

УДК 66.046.4.094.3 + 661.856.532

<https://doi.org/10.17073/0021-3438-2024-4-33-42>

Научная статья

Research article



Переработка халькопиритового концентрата с применением сульфатизирующего обжига

А.Ю. Соколов, А.Г. Касиков

Институт химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева
Кольского научного центра Российской академии наук
Россия, 184209, г. Апатиты, ул. Академгородок, 26а

✉ Артем Юрьевич Соколов (aiu.sokolov@ksc.ru)

Аннотация: Халькопирит (CuFeS_2) является одним из основных минералов, перерабатываемых в промышленном масштабе для получения меди, который зачастую превалирует в медных концентратах, поступающих на последующую пирометаллургическую переработку. В работе показана возможность эффективного и селективного выделения меди из халькопиритового концентрата с применением сульфатизирующего обжига, сернокислотного выщелачивания и жидкостной экстракции. Установлено, что при температуре обжига 700°C в течение 1,5 ч происходит полное разложение халькопирита с образованием гематита (Fe_2O_3) и халькоцианита (CuSO_4). В результате выщелачивания огарка раствором серной кислоты концентрацией 0,02 М в водную фазу переходит большая часть меди, в то время как железо концентрируется в твердом остатке. Кроме того, в результате выщелачивания огарка в остатке концентрируются и благородные металлы, содержание которых составляет, г/т: Pd – 41,61, Pt – 5,65, Ag – 96,22, Au – 4,81. Очистка раствора выщелачивания от железа посредством жидкостной экстракции ди-2-этилгексилфосфорной кислотой показала высокую эффективность: при использовании 25 %-ного раствора экстрагента при соотношении О : В = 1 : 1 на двух ступенях концентрация железа в водной фазе снижается с 3,05 до 0,01 г/дм³, а при О : В = 1 : 2 на четырех ступенях – до 0,006 г/дм³. После железоочистки и упаривания раствора получен медный купорос, содержащий, %: $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ – 99,84 (в пересчете на медь – 25,42), Ni – 0,014, Al – 0,007, Fe – 0,0003, As – 0,0002.

Ключевые слова: медный концентрат, халькопирит, обжиг, медь, железо, экстракция, благородные металлы.

Для цитирования: Соколов А.Ю., Касиков А.Г. Переработка халькопиритового концентрата с применением сульфатизирующего обжига. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2024;30(4):33–42. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2024-4-33-42>

Processing of chalcopyrite concentrate by sulfating roasting

A.Yu. Sokolov, A.G. Kasikov

Tananaev Institute of Chemistry of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences
26a Akademgorodok Str., Apatity 184209, Russia

✉ Артем Юрьевич Соколов (aiu.sokolov@ksc.ru)

Abstract: Chalcopyrite (CuFeS_2) is one of the primary minerals processed on an industrial scale for copper production and often dominates copper concentrates sent for pyrometallurgical processing. This study demonstrates the efficient and selective extraction of copper from chalcopyrite concentrate through sulfating roasting, sulfuric acid leaching, and solvent extraction. At a roasting temperature of 700°C for 1.5 h, chalcopyrite fully decomposes into hematite (Fe_2O_3) and chalcantite (CuSO_4). Leaching the calcine with a 0.02 M sulfuric acid solution transfers most of the copper to the aqueous phase, while iron concentrates in the solid residue. Additionally, precious metals concentrate in the residue after leaching of the calcine, with the following content in g/t: Pd – 41.61, Pt – 5.65, Ag – 96.22, Au – 4.81. The removal of iron from the leach solution using solvent extraction with di-2-ethylhexyl phosphoric acid was highly effective: with a 25 % extractant solution and an organic-to-aqueous ratio of 1 : 1 over two stages, the iron concentration in the aqueous phase dropped from 3.05 to 0.01 g/dm³, and with an organic-to-aqueous ratio of 1 : 2 over four stages, it decreased to 0.006 g/dm³. After iron purification and solution evaporation, copper sulfate was obtained with the following composition (%): $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ – 99.84 (equivalent to 25.42 % copper), Ni – 0.014, Al – 0.007, Fe – 0.0003, As – 0.0002.

Keywords: copper concentrate, chalcopyrite, roasting, copper, iron, extraction, precious metals.

For citation: Sokolov A.Yu., Kasikov A.G. Processing of chalcopyrite concentrate by sulfating roasting. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2024;30(4):33–42. <https://doi.org/10.17073/0021-3438-2024-4-33-42>

Введение

Халькопирит (CuFeS_2) — один из основных промышленных медьсодержащих минералов, на который приходится порядка 70 % всех мировых запасов меди. Преобладающим методом извлечения меди из халькопиритовых руд является пенная флотация с получением богатого медью концентрата [1]. Большая часть меди производится по металлургической схеме: плавка—конвертирование—рафинирование. При плавке богатых сульфидных руд или концентратов получают штейны, содержащие до 40 % Cu [2].

Несмотря на высокую эффективность классических пирометаллургических способов переработки медных концентратов (МК) [3], в настоящий момент активно изучаются альтернативные методы их переработки, однако они не нашли широкого применения в промышленности. Так, для сокращения выбросов сернистого газа в атмосферу [4] исследуются различные способы выщелачивания халькопиритсодержащих концентратов: автоклавное сернокислотное [5], микроволновое сернокислотное [6], хлоридное [5], выщелачивание растворами минеральных солей с серной кислотой [7] и др. Гидрометаллургические методы также позволяют избежать перехода мышьяка, зачастую присутствующего в сульфидных медных концентратах, в газовую фазу, что снижает себестоимость получения меди за счет отсутствия необходимости применения специализированных систем пыле- и газоочистки [8]. Однако гидрометаллургические способы переработки халькопирита затруднительны в связи с образованием пассивирующего слоя на поверхности минерала, что приводит к необходимости использования либо сильных окислителей — пероксида водорода [9] или озона [10], либо его предварительной обработки, например механической активацией [11], что значительно усложняет его переработку. Интенсифицировать гидрометаллургическую переработку сульфидных МК также возможно посредством применения автоклавного выщелачивания [12; 13].

