5 без использования окислителей достигнуто срав-

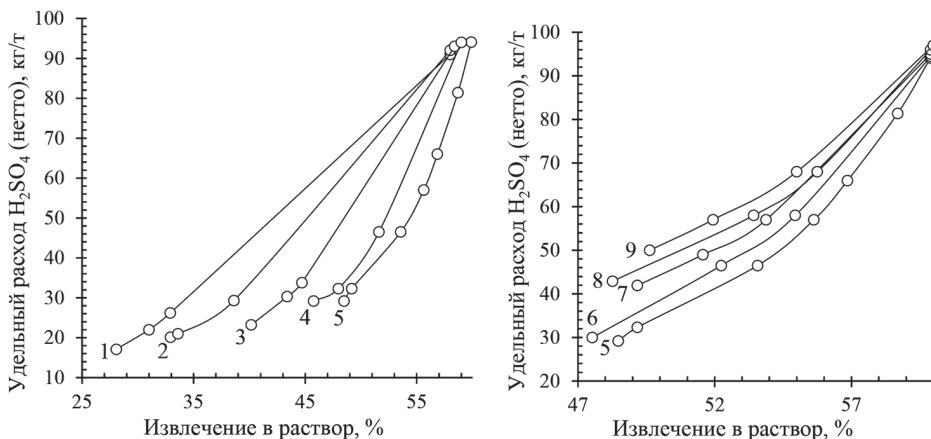


Рис. 4. Зависимость удельной кислотоёмкости руды (кг/т) от достигнутого извлечения меди в раствор в интервале 0,5–24 ч для разного помола руды, % класса $-0,071$ мм: 10 (1), 20 (2), 30 (3), 40 (4), 50 (5), 60 (6), 70 (7), 80 (8), 90 (9)

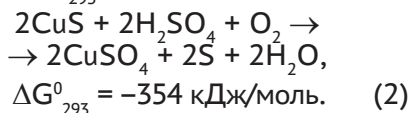
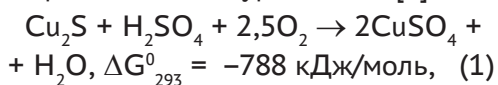
Fig. 4. Dependence of the specific acid capacity of the ore (kg/t) on the achieved copper extraction into solution in the range of 0.5–24 h for different ore grinding, % class -0.071 mm: 10 (1), 20 (2), 30 (3), 40 (4), 50 (5), 60 (6), 70 (7), 80 (8), 90 (9)

нительно низкое извлечение меди (не более 59–60%), дальнейшие исследования были сосредоточены на использовании окислителей, предназначенных для интенсификации процесса выщелачивания сульфидов, в том числе при повышенной температуре.

Из теории применения окислителей известно, что положительную роль при выщелачивании меди играют как растворенный кислород воздуха, так и соли трехвалентного железа [14, 15].

Соли трехвалентного железа образуются в выщелачивающем растворе из солей железа (II) при добавлении окислителей, в число которых входят, например, пиролюзит, как наиболее доступный [16], возможно и прямое использование солей железа (III) [1, 17].

Согласно данным расчетов в программном обеспечении HSC 7.0 халькозин (Cu_2S) и ковеллин (CuS), взаимодействуя с кислородом воздуха, частично разлагаются по уравнениям [1]

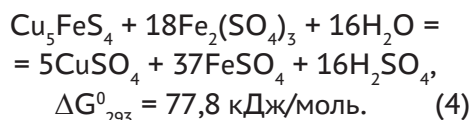
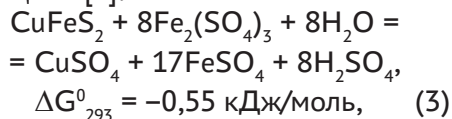


Обсуждение результатов

Реакции (1) и (2) характеризуются, согласно расчетам, выполненным в HSC 7.0, большими отрицательными значениями изменения энергии Гиббса реакции, что говорит о высокой вероятности их протекания. Поэтому прирост извлечения до 59–60% при продолжении экспериментов (см. рис. 3) можно объяснить частичным вовлечением в процесс растворения халькозина и ковеллина с участием кислорода воздуха, протекающим по достижении полноты растворения малахита и азурита. Данные фазового анализа кеков выщелачивания (см. табл. 2) это подтверждают.

