



Научная статья

УДК 669.334.3

<https://doi.org/10.21285/1814-3520-2023-1-174-187>

Исследования по перколяционному выщелачиванию меди и серебра из лежалых хвостов

Л.М. Каримова^{1✉}, Е.Т. Кайралапов², Б.Е. Мансуров³¹⁻³ТОО «КазГидроМедь», г. Караганда, Республика Казахстан

Резюме. Цель – проведение исследований по извлечению серебра методом перколяционного выщелачивания на окомкованной пробе лежалых хвостов с органическим связующим реагентом Alcotac® CB6. Для проведения лабораторных испытаний по перколяционному выщелачиванию использовалась колонна высотой 0,5 м и внутренним диаметром 56 мм. Окомкование проводили в грануляторе барабанного типа при расходе реагента Alcotac® CB6 (фирма BASF, Германия) 800 г/т, влажность гранул составляла 8–10% при крупности 8–10 мм. Определение состава проб определяли с учетом данных оптических и электронномикроскопических исследований, рентгеноструктурного, локального рентгеноспектрального, рентгенофлуоресцентного и масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой. Объектом исследований явились лежалые хвосты Жезказганской обогатительной фабрики (Улытауская область, Республика Казахстан), в которой основная часть меди представлена окисленными минералами – 78,47%, в сульфидных минералах содержится 21,53%. Продемонстрированы результаты физико-химических исследований с определением вещественного состава пробы и наблюдения по перколяционному выщелачиванию меди и серебра из лежалых хвостов Жезказгана. Исследования по выщелачиванию меди осуществляли в два этапа с использованием в качестве растворителя раствора серной кислоты. Последующей стадией являлся перевод серебра в раствор цианированием. Извлечение меди в раствор составило 88,55% с расходом серной кислоты 80,0 кг/т хвостов, серебра – 75,31% с расходом цианида натрия 0,55 кг/т. Проведенные исследования по выщелачиванию в два этапа показали эффективность применения предварительного окомкования лежалых хвостов с реагентом Alcotac® CB6. В процессе выщелачивания окомкованный материал обладает достаточной пористостью и проницаемостью и обеспечивает доступ цианистых растворов к поверхности благородных металлов.

Ключевые слова: окомкование, выщелачивание, колонна, раствор, извлечение, цианирование

Для цитирования: Каримова Л.М., Кайралапов Е.Т., Мансуров Б.Е. Исследования по перколяционному выщелачиванию меди и серебра из лежалых хвостов // iPolytech Journal. 2023. Т. 27. № 1. С. 174–187. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2023-1-174-187>.

METALLURGY

Original article

Research into percolation leaching of copper and silver from aged tailings

Lyutsiya M. Karimova^{1✉}, Yerlan T. Kairalapov², Berik E. Mansurov³¹⁻³KazHydroMed LLP, Karaganda, Kazakhstan

Abstract. This paper investigates the extraction of silver by percolation leaching of a pelletized sample of aged tailings with organic binder Alcotac® CB6. Laboratory studies of percolation leaching were conducted using a column with a height of 0.5 m and an internal diameter of 56 mm. Pelletization was performed in a drum-type pelletizer with the consumption of Alcotac® CB6 (BASF, Germany) of 800 g/t and the pellet moisture content of 8–10% and size of 8–10 mm. The sample composition was analyzed taking into account the data obtained by optical tests, electron microscopy, X-ray diffraction, local X-ray spectrometry, X-ray fluorescence analysis, and inductively coupled plasma mass spectrometry.

© Каримова Л.М., Кайралапов Е.Т., Мансуров Б.Е., 2023

The research object was aged tailings of the Zhezkazgan processing plant (Ulytau region, the Republic of Kazakhstan), where copper is mostly represented by oxidized minerals (78.47%) and sulfide minerals (21.53%). The results of physical and chemical analyses conducted to determine the material composition of samples are presented, along with observations over percolation leaching of copper and silver from Zhezkazgan aged tailings. The copper leaching studies included two stages using a sulfuric acid solution as a solvent. The subsequent stage was silver dissolution by cyanide leaching. Copper extraction into the solution comprised 88.55% with a sulfuric acid consumption of 80.0 kg/t; silver extraction comprised 75.31% with a sodium cyanide consumption of 0.55 kg/t. The conducted studies showed the efficiency of using Alcotac® CB6 for percolation leaching of pre-pelletized aged tailings. During leaching, the pelletized material exhibits sufficient porosity and permeability, thus providing access of cyanic solutions to the surface of precious metals.