Все интенсивнее развивается бактериальное выщелачивание халькопиритсодержащих материалов [13–15], однако биовыщелачивание характеризуется низкой скоростью протекания процесса, а также необходимостью поддерживать оптимальные условия для обеспечения жизни бактерий, что ограничивает реализацию способа на практике.

Помимо вышеописанных методов, для переработки сульфидных и халькопиритовых МК воз-

можно использование сульфатизирующего обжига с переводом меди и железа из сульфида в сульфаты [16–19]. Преимуществом способа является применение более низких температур по сравнению с классическим окислительным обжигом [20], однако при выщелачивании такого концентрата в водную фазу перейдут оба металла, и, следовательно, возникнет проблема разделения железа и меди гидрометаллургическим способом. Из литературных данных известно, что при температуре обжига халькопирита 330–357 °С происходит его разложение на сульфиды железа и меди, а в интервале 357–555 °С — преобразование сульфидов в соответствующие сульфаты [21]. С увеличением температуры обжига до 555–613 °С протекает разложение сульфата железа до оксидов железа и серы, в то время как для разложения сульфата меди требуется большая температура [21], что говорит о возможности селективного извлечения меди из халькопиритового концентрата на стадии выщелачивания. Помимо этого, интерес представляет и поведение благородных металлов, зачастую присутствующих в сульфидных МК, при обжиге и выщелачивании халькопиритового концентрата. В связи с этим целью представленной работы является изучение поведения меди, железа и благородных металлов при обжиге халькопиритового концентрата и выщелачивании огарка с последующей железоочисткой для получения медного купороса требуемого качества.

Методика эксперимента

В работе использовали халькопиритовый МК, полученный при обогащении медно-сульфидной руды Чинейского месторождения, содержащий, %: Cu — 20,35; Fe — 23,07; S — 22,91; Ni — 0,47; Ca — 0,75; Al — 0,87; Co — 0,05 и микропримеси, г/т: As — 138,95; Se — 98,31; Te — 15,74; V — 128,12; Mo — 249,18; Pd — 25,95; Pt — 2,84; Au — 2,97; Ag — 60,58. Низкое содержание мышьяка в исходном концентрате позволяет применять к нему пирометаллургические методы переработки. По фазовому составу исходный концентрат представляет собой халькопирит с примесью кианита (Al_2SiO_5) (рис. 1).

Указанный концентрат измельчали до размера <74 мкм и выдерживали в лабораторной электропечи SNOL 7,2/1300 (Umega Group, Литва) в течение 0,25–2,0 ч в интервале температур 650–900 °С. Скорость нагрева концентрата до требуемой температуры составляла 10 °С/мин, масса его

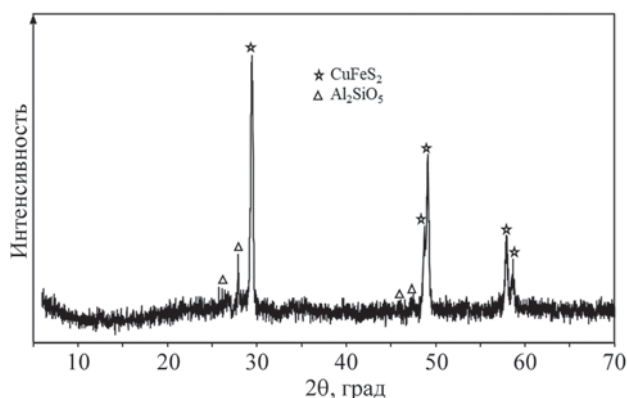


Рис. 1. Фазовый состав исходного МК

Fig. 1. Phase composition of the initial CC

навески — 50 г. Полученный огарок выщелачивали раствором серной кислоты различной концентрации. Экстракцию железа (III) из раствора выщелачивания проводили ди-2-этилгексилфосфорной кислотой марки D (Д2ЭГФК) (Волгоградпромпроект, Россия) в инертном алифатическом разбавителе РЖ-3 (Волганефтехим, Россия) в течение 5 мин при различных соотношениях О : В и тем-

пературе. Концентрации цветных металлов и железа определяли методом атомно-абсорбционной спектроскопии на приборе «АAnalyst 400» (Perkin Elmer, США), концентрации благородных металлов и микропримесей — методом масс-спектрометрии с индуктивно-связанной плазмой на приборе ELAN 9000 DRC-е (Perkin Elmer, США). Фазовый состав проб оценивали методом рентгенофазового анализа (РФА) на дифрактометре XRD-6000 (Shimadzu, Япония).

Результаты и их обсуждение

1. Термическая обработка медного концентрата

Обжиг медного концентрата проводили в течение 120 мин в интервале температур 650–900 °С. На рис. 2 представлены рентгенограммы концентратов, обожженных при разной температуре. Установлено, что при низкой температуре прокаливания (650–750 °С) основной железосодержащей фазой является гематит (Fe_2O_3), а медьсодержащей — халькоцианит (CuSO_4). Однако уже при $t = 800$ °С происходит образование оксида меди (CuO)