По достижении растворения малахита и азурита следует частичное растворение ковеллина и халькозина. При этом халькопирит и борнит совершенно не затрагиваются.

Растворение халькопирита и борнита, в свою очередь, согласно расчетам в среде HSC 7.0, протекает с участием солей железа (III). Последние в кислой среде взаимодействуют с халькопиритом и борнитом по соответствующим реакциям [1]:



Изменение свободной энергии Гиббса реакций (3) и (4) свидетельствует о низкой вероятности самопроизвольного протекания процессов. Очевидна необходимость повышения температуры и начальной концентрации реагентов для сдвига равновесия реакций вправо.

Результаты применения окислителей представлены в табл. 4. Из теории применения окислителей для выщелачивания цветных металлов с участием солей железа (III) известно, что для эффективного выщелачивания необходимо поддержание окислительно-восстановительного потенциала среды (ОВП) не менее 450–500 мВ [14, 15]. В табл. 4 представлены результаты экспериментов при условии ввода пиролюзита до поддержания ОВП 450–480 мВ. Эксперименты с использованием введенных солей железа (III) проводили без корректировки ОВП. ОВП самопроизвольно поднимался и устанавливался на уровне 500–520 мВ. Часть экспериментов проведена без внешнего подогрева (20 °С), а остальные при поддержании температуры среды 90 °С за счет принудительного

Таблица 4

Результаты выщелачивания пробы с добавкой окислителей**Results of leaching a sample with added oxidizing agents**

Время, ч	Расход MnO_2 , кг/т	Расход кислоты (брутто), кг/т	Расход кислоты (нетто), кг/т	Концентрация меди в растворе, г/л	Балансовое содержание меди, %	Содержание в кеке, %	Выход кека, %	Извлечение в раствор, %
Диоксид марганца, $t = 20\text{ }^\circ\text{C}$								
1	6,4	25,3	20,6	1,43	0,64	0,31	98,92	52,29
2	7	30,4	25,7	1,46	0,64	0,30	99,23	53,54
4	7	37,5	32,8	1,55	0,64	0,28	99,25	56,72
8	7	47,1	42,4	1,58	0,64	0,27	99,44	58,03
Продуктивный раствор при $\tau = 8\text{ ч}$: Fe(III) 0,35 г/л; Fe(II) 0,20 г/л; Eh в пульпе 480 мВ								
Диоксид марганца, $t = 90\text{ }^\circ\text{C}$								
1	6,4	52,1	47,4	1,30	0,63	0,33	99,8	48,12
2	7	75,6	70,9	1,45	0,64	0,30	99,65	53,27
4	7	108,9	104,2	1,55	0,64	0,28	99,53	56,65
8	7	120,1	115,4	1,58	0,64	0,27	99,42	58,04
Продуктивный раствор при $\tau = 8\text{ ч}$: Fe(III) 0,35 г/л; Fe(II) 0,21 г/л; Eh в пульпе 480 мВ								
3 г/л Fe(III), $t = 20\text{ }^\circ\text{C}$								
1	—	20,1	15,4	1,30	0,62	0,32	99,31	49,01
2	—	26,9	22,2	1,37	0,62	0,3	99,08	52,00
4	—	32,4	27,7	1,49	0,62	0,27	98,67	56,79
8	—	42,6	37,9	1,59	0,62	0,25	98,5	60,28
При $\tau = 8\text{ ч}$: Fe(III) 2,65 г/л; Fe(II) 2,04 г/л; Eh в пульпе 480 мВ								
3 г/л Fe(III), $t = 90\text{ }^\circ\text{C}$								
1	—	51,5	46,8	1,41	0,62	0,29	99,12	53,55
2	—	72,9	68,2	1,44	0,62	0,28	98,95	54,98
4	—	105,7	101	1,57	0,63	0,26	98,73	58,97
8	—	118,5	113,8	1,67	0,62	0,23	98,64	63,37
При $\tau = 8\text{ ч}$: Fe(III) 0,31 г/л; Fe(II) 0 г/л; Eh в пульпе 518 мВ								

нагревания. Определение концентраций железа в растворе проводили на основе комплексонометрического титрования [18].