Keywords: pelletizing, leaching, column, solution, recovery, cyanidation

For citation: Karimova L.M., Kairalapov E.T., Mansurov B.E. Research into percolation leaching of copper and silver from aged tailings. *iPolytech Journal*. 2023;27(1):174-187. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2023-1-174-187>.

ВВЕДЕНИЕ

Для переработки сырья с низким содержанием золота, старых отвалов золотоизвлекательных предприятий применяют метод кучного выщелачивания. Технология кучного выщелачивания характеризуется многими достоинствами, а самыми важными являются минимальные эксплуатационные и капитальные затраты⁴ [1–8].

Способ кучного выщелачивания позволил отрабатывать не только крупные месторождения бедных руд, но и вскрышные породы, техногенное золотосодержащее сырье (хвосты обогащения руд цветных и драгоценных металлов) и небольшие по запасам месторождения (от нескольких десятков килограммов до 1–2 т), расположенные в малоосвоенных районах [9, 10]. Кучное выщелачивание (КВ) является одним из эффективных методов извлечения золота из золотосодержащих руд и применяется для переработки бедных руд и отвалов. В экономическом отношении эффективно применение кучного выщелачивания для относительно богатых руд, небольших по запасам месторождений [4].

Одним из основных условий эффективной работы предприятий, применяющих кучное выщелачивание на месторождениях с высоким содержанием глинистых руд, является улучшение фильтрационных свойств выщелачиваемого массива. Выщелачивание глинистых и шламистых руд в результате их коагуляции резко снижает просачивание раствора через слой руды, а иногда и полностью останавливает процесс. Для улучшения фильтрационных свойств штабеля кучного выщелачивания широко применяются техно-

логии окомкования глинистых руд [11–22]. Эти технологии нашли широкое применение при промышленной отработке золотосодержащих руд коры выветривания, отвалов россыпной и коренной золотодобычи с высоким содержанием глинистых фракций.

Считается, что для процесса окомкования применимы цемент, известь, отходы ряда производств и различные композиции на их основе. В работе [11] окомкование различных типов руд проводят при среднем расходе цемента на тонну руды 5–6 кг, хлорной извести – 3,5–4 кг. В результате прочность окомкованной руды с таким содержанием связующего материала составляет 73,5–78,4 кПа. Дальнейшее увеличение содержания связующего материала приводит к снижению прочности окомкованной руды, увеличению времени выщелачивания, а также ведет к удорожанию процесса рудоподготовки. Кроме этого, при окомковании глинистых руд и хвостов обогащения увеличение расхода цемента может приводить к обратному эффекту, проявляющемуся в снижении прочности окатышей [15].

Из окомкованного материала формируют штабеля и осуществляют просачивание через них цианидных растворов. В процессе окомкования сырья связываются композиции, сокращается продолжительность операции и расход воды или цианидного раствора. Для ряда сырьевых объектов продолжительность КВ такого вида сырья в сравнении с традиционным вариантом сокращается от 2 до 5 раз [22–25].

В работе⁵ проводят кучное выщелачивание золота с использованием пероксида водорода и ацетата натрия для повышения

⁴Плаксин И.Н. Металлургия благородных металлов: учебник. М., 1958. С. 51–183.

скорости растворения и извлечения золота из окисленных малосульфидных руд месторождения Сари-Гунай. В их исследованиях по биохимическому кучному выщелачиванию бедных руд авторы работы [26] показали, что бактериальное вскрытие золота приводит к экономии цианида натрия.

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ И ИСПОЛЬЗУЕМЫЕ МАТЕРИАЛЫ

Задачей исследований является интенсификация извлечения серебра методом кучного выщелачивания из лежалых медных хвостов Жезказганского месторождения.

Для изучения использовали лежалые хвосты Жезказганской обогатительной фабрики (ЖОФ) (Улытауская обл., Республика Казахстан). Результаты химического и фазового анализа по содержанию меди в сульфидных и окисленных минералах представлены в табл. 1, 2.

Содержание основных ценных компонентов составило: меди – 0,144%, серебра – 2,509 г/т.

Удельный вес хвостов составил 2,78 г/см³; насыпная плотность – 1,28 г/см³; пористость – 53,96%.

Из данных табл. 2 следует, что основная часть меди представлена окисленными минералами – 78,47%, в сульфидных минералах содержится 21,53% меди.

Результаты ситового анализа дробленой до крупности -2+0 мм пробы хвостов приведены в табл. 3.