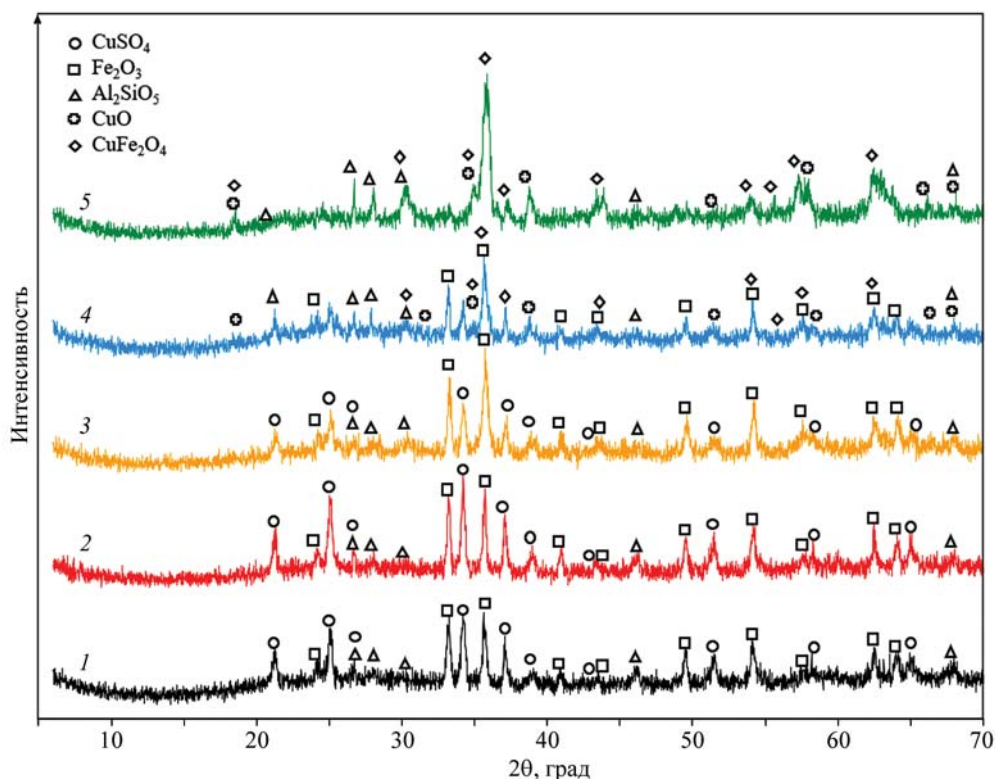


Рис. 2. Фазовый состав огарка после обжига в течение 120 мин при различных температурах t , °С: 1 – 650, 2 – 700, 3 – 750, 4 – 800, 5 – 900

Fig. 2. Phase composition of the calcine after roasting for 120 min at various temperatures t , °С: 1 – 650, 2 – 700, 3 – 750, 4 – 800, 5 – 900

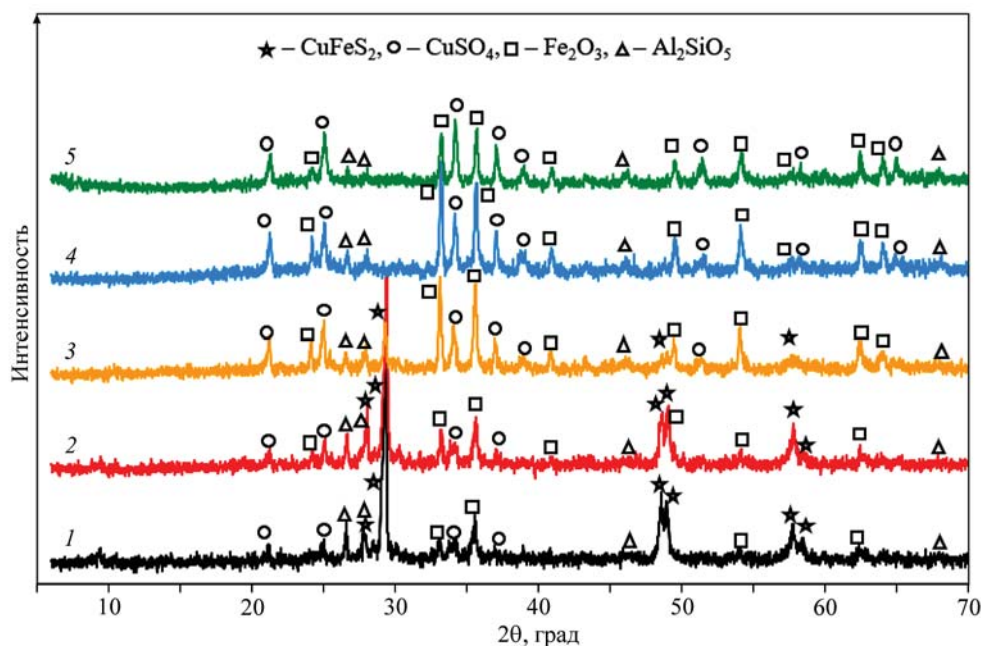


Рис. 3. Фазовый состав огарка в зависимости от времени обжига при $t = 700^\circ\text{C}$

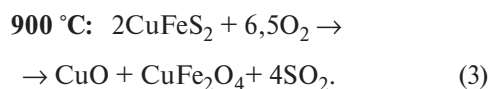
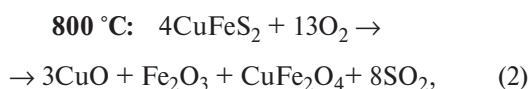
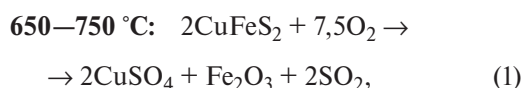
τ , мин: 1 – 15, 2 – 30, 3 – 60, 4 – 90, 5 – 120

Fig. 3. Phase composition of the calcine at different roasting times at 700°C

τ , min: 1 – 15, 2 – 30, 3 – 60, 4 – 90, 5 – 120

и феррита меди (CuFe_2O_4), что связано с разложением сульфата меди, а также началом взаимодействия оксида меди и оксида железа. Взаимодействие оксидов металлов подтверждает рентгенограмма, полученная для образца, обожженного при $t = 900^\circ\text{C}$, на которой отсутствуют характеристические пики гематита, а основной железосодержащей фазой становится феррит меди. Помимо этого, медь также присутствует в виде оксида.