Ввод диоксида марганца и солей железа сопровождается поддержанием высоких избыточных концентраций железа (III) и повышенного окислительно-восстановительного потенциала, однако приводит лишь к незначительному приросту извлечения — не более 3–4% сравнительно с экспериментами без окислителей.

При этом проявляется существенное снижение удельного расхода кислоты, что можно объяснить протекающим гидролизом солей железа, следствием чего является появление кислой реакции среды. Следовательно, соли железа проявляют определенные буферные свойства по отношению к среде, приводя к снижению потребления кислоты. Поэтому применение искусственно введенных солей железа (III) при выщелачивании руд может быть перспективным

при наличии их дешевого источника. Применение окислителей в условиях различных температур среды не привело к существенному повышению полноты извлечения меди. Это можно объяснить кинетическими затруднениями [9]. Первичные и вторичные сульфиды меди отличаются высокой упорностью при сернокислотном выщелачивании с окислителем при атмосферном давлении даже в условиях повышенных температур [19, 20].

Из данных рис. 3 следует, что целесообразно ограничивать продолжительность выщелачивания руды 4 часами. Применение внешнего подогрева экономически нецелесообразно. В оптимальных условиях (содержание твердого 30%, температура 20 °С, продолжительность 4 ч, тонина помолы 50% класса –0,071 мм) был проведен балансый укрупненный опыт по выщелачиванию. Эксперимент проводили при непрерывной подаче кислоты до поддержания pH 1,5. По результатам анализа полученных продуктов определено, что выход кека составил 99,06% при содержании 0,28%, извлечение меди в раствор составило 56,00% при балансовом содержании 0,63%. Полнота извлечения малахита и азурита подтверждается данными табл. 2.

Для объяснения поведения медных минералов в растворах серной кислоты на установке, изображенной на рис. 1, проведены тестовые исследования по выщелачиванию мономинеральных фракций растворами серной кислоты с pH 1,5. Соотношение Ж:Т в экспериментах составляло 60:1 (м³/т), что учитывает содержание минерала в руде. В процес-

Таблица 5

Характеристика используемых мономинеральных фракций
Characteristics of the monomineral fractions used

Наименование минерала	малахит	ковеллин	халькозин	борнит	халькопирит
содержание меди, %	56,5	65,3	77,9	62,5	33,6
содержание серы, %	0,3	32,7	18,3	24,0	33,9

се выщелачивания значение pH поддерживали непрерывно в интервале 1,50–1,55 вводом концентрированной серной кислоты.

Использованы мономинеральные фракции с месторождения, измельченные до 50% –0,071 мм. Контроль производили методом рентгеновской дифракции на спектрофотометре XRD 7000. Состав минералов по основным компонентам приведен в табл. 5. Извлечение оценивали по приросту концентрации меди в растворе в течение времени, анализируя аликвоты раствора. Далее на основе расчета получали степень растворения минерала.

Результаты выщелачивания в виде кинетических кривых приведены на рис. 5. Из данных рисунка следует, что по степени полноты растворения в сторону убывания минералы располагаются в следующий ряд: малахит > ковеллин > халькозин > борнит > халькопирит. Степень растворения малахита уже в течение 2 ч достигает 95%, что соответствует полученным выше данным по выщелачиванию руды. Извлечение ковеллина достигает 28,0%, халькозина 17,1%. Халькопирит и борнит демонстрируют самые низкие показатели извлечения: 8,7 и 6,7% соответственно.

На рис. 6 приведена зависимость скорости выщелачивания от продолжительности времени выщелачивания. При этом показатели скорости (масс % за 1 ч) получены численным дифференцированием кривых, изображенных на рис. 5. В нулевой момент времени скорость выщелачивания (%/ч) достигает максимума и распределяется следующим образом (по убыванию): малахит (170) >