Из рассмотренных ниже данных табл. 3 следует, что содержание класса -0,071 мм в

лежалых хвостах составляет 65,13%, из них 50,65% в классе -0,045+0. Наибольшее содержание меди составило 0,33% и серебра – 6,60 г/т наблюдается в классе +0,2 мм, а среднее содержание повышается в классах крупнее -0,045+0 мм: меди – 0,16%, серебра – 2,20 г/т. Для определения степени окисленности хвостов в различных классах крупности выполнен фазовый анализ меди по классам. Результаты представлены в табл. 4.

Таблица 1. Химический состав лежалых хвостов
Table 1. Chemical composition of mature tailings

Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %	Компоненты	Содержание, %
Cu	0,144	As	0,002144	Cd	н.о
Au, г/т	н.о	Sn	н.о	Bi	н.о
Ag, г/т	2,509	P	0,0422	Sn	н.о
S	0,125	Pb	0,045	MgO	2,01
Fe	2,099	Al ₂ O ₃	11,15	Mo	н.о
Zn	0,07	SiO ₂	59,12	CaO	4,84

Таблица 2. Фазовый анализ меди лежалых хвостов
Table 2. Phase analysis of copper from mature tailings

Форма нахождения металла	Содержание Cu, % (абс.)	Распределение Cu, % (отн.)
Cu сульфидных минералов	0,031	21,53
Cu окисленных минералов	0,113	78,47
Итого:	0,144	100,0

Проба на 78,47% представлена окисленными минералами (из них на 44,44% – хризоллоид), на 21,53 – сульфидными. Наибольшее распределение окисленных форм отмечено в классе крупности -0,045+0 мм – 52,13% (или 66,44% всех окисленных минералов).

Таблица 3. Результаты ситового анализа
Table 3. Screen analysis results

Класс крупности, мм	Выход %	Содержание, %				Распределение металлов, %			
		Cu	Fe	Ag, г/т	Si	Cu	Fe	Ag, г/т	Si
+0,2	3,82	0,33	2,33	6,60	66,58	8,74	4,24	10,05	4,30
-0,2+0,1	20,60	0,13	1,71	3,25	60,56	18,48	16,77	26,68	21,10
-0,1+0,071	10,45	0,11	1,87	2,05	65,61	7,71	9,31	8,54	11,60
-0,071+0,045	14,48	0,10	1,78	1,79	62,23	10,47	12,28	10,33	15,24
-0,045+0	50,65	0,16	2,38	2,20	55,74	54,60	57,41	44,41	47,75
Исходная проба	100,0	0,14	2,10	2,51	59,12	100,0	100,0	100,0	100,0

⁵Есенгараев Е.К. Интенсификация процесса кучного выщелачивания золота с применением различных реагентов и различных физико-химических методов: дис. ... д-ра философии (PhD): 6D070900. Алматы, 2022. 117 с.

Таблица 4. Фазовый анализ меди по классам крупности
Table 4. Copper phase analysis by size class

Класс, мм	Выход, %	Содержание Cu, %					Распределение Cu, %				
		всего	суль- фиды	окисленные минералы			всего	суль- фиды *	окисленные минералы		
				всего	в т.ч.				всего	в т.ч.	
					малахит	хризоколла				малахит	хризо- колла
-0,5+0,2	3,82	0,33	0,21	0,12	0,08	0,04	8,74	5,46	3,28	2,20	1,08
-0,2+0,1	20,60	0,13	0,05	0,08	0,03	0,05	18,48	6,73	11,75	4,73	7,02
-0,1+0,071	10,45	0,11	0,05	0,06	0,06	0,01	7,71	3,34	4,36	4,01	0,35
-0,071 +0,045	14,48	0,10	0,04	0,07	0,05	0,02	10,47	3,53	6,95	4,78	2,17
-0,045+0	50,65	0,16	0,01	0,15	0,05	0,10	54,60	2,47	52,13	18,32	33,82
Исходная проба	100,0	0,14	0,03	0,11	0,05	0,06	100,0	21,53	78,47	34,04	44,44

*сульфидные минералы.

Минералогические исследования выполнены в отраженном свете на оптическом микроскопе OLYMPUS BX-53 с использованием видеокамеры SIMAGIS XS-3CU и программного обеспечения для анализа изображений Минерал С7 компании «SIAMS».

В процессе минералогических исследований установлено, что рудная минерализация лежалых хвостов не является существенной. Чаще всего встречается гематит. В значительно меньшем количестве отмечаются образования халькозина+дигенита, халькопирита, борнита, пирита, магнетита, ковеллина. Отмечено единичное зерно самородной меди.

При изучении брикетированного препарата отвалных хвостов довольно часто отмечались соединения, аналогичные по оптическим константам, соответствующие углеро-

дистому веществу, образующему пористые или ячеистые, редко плотные агрегаты размером до 0,15 мм (рис. 1 а, б).