Таким образом протекающие процессы при различных температурах обжига в общем виде можно записать в виде следующих уравнений:



Изучение изменения фазового состава огарка в зависимости от времени обжига проводилось при температуре 700°C . Установлено, что фаза халькопирита (CuFeS_2) перестает идентифицировать-

ся спустя 90 мин обжига, при этом медь и железо в результате обжига присутствуют только в виде халькоцианита и гематита (рис. 3), что говорит о возможности эффективного разделения железа и меди из фазы обожженного МК в ходе выщелачивания.

2. Сернокислотное выщелачивание обожженного концентрата

При изучении выщелачивания огарка МК, полученного после обжига при $t = 700^\circ\text{C}$, растворами серной кислоты различной концентрации установлено, что при использовании для выщелачивания раствора, содержащего $0,02\text{ M H}_2\text{SO}_4$, извлечение меди составляет $E(\text{Cu}) = 83\%$, а железа — $E(\text{Fe}) = 4,6\%$ (рис. 4). С увеличением концентрации кислоты до $1,5\text{ M}$ извлечение меди и железа возрастает до 93 и 14% соответственно. Полученные данные согласуются с результатами, представленными на рис. 2 и 3: в ходе обжига медь переходит в водорастворимый халькоцианит, а железо — в нерастворимый гематит. При повышении концентрации кислоты гематит реагирует с серной кислотой с образованием растворимого сульфата железа (III), что приводит к росту концентрации Fe(III) в растворе выщелачивания. Увеличение концентрации меди в растворе может быть связано

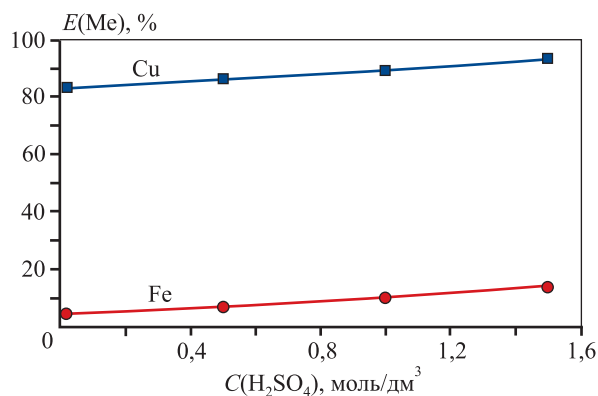


Рис. 4. Влияние концентрации H_2SO_4 на выщелачивание огарка МК

$t = 60^\circ C$, $\tau = 1$ ч, $T : Ж = 1 : 5$

Fig. 4. Effect of H_2SO_4 concentration on the leaching of copper concentrate calcine

$t = 60^\circ C$, $\tau = 1$ h, $S : L = 1 : 5$

с наличием в огарке оксида меди, количества которого недостаточно для идентификации методом РФА, однако он реагирует с серной кислотой при выщелачивании, и, следовательно, концентрация меди в растворе после выщелачивания возрастает. Несмотря на то, что повышение концентрации кислоты способствует извлечению меди, применение менее концентрированного раствора для выщелачивания предпочтительнее, так как увеличение концентрации кислоты приводит к затруднению дальнейшего разделения железа и меди.

Помимо поведения макрокомпонентов при сернокислотном выщелачивании огарка, немалый интерес представляет распределение благородных металлов и иных примесей, содержащихся в концентрате. Анализ состава остатков выщелачивания огарка показал, что из других ценных металлов в раствор переходит порядка 60 % никеля, тогда как благородные металлы практически не переходят в водную фазу, а концентрируются в остатке (табл. 1). Остальные микропримесные элементы — мышьяк, селен, теллур, ванадий и молибден — практически не выщелачиваются H_2SO_4 концентрацией 0,02 М, что позволяет сконцентрировать их в остатке выщелачивания. Содержание микропримесей в остатке после выщелачивания H_2SO_4 концентрацией 1,5 М меньше, чем в случае 0,02 М H_2SO_4 , что особенно заметно по мышьяку и молибдену. Следовательно, с ростом концентрации кислоты происходит большее извлечение этих компонентов в раствор, что приводит к снижению селективности процесса выщелачивания. На основании данных, представленных на рис. 4

и в табл. 2, в качестве раствора для выщелачивания обожженного концентрата выбрана H_2SO_4 концентрацией 0,02 М.

При изучении кинетики выщелачивания огарка установлено, что извлечение меди в раствор в течение первых 15 мин процесса составляет 72,4 % с постепенным его увеличением до 83,5 % при проведении процесса 60 мин (рис. 5). Железо, в свою очередь, за 15 мин извлекается на 0,9 %, однако спустя 60 мин выщелачивания его извлечение в раствор составляет 4,6 %. Увеличение времени выщелачивания не способствует значительному по-

Таблица 1. Распределение металлов при выщелачивании огарка МК ($T : Ж = 1 : 10$, $t = 60^\circ C$, $\tau = 1$ ч)

Table 1. Metals distribution during leaching of copper concentrate calcine ($S : L = 1 : 10$, $t = 60^\circ C$, $\tau = 1$ h)