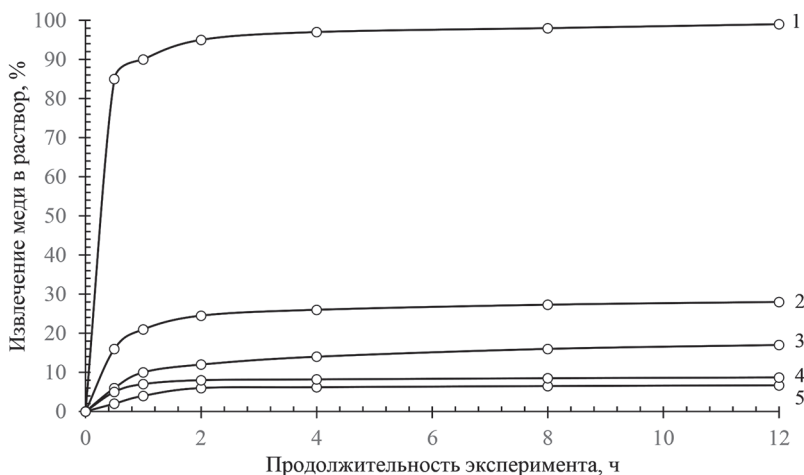


Рис. 5. Кинетические кривые извлечения меди из мономинеральных фракций: малахит (1), ковеллин (2), халькозин (3), борнит (4), халькопирит (5)

Fig. 5. Kinetic curves of copper extraction from monomineral fractions: malachite (1), covellite (2), chalcocite (3), bornite (4), chalcopyrite (5)

ковеллин (32) > халькозин (12) > халькопирит (10) > борнит (4). Для всех минералов максимальная скорость достигается в начале эксперимента, затем асимптотически убывает, стремясь к нулю. Далее аналогичное относительное распределение скоростей выщелачивания сохраняется во времени.

Из полученных зависимостей следует, что при агитационном выщелачивании окисленных руд следует ориентироваться на извлечение малахита. При этом количественное растворение малахита и азурита происходит за 2–4 ч. Сульфидные минералы вовлекаются в процесс в значительно меньшей степени.

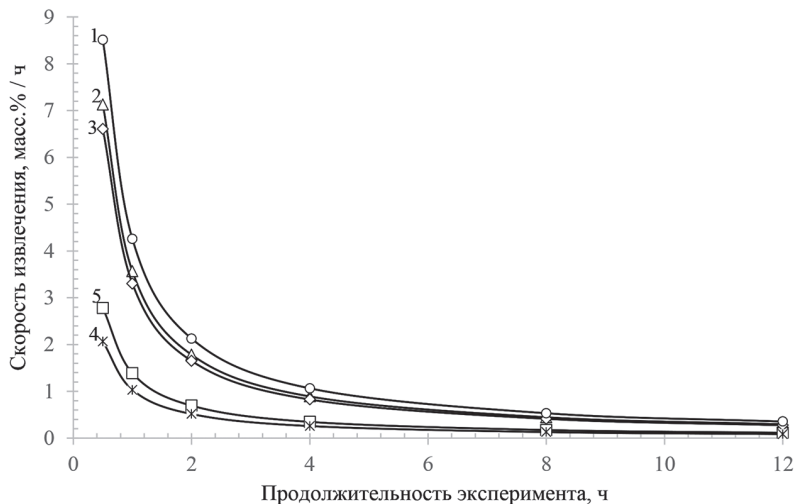


Рис. 6. Изменение скорости выщелачивания мономинеральных фракций во времени: малахит (1), ковеллин (2), халькозин (3), борнит (4), халькопирит (5)

Fig. 6. Change in the leaching rate of monomineral fractions over time: malachite (1), covellite (2), chalcocite (3), bornite (4), chalcopyrite (5)

Выводы



Проведены исследования вещественного состава и технологических свойств проб окисленной руды с содержанием меди 0,63%, в которой медь характеризуется нахождением на 53,97% в окисленной форме (фаза малахита и азурита).

При исследовании процессов агитационного серноокислотного выщелачивания установлено, что преимущественно извлекается в раствор медь из фаз азурита и малахита. Сульфидная медь является упорной и плохо поддается выщелачиванию. По истечении 2–4 ч процесса происходит фактически пассивация сульфидных минералов и прекращение их растворения. Использование окислителей, повышенных температур и концентраций кислоты нецелесообразно, так как приводит к незначительному эффекту.