Me	Единица измерения	$C(Me)_{исх}$	Состав остатков выщелачивания огарка	
			$C(H_2SO_4) = 0,02$ М	$C(H_2SO_4) = 1,5$ М
Ni	%	0,47	0,31	0,30
Cu		20,35	2,0	1,6
Ca		0,75	0,70	0,70
Co		0,05	0,02	0,01
Al		0,87	1,30	1,62
Fe		23,07	40,8	40,1
As	г/т	138,95	257,80	134,20
Se		98,31	128,30	97,30
Te		15,74	22,63	25,96
Ag		60,58	96,22	101,49
Pd		25,95	41,61	45,44
Au		2,97	4,81	5,59
Pt		2,84	5,65	5,06
V		128,12	208,3	192,9
Mo		249,18	349,8	217,1

Таблица 2. Влияние температуры на выщелачивание огарка МК ($T : Ж = 1 : 5$, $C(H_2SO_4) = 0,02$ М, $\tau = 1$ ч)

Table 2. Effect of temperature on the leaching of copper concentrate calcine ($S : L = 1 : 5$, $C(H_2SO_4) = 0.02$ М, $\tau = 1$ h)

$t, ^\circ C$	$E(Cu), \%$	$E(Fe), \%$
20	81,5	4,5
40	82,3	4,6
60	83,2	4,6

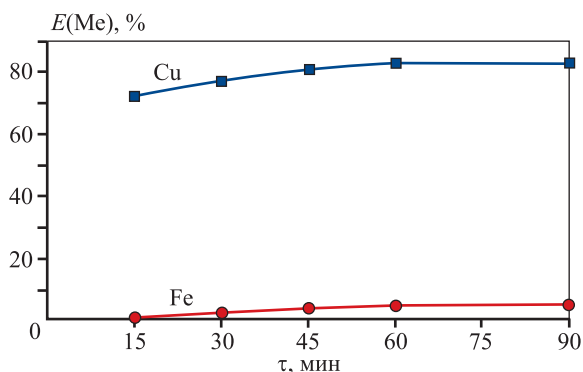


Рис. 5. Кинетика выщелачивания огарка

T : Ж = 1 : 5, $C(\text{H}_2\text{SO}_4) = 0,02 \text{ M}$, $t = 60^\circ \text{C}$

Fig. 5. Kinetics of calcine leaching

S : L = 1 : 5, $C(\text{H}_2\text{SO}_4) = 0.02 \text{ M}$, $t = 60^\circ \text{C}$

вышению извлечения как меди, так и железа, однако для достижения максимального извлечения меди в раствор последующие процессы выщелачивания проводились в течение 60 мин.

При исследовании влияния соотношения T : Ж на выщелачивание концентрата установлено, что извлечение меди снижается незначительно — при T : Ж = 1 : 10 степень извлечения в раствор составляет 85,9 %, в то время как при T : Ж = 1 : 2 — 74,6 %, что эквивалентно концентрациям меди 17,46 и 75,96 г/дм³ соответственно (рис. 6). При этом извлечение железа на всем интервале T : Ж не превышает 5,6 %, которое наблюдается при T : Ж = 1 : 10, а его максимальная концентрация составляет 4,38 г/дм³ при T : Ж = 1 : 2. Стоит отметить, что извлечение меди в раствор при T : Ж = 1 : (3÷5) составляет 81,2 и 83,1 % соответственно, что говорит о большей эффективности процесса, чем при выщелачивании при T : Ж = 1 : 2. При T : Ж = 1 : 10 концентрация меди в растворе 17,46 г/дм³ является недостаточной для его дальнейшей переработки.

Немаловажным является и влияние T : Ж на разделение меди и железа при выщелачивании. Так, если исходное соотношение Cu/Fe в концентрате составляет $\beta_{\text{Cu/Fe}} = 0,88$, то в ходе выщелачивания оно повышается в растворе до 13,5 и 17,3 при T : Ж = 1 : 10 и 1 : 2 соответственно, причем зависимость носит нелинейный характер (см. рис. 6). Отсутствие прямой пропорциональности можно объяснить повышением концентрации меди в растворе при уменьшении соотношения T : Ж, что, вероятно, приводит к снижению активности серной кислоты, менее интенсивно взаимодействующей с гематитом. В связи с вышеуказанным оптимальным является интервал соотношений T : Ж = 1 : (5÷3), на котором концентрации меди и

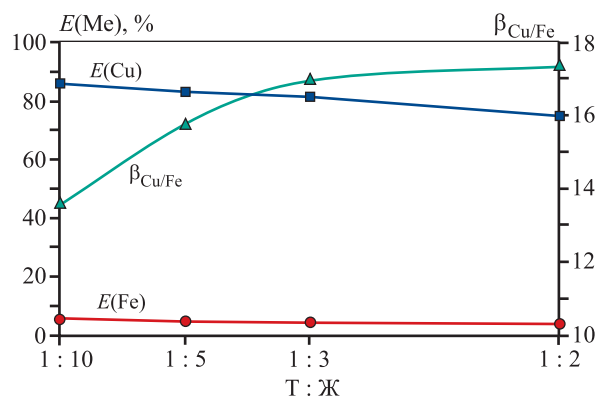


Рис. 6. Влияние T : Ж на извлечение

и разделение Fe и Cu при выщелачивании

 $C(\text{H}_2\text{SO}_4) = 0,02 \text{ M}$, $\tau = 1 \text{ ч}$, $t = 60^\circ \text{C}$

Fig. 6. Effect of S : L on the extraction and separation of Fe and Cu during leaching

 $C(\text{H}_2\text{SO}_4) = 0.02 \text{ M}$, $\tau = 1 \text{ h}$, $t = 60^\circ \text{C}$

железа в растворе составляют, соответственно, 33,8—55,0 и 2,15—3,25 г/дм³ при коэффициенте разделения $\beta_{\text{Cu/Fe}} = 15,7\div 16,9$.