Поэтому для окисленных медных руд рекомендован процесс агитационного выщелачивания в течение 2–4 ч при поддержании pH среды около 1,50–1,55, обеспечивающий полноту извлечения малахита и азурита при минимальном удельном расходе кислоты. Оптимальная тонина помола соответствует 50% класса –0,071 мм. В частности, для изучаемой руды месторождения удельное потребление кислоты достигло около 50 кг/т при извлечении 56,0% с получением кека с содержанием меди 0,28% при выходе кека 99,0% (балансовое содержание 0,63%). Сульфидные минералы отличаются низкой реакционной способностью, поэтому они могут либо предварительно извлекаться флотацией, либо подвергаться продолжительному естественному окислению в процессе хранения кеков выщелачивания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Марков С. Н., Самсонов Б. Г., Ястребков А. Ю. Опыт геотехнологического опробования медных руд на примере медистых песчаников Предуралья // Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. В 2 т. Т. 2: Золото / Под ред. М.И. Фазлуллина. — М: Руда и металлы, 2005. — С. 273–284.
2. Фазлуллин М. И. Кучное выщелачивание благородных металлов. — М.: Изд-во Академии горных наук, 2001. — 647 с.
3. Вольхин А. И., Елисеев Е. И., Жуков В. П., Смирнов Б. Н. Анодная и катодная медь. — Челябинск: Южно-Уральское книжное издательство, 2001. — 431 с.
4. Gayratov B., Godirilwe L., Jeon S., Shibayama A. Development of copper and gold recovery process from oxide ore by two-stage leaching system / 12th International Copper Conference. Conference paper. 2025, pp. 773–783. DOI: 10.1007/978-3-032-00102-3_73.
5. Apua M. C., Madiba M. 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, vol. 121, no. 6, pp. 313–320. DOI: 10.1016/j.jtice.2021.04.005.
6. Dresinger D. Case study flowsheets: copper–gold concentrate treatment // Developments in Mineral Processing. 2005, vol. 15, pp. 825–848.
7. Schlesinger M. E., Sole K. C., Davenport W. G., Flores G. R. A. Extractive metallurgy of copper. Elsevier, Amsterdam, Netherland, 2021, 573 p.
8. Mohanraj G. T., Rahman M. R., Arya S. B., Barman R., Krishnendu P., Singh Meena S. Characterization study and recovery of copper from low grade copper ore through hydrometallurgical route // Advanced Powder Technology. 2022, vol. 33, no. 1, pp. 1–11. DOI: 10.1016/j.apt.2021.12.001.
9. Позин М. Е. Технология минеральных солей (удобрений, пестицидов, промышленных солей, окислов и кислот): в 2 ч. Ч. 2. — Л.: Химия, 1974. — 792 с.
10. Филиппов Н. А. Фазовый анализ руд и продуктов их переработки. — М: Химия, 1975. — 280 с.
11. Сенченко А. Е., Куликов Ю. В., Аксенов А. В. Технологические особенности руд Удоканского месторождения меди, определяющие рациональную схему переработки, и перспективные направления совершенствования технологии // Цветные металлы. — 2017. — № 10. — С. 35–48. DOI: 10.17580/tsm.2017.10.04.