Установлено, что повышение температуры выщелачивания незначительно увеличивает извлечение меди в раствор и практически не влияет на извлечение железа (см. табл. 2). Малое влияние температуры на извлечение меди обусловлено отсутствием химической реакции при выщелачивании меди, т.е. процесс основан на растворении халькопирита в жидкой фазе. Отсутствие влияния температуры на извлечение железа объясняется низкой концентрацией кислоты в растворе выщелачивания.

3. Экстракция железа из раствора выщелачивания

Для разделения железа (III) и меди (II) в сульфатных растворах зачастую применяют гидролитический способ осаждения железа в виде нерастворимого в водной фазе гидроксида (железистого кека) [22]. Однако в образующийся кек соосаждается часть меди, что приводит к ее потерям с отвальными продуктами. В связи с этим предложено проводить разделение железа (III) и меди (II) посредством экстракции Fe(III) из медного раствора экстрагентами на основе Д2ЭГФК, которые успешно показали себя для извлечения железа (III) из медного электролита [23]. Для экстракции применялся 25 %-ный раствор технической Д2ЭГФК в алифатическом инертном разбавителе. Исходя из изотермы экстракции Fe(III) из раствора выщелачивания установлено, что железо практически

количественно извлекается за 2 ступени экстракции при $O : B = 1 : 1$ и за 4 ступени при $O : B = 1 : 2$ — остаточная концентрация железа (III) в рафинатах составляет 0,01 и 0,006 г/дм³ соответственно (рис. 7), что эквивалентно степени извлечения 99,7 и 99,8 %. Стоит отметить, что извлечение меди (II) не превышает 2,7 %, так как в изучаемых условиях сродство Д2ЭГФК к железу (III) больше, чем к меди (II) [24], следовательно, экстракция Fe(III) происходит с большей эффективностью. В результате органическая фаза насыщается железом (III), которое препятствует соэкстракции меди (II).

Органическую фазу, насыщенную железом (III), возможно регенерировать посредством реэкстракции соляной [25] или щавелевой [26] кислотами с возвращением экстрагента в оборот на стадию экстракции. После глубокой экстракционной железоочистки полученный рафинат упаривали с последующим охлаждением, что привело к осаждению сульфата меди, содержащего, %: $CuSO_4 \cdot 5H_2O$ — 99,84 (в пересчете на медь — 25,42), Ni — 0,014, Al — 0,007, Fe — 0,0003, As — 0,0002. Полученный маточный раствор либо упаривают, либо направляют на выщелачивание обожженного концентрата. При дальнейшем концентрировании в растворе примесей никеля фильтрат выводится на переработку, в ходе которой происходит эффективное разделение меди и никеля, например методом жидкостной экстракции [27].

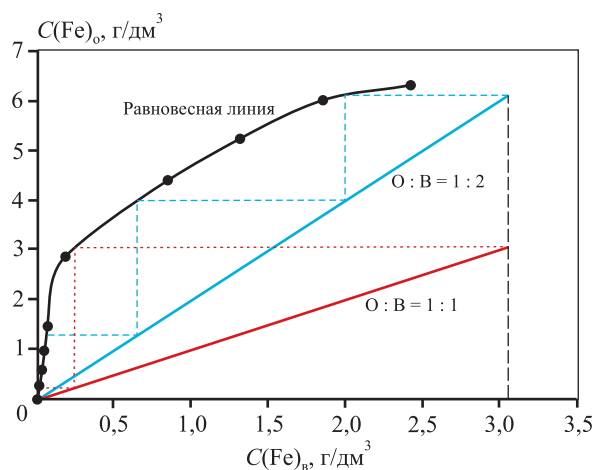


Рис. 7. Изотерма экстракции Fe(III) Д2ЭГФК

$C(Cu) = 35$ г/дм³, $C(Fe^{3+}) = 3,05$ г/дм³, $C(H_2SO_4) = 0,02$ М, $t = 20$ °С, $\tau = 5$ мин

Fig. 7. McCabe-Thiele plot for Fe(III) solvent extraction by D2EHPA

$C(Cu) = 35$ g/dm³, $C(Fe^{3+}) = 3.05$ g/dm³, $C(H_2SO_4) = 0.02$ M, $t = 20$ °C, $\tau = 5$ min

Таким образом, посредством сульфатизирующего обжига возможно не только эффективное разделение меди от железа и благородных металлов на стадии выщелачивания, но и получение медного купороса, содержащего менее 0,16 % примесей после экстракционной железоочистки полученного раствора сульфата меди.

Заключение

Представленный в работе способ переработки халькопиритового медного концентрата позволяет избежать одну из основных проблем гидрометаллургии цветных металлов — стадию железоочистки растворов гидролитическим способом. Разница в термической стойкости сульфатов железа и меди в интервале температур 650–750 °С дает возможность переводить основную часть железа в оксид, в то время как медь после обжига остается в форме сульфата, в результате чего на стадии сернокислотного выщелачивания медь переходит в водную фазу, а железо остается в нерастворимом остатке. Установлено, что выщелачивание целесообразно проводить раствором серной кислоты концентрацией 0,02 М в течение 1 ч при соотношении $T : Ж = 1 : (3 \div 5)$ и температуре 20 °С. Немаловажным является и возможность разделения меди и благородных металлов, которые наряду с железом в процессе выщелачивания концентрируются в твердой фазе. Низкое содержание железа и серной кислоты в растворе выщелачивания позволяет провести железоочистку посредством селективной катионообменной экстракции — при использовании 25 %-ного раствора Д2ЭГФК в инертном алифатическом разбавителе при $O : B = 1 : 1$ на двух ступенях железо извлекается на 99,7 %. Полученный рафинат направляется на получение медного купороса, а также может быть использован для электролитического осаждения меди.