12. Лапшин Д. А., Простакишин М. Ф., Золотарев В. Н., Воложанинов А. Б. Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Ч. 3. Полупромышленные испытания технологической схемы // Цветные металлы. — 2016. — № 5. — С. 17–21. DOI: 10.17580/tsm.2016.05.02.
13. Сенченко А. Е., Куликов Ю. В., Курчевская Е. М. Изучение вещественного состава руд Удоканского месторождения меди с применением современных методов технологической минералогии // Цветные металлы. — 2017. — № 10. — С. 25–34. DOI: 10.17580/tsm.2017.10.03.
14. Филиппов А. П., Нестеров Ю. В. Редокс-процессы и интенсификация выщелачивания металлов. — М.: Руда и металлы, 2009. — 543 с.
15. Inoue D., Moritomo Y. Concentration dependence of resistance components in solutions containing dissolved Fe²⁺/Fe³⁺ // RSC Advances. 2024, vol. 14, no. 9, pp. 6292–6297. DOI: 10.1039/d3ra07829a.
16. Guo W., Qiaoyi T., Liqiang G., Xianbing J., Yan J., Heyun S., Xiaopeng N., Haiping Z., Renman R. Pre-oxidation of pyrite in refractory gold ore using MnO₂ as oxidant // Nonferrous Metals Eng. 2024, vol. 14, no. 05, pp. 73–80. DOI: 10.103969/j.issn.2095-1744.2024.05.010.
17. Marilović D., Bogdanović G., Stevanović Z., Petrović S., Sokić M. Investigation of the copper and iron behavior during the leaching of flotation tailings in an ionic liquid solution [bmim] [HSO₄] // Mining Metallurgy & Exploration. 2025, vol. 43, no. 1, pp. 657–672. DOI: 10.1007/s42461-025-01412-z.
18. Лурье Ю. Ю. Аналитическая химия промышленных сточных вод. — М.: Химия, 1984. — 448 с.
19. Козлов П. А. Вельц-процесс. — М.: Руда и металлы, 2002. — 176 с.
20. Бодуэн А. Я. Гидрометаллургические технологии переработки низкосортных и некондиционных медных концентратов // Горный журнал. — 2023. — № 10. — С. 41–50. DOI: 10.17580/gzh.2023.10.05.  

REFERENCES

1. Markov S. N., Samsonov B. G., Jastrebkov A. U. Experience of geotechnological testing of copper ores using the example of copper sandstones of the Cis-Ural area. *Podzemnoe i kuchnoe vyshchelachivanie urana, zolota i drugikh metallov. T. 2: Zoloto* [In-situ and heap leaching of uranium, gold and other metals, vol. 2, Gold], Moscow, 2005, pp. 273–284.
2. Fazlullin M. I. *Kuchnoe vyshchelachivanie blagorodnykh metallov* [Heap leaching of precious metals], Moscow, 2001, 647 p.
3. Vol'khin A. I., Eliseev E. I., Zhukov V. P., Smirnov B. N. *Anodnaya i katodnaya med'* [Anode and cathode copper], Chelyabinsk, 2001, 431 p.
4. Gayratov B., Godirilwe L., Jeon S., Shibayama A. Development of copper and gold recovery process from oxide ore by two-stage leaching system. *12th International Copper Conference. Conference paper*. 2025, pp. 773–783. DOI: 10.1007/978-3-032-00102-3_73.
5. Apua M. C., Madiba M. 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, vol. 121, no. 6, pp. 313–320. DOI: 10.1016/j.jtice.2021.04.005.
6. Dresinger D. Case study flowsheets: copper–gold concentrate treatment. *Developments in Mineral Processing*. 2005, vol. 15, pp. 825–848.
7. Schlesinger M. E., Sole K. C., Davenport W. G., Flores G. R. A. *Extractive metallurgy of copper*. Elsevier, Amsterdam, Netherland, 2021, 573 p.
8. Mohanraj G. T., Rahman M. R., Arya S. B., Barman R., Krishnendu P., Singh Meena S. Characterization study and recovery of copper from low grade copper ore through hydrometallurgical route. *Advanced Powder Technology*. 2022, vol. 33, no. 1, pp. 1–11. DOI: 10.1016/j.apt.2021.12.001.
9. Pozin M. E. *Tekhnologiya mineral'nykh soley (udobreniy, pestitsidov, promyshlennykh soley, okislov i kislot)*, Ch. 2 [Technology of mineral salts (fertilizers, pesticides, industrial salts, oxides and acids), part 2], Leningrad, 1974, 792 p.
10. Filippov N. A. *Fazoviy analiz rud i produktov ikh pererabotki* [Phase analysis of ores and products of their processing], Moscow, 1975, 280 p.
11. Senchenko A. E., Kulikov Yu. V., Aksenov A. V. Technological features of the ores of the Udo-kan copper deposit, determining the rational processing scheme, and promising directions for improving the technology. *Tsvetnye Metally*. 2017, no. 10, pp. 35–48. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2017.10.04.

12. Lapshin D. A., Prostakishin M. F., Zolotarev V. N., Volozhaninov A. B. Development of technology for processing ores from the Udokan deposit. Part 3. Pilot testing of the process flow chart. *Tsvetnye Metally*. 2016, no. 5, pp. 17 – 21. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2016.05.02.

13. Senchenko A. E., Kulikov Yu. V., Kurchevskaya E. M. Study of the material composition of ores of the Udokan copper deposit using modern methods of technological mineralogy. *Tsvetnye Metally*. 2017, no. 10, pp. 25 – 34. [In Russ]. DOI: 10.17580/tsm.2017.10.03.

14. Filippov A. P., Nesterov Yu. V. *Redoks-protsessy i intensivatsiya vyshchelachivaniya metallov* [Redox processes and intensification of metal leaching], Moscow, 2009, 543 p.

15. Inoue D., Moritomo Y. Concentration dependence of resistance components in solutions containing dissolved Fe²⁺/Fe³⁺. *RSC Advances*. 2024, vol. 14, no. 9, pp. 6292 – 6297. DOI: 10.1039/d3ra07829a.

16. Guo W., Qiaoyi T., Liqiang G., Xianbing J., Yan J., Heyun S., Xiaopeng N., Haiping Z., Renman R. Pre-oxidation of pyrite in refractory gold ore using MnO₂ as oxidant. *Nonferrous Metals Eng.* 2024, vol. 14, no. 05, pp. 73 – 80. DOI: 10.103969/j.issn.2095-1744.2024.05.010.

17. Marilović D., Bogdanović G., Stevanović Z., Petrović S., Sokić M. Investigation of the copper and iron behavior during the leaching of flotation tailings in an ionic liquid solution [bmim][HSO₄]. *Mining Metallurgy & Exploration*. 2025, vol. 43, no. 1, pp. 657 – 672. DOI: 10.1007/s42461-025-01412-z.

18. Lur'e Yu. Yu. *Analiticheskaya khimiya promyshlennykh stochnykh vod* [Analytical chemistry of industrial wastewater], Moscow, 1984, 448 p.

19. Kozlov P. A. *Vel'ts-protsess* [Waelz process], Moscow, 2002, 176 p.

20. Boduen A. Ya. Hydrometallurgical technologies for processing low-grade and off-grade copper concentrates. *Gornyi Zhurnal*. 2023, no. 10, pp. 41 – 50. [In Russ]. DOI: 10.17580/gzh.2023.10.05.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

*Климов Константин Константинович*¹ – старший научный сотрудник,
e-mail: klimov_kk@umbr.ru, ORCID ID: 0009-0001-6504-0041,

*Клюшников Антон Михайлович*¹ – канд. техн. наук,
ведущий научный сотрудник, e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru,
ORCID ID: 0009-0001-5815-6513,

*Мусаев Владимир Вахабович*¹ – канд. техн. наук,
зав. лабораторией, e-mail: musaev_vv@umbr.ru,
ORCID ID: 0009-0009-4650-5964,

*Шакиров Дмитрий Анвярович*¹ – научный сотрудник,
e-mail: shakirov_da@umbr.ru, ORCID ID: 0009-0001-7589-9781,
¹ АО «Уралмеханобр».

Для контактов: Клюшников А.М., e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

*K.K. Klimov*¹, Senior Researcher, e-mail: klimov_kk@umbr.ru,
ORCID ID: 0009-0001-6504-0041,

*A.M. Klyushnikov*¹, Cand. Sci. (Eng.),
Leading Researcher, e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru,
ORCID ID: 0009-0001-5815-6513,

*V.V. Musaev*¹, Cand. Sci. (Eng.),
Head of Laboratory, e-mail: musaev_vv@umbr.ru,
ORCID ID: 0009-0009-4650-5964,

*D.A. Shakirov*¹, Researcher, e-mail: shakirov_da@umbr.ru,
ORCID ID: 0009-0001-7589-9781,

¹ JSC «Uralmekhanobr», 620063, Ekaterinburg, Russia.

Corresponding author: A.M. Klyushnikov, e-mail: klyushnikov_am@umbr.ru.

Получена редакцией 02.02.2026; получена после рецензии 12.03.2026; принята к печати 10.06.2026.

Received by the editors 02.02.2026; received after the review 12.03.2026; accepted for printing 10.06.2026.