Список литературы/References

- Faris N., Rama R., Chena M., Tardio J., Pownceby M.I., Jones L.A., McMaster S., Webster N.A.S., Bhargava S. The effect of thermal pre-treatment on the dissolution of chalcopyrite ($CuFeS_2$) in sulfuric acid media. *Hydrometallurgy*. 2017;169: 68–78. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2016.12.006>
- Медведев А.С., Со Ту, Хамхаш А., Гостеева Н.В., Птицын А.М. Вариант переработки сульфидного медного концентрата комбинированным спо-

- собою (В порядке обсуждения). *Цветные металлы*. 2010;(1):33–36.
- Medvedev A.S., So Tu, Khamkhash A., Gosteeva N.V., Ptitsyn A.M. Option for processing copper sulfide concentrate using a combined method (For discussion). *Tsvetnye Metally*. 2010;(1):33–36. (In Russ.).
3. Ding Z., Yang C., Zhang H., Mei J., Wang J., Yang S. New utilizations of natural CuFeS₂ as the raw material of Cu smelting for recovering Hg⁰ from Cu smelting flue gas. *Fuel*. 2023;34:126997. <https://doi.org/10.1016/j.fuel.2022.126997>
4. Хамхаш А., Медведев А.С., Крылова Л.Н. Изменение фаз минералов при переработке сульфидного медного концентрата. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2007;(1):35–40. Khamkhash A., Medvedev A.S., Krylova L.N. Changes in the mineral phases during the processing of a copper sulfide concentrate. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2007;(1):35–40. (In Russ.).
5. Васильева А.А., Бодуэн А.Я., Васильев Р.Е. Анализ возможности применения гидрометаллургических методов с целью улучшения переработки медных концентратов. *iPolytech Journal*. 2022;26(2):320–335. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2022-2-320-335> Vasilieva A.A., Boduen A.Ya., Vasiliev R.E. The feasibility of hydrometallurgical methods for enhancing the processing of copper concentrates. *iPolytech Journal*. 2022;26(2):320–335. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2022-2-320-335>
6. Turkmen Y., Kaya E. Leaching of chalcopirite concentrate in sulphuric acid with the aid of mechanical activation and microwave energy. *Asian Journal of Chemistry*. 2010;22(10):8107–8116.
7. Neira A., Pizarro D., Quezada V., Velásquez-Yévenes L. Pretreatment of copper sulphide ores prior to heap leaching: A review. *Metals*. 2021;11:1067. <https://doi.org/10.3390/met11071067>
8. Olubambi P.A., Potgieter J.H. Investigations on the mechanisms of sulfuric acid leaching of chalcopirite in the presence of hydrogen peroxide. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review: An International Journal*. 2009;30:327–345. <https://doi.org/10.1080/08827500902958191>
9. Тер-Оганесян А.К., Нетрусов А.О., Мильман Б.М., Васильев Р.Е. Комплексная гидрометаллургическая переработка высокомышьяковистых медных концентратов, содержащих благородные металлы. В сб.: *Тезисы докладов XXIII Международной Черняевской конференции по химии, аналитике и технологии платиновых металлов* (г. Новосибирск, 3–7 октября 2022 г.). Новосибирск: ИНХ СО РАН, 2022. С. 92. <https://doi.org/10.26902/Chern-2022-068>
10. Wang J., Faraji F., Ghaaherman A. Evaluation of ozone as an efficient and sustainable reagent for chalcopirite leaching: Process optimization and oxidative mechanism. *Journal of Industrial and Engineering Chemistry*. 2021;104:333–344. <https://doi.org/10.1016/j.jiec.2021.08.036>
11. Vafaeian S., Ahmadian M., Rezaei B. Sulphuric acid leaching of mechanically activated copper sulphidic concentrate. *Minerals Engineering*. 2011;24:1713–1716. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.09.010>
12. Зайцев П.В., Шнеерсон Я.М. Автоклавные процессы переработки медьсодержащего сырья. *Цветные металлы*. 2016;(1):26–31. <https://doi.org/10.17580/tsm.2016.01.04> Zaitsev P.V., Shneerson Ya.M. Autoclave processes for treatment copper-containing raw materials. *Tsvetnye Metally*. 2016;(1):26–31. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/tsm.2016.01.04>
13. Меретуков М.А., Струков К.И. Современные гидрометаллургические способы переработки золото-медных и медно-золотых руд. Зарубежный опыт. *Цветные металлы*. 2023;(1):21–37. <https://doi.org/10.17580/tsm.2023.01.03> Meretukov M.A., Strukov K.I. Modern hydrometallurgical methods for processing gold-copper and copper-gold ores. Foreign experience. *Tsvetnye Metally*. 2023;(1): 21–37. (In Russ.). <https://doi.org/10.17580/tsm.2023.01.03>
14. Насиров У.Ф., Очилов Ш.А., Умирзаков А.А., Турдикулова Г.И., Ботиров Э.А. Метод бактериально-го кучного выщелачивания для обработки из низкосортной первичной сульфидной медной руды. *Journal of Advanced Research and Stability*. 2022;Special Issue:259–264. Nasirov U.F., Ochilov Sh.A., Umirzakov A.A., Turdikulova G.I., Botirov E.A. Bacterial heap leaching method for processing low-grade primary copper sulfide ore. *Journal of Advanced Research and Stability*. 2022;Special Issue:259–264. (In Russ.).
15. Янишевская Е.С., Горячев А.А. Бактериальное выщелачивание основных сульфидных минералов медно-никелевых руд: Обзор. В сб.: *Труды Ферсмановской научной сессии ГИ КНЦ РАН*. Апатиты: Кольский научный центр РАН, 2019;(16):637–642. <https://doi.org/10.31241/FNS.2019.16.131>

16. Саргсян Л.Е., Оганесян А.М. Активированный сульфатирующий обжиг халькопиритового концентрата для сернокислотного выщелачивания. *Известия вузов. Цветная металлургия*. 2010;(5):11–13.
Sargsyan L.E., Oganessian A.M. Activated sulfating roasting of chalcopyrite concentrate for sulfuric acid leaching. *Izvestiya. Non-Ferrous Metallurgy*. 2010;(5):11–13. (In Russ.).
17. Рогожников Д.А., Каримов К.А., Дизер О.А., Мамяченков С.В., Набойченко С.С. Комплексная переработка полиметаллических сульфидных продуктов предприятий цветной металлургии. Екатеринбург: УМЦ УПИ, 2022. 142 с.
18. Бумажнов Ф.Т. Исследование физико-химических закономерностей сульфатирующего обжига. *Записки Горного института*. 1966;46(3):47–57.
Bumazhnov F.T. Study of the physico-chemical laws of sulfating roasting. *Zapiski Gornogo Instituta*. 1966;46(3):47–57. (In Russ.).
19. Худяков И.Ф., Тихонов А.И., Деев В.И., Набойченко С.С. Металлургия меди, никеля и кобальта. Т. 1: Металлургия меди. М.: Металлургия, 1977. 295 с.
20. Ванюков А.В., Уткин Н.И. Комплексная переработка медного и никелевого сырья. Челябинск: Металлургия, 1988. 432 с.
21. Atesoglu G., Atilgan I. Effect of roasting temperature on the leaching of chalcopyrite concentrate in sulphuric acid. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 2022;39:2199–2208. <https://doi.org/10.1007/s42461-022-00669-y>
22. Жунусова Г.Ж., Алтайбаев Б.Т., Кальянова О.А., Серкебаева С.К., Сыдыканов М.М. Гидролитическая очистка сульфатных растворов от примесей железа, мышьяка, сурьмы, алюминия и кремния. *Приоритетные научные направления: от теории к практике*. 2013;(8):123–129.
23. Zhunusova G.Zh., Altaibaev B.T., Kalyanova O.A., Serkebaeva S.K., Sydykanov M.M. Hydrolytic purification of sulfate solutions from impurities of iron, arsenic, antimony, aluminum and silicon. *Prioritetnye nauchnye napravleniya: ot teorii k praktike*. 2013;(8):123–129. (In Russ.).
24. Соколов А.Ю., Касиков А.Г., Багрова Е.Г. Экстракционная очистка сернокислых растворов от железа ди-2-этилгексилфосфорной кислотой. В сб.: *Материалы Международной конференции «Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья»* (Плаксинские чтения) (г. Апатиты, 21–26 сентября 2020 г.). Апатиты: Издательство КНЦ РАН, 2020. С. 270–272.
25. Corrae M.M.J., Silvas F.P.C., Aliprandini P., de Moraes V.T., Dreisinger D., Espinosa D.C.R. Separation of copper from a leaching solution of printed circuit boards by using solvent extraction with D2EHPA. *Brazilian Journal of Chemical Engineering*. 2018;35(3): 919–930.
<https://doi.org/10.1590/0104-6632.20180353s20170144>
26. Hirato T., Wu Z.-C., Yamada Y., Majima H. Improvement of the stripping characteristics of Fe(III) utilizing a mixture of di(2-ethylhexyl) phosphoric acid and tri-n-butyl phosphate. *Hydrometallurgy*. 1992;28:81–93.
[https://doi.org/10.1016/0304-386X\(92\)90066-9](https://doi.org/10.1016/0304-386X(92)90066-9)
27. Singh D.K., Mishra S.L., Singh H. Stripping of iron (III) from the D2EHPA + TBP extract produced during uranium recovery from phosphoric acid by oxalic acid. *Hydrometallurgy*. 2006;81:214–218.
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2005.12.006>
28. Devi N.B., Nayak B. Liquid-liquid extraction and separation of copper (II) and nickel (II) using LIX®984N. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2008;114(11):937–943.

Информация об авторах

Артем Юрьевич Соколов — к.т.н., мл. науч. сотрудник Института химии и технологии редких элементов и минерального сырья им. И.В. Тананаева Кольского научного центра Российской академии наук (ИХТРЭМС КНЦ РАН).

<https://orcid.org/0000-0002-0281-5284>

E-mail: aiu.sokolov@ksc.ru

Александр Георгиевич Касиков — к.х.н., вед. науч. сотрудник ИХТРЭМС КНЦ РАН.

<https://orcid.org/0000-0001-7694-0910>

E-mail: a.kasikov@ksc.ru

Information about the authors

Artem Yu. Sokolov — Cand. Sci. (Eng.), Junior Researcher, Tananaev Institute of Chemistry of the Kola Science Centre of the Russian Academy of Sciences (ICT KSC RAS).

<https://orcid.org/0000-0002-0281-5284>

E-mail: aiu.sokolov@ksc.ru

Alexandr G. Kasikov — Cand. Sci. (Chem.), Leading Researcher, ICT KSC RAS.

<https://orcid.org/0000-0001-7694-0910>

E-mail: a.kasikov@ksc.ru

Вклад авторов

А.Ю. Соколов — определение цели работы, проведение экспериментов, участие в обсуждении результатов, подготовка статьи.

А.Г. Касиков — определение цели работы, предоставление исходного материала для работы, участие в обсуждении результатов, подготовка статьи.

Contribution of the authors

A.Yu. Sokolov — defined the objectives of the study, conducted the experiments, contributed to the discussion of the results, and wrote the article.

A.G. Kasikov — defined the objectives of the study, provided the source materials, contributed to the discussion of the results, and wrote the article.

Статья поступила в редакцию 21.02.2024, доработана 01.07.2024, подписана в печать 03.07.2024

The article was submitted 21.02.2024, revised 01.07.2024, accepted for publication 03.07.2024