Гематит встречается в виде включений точечных (рис. 2 а) и неправильных форм размером от 0,001 мм до 0,05 мм, сконцентрированных в виде одиночной или многочисленной вкрапленности в обломках нерудного материала. Реже образует коррозионные структуры практически полного замещения магнетита с образованием псевдоморфоз мартита размером до 0,13 мм (рис. 2 б).

Халькозин+дигенит находятся в тесной ассоциации друг с другом, преимущественно в виде включений в нерудных обломках (рис. 3 а, б), очень редко в виде самостоятельных зерен. Размерность халькозина+дигенита составляет от первых микрон до 0,1 мм.

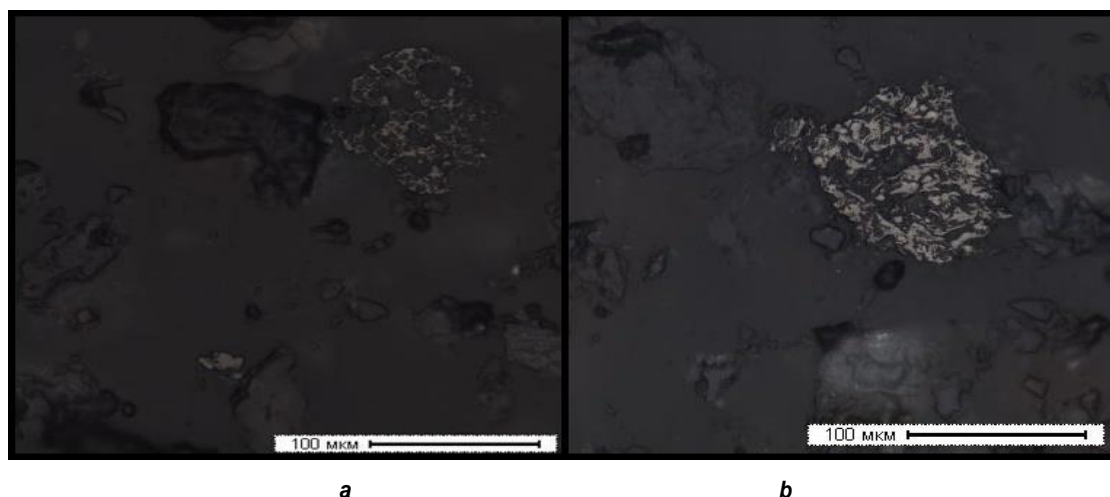


Рис. 1. Углеродистое вещество. Увеличение 200
Fig. 1. Carbonaceous matter. 200×magnification

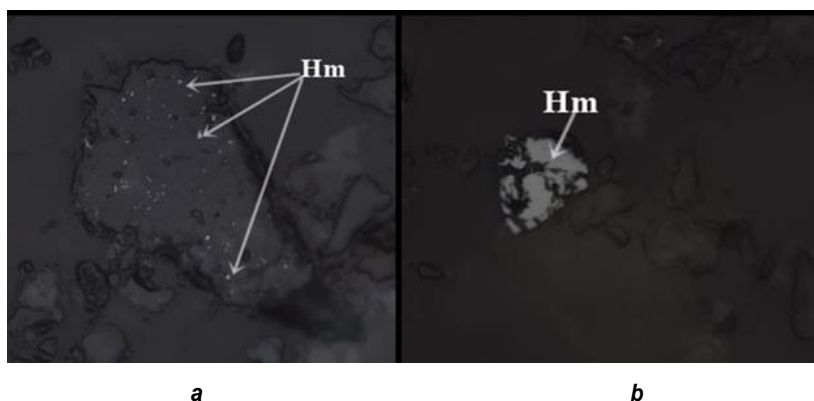


Рис. 2. Выделения гематита. Увеличение 200 (Hm – гематит)
Fig. 2. Hematite segregations. 200×magnification (Hm – hematite)

Халькопирит образует тонкие, часто трещиноватые, в различной степени выщелоченные зерна неправильных форм, в основном в виде срастаний или включений в обломках нерудных минералов (рис. 4 а), реже наблюдаются его тонкие пластинчатые включения в борните (рис. 5 б), изредка встречается в свободном состоянии (рис.

6 б). Размерность включений халькопирита составляет от 0,001 мм до 0,11 мм.

Борнит встречается в виде зерен и их обломков в срастании с нерудными минералами (рис. 5 а, б), очень редко в свободном состоянии. Часто замещается вторичными сульфидами. Размерность включений борнита составляет от 0,001 мм до 0,1 мм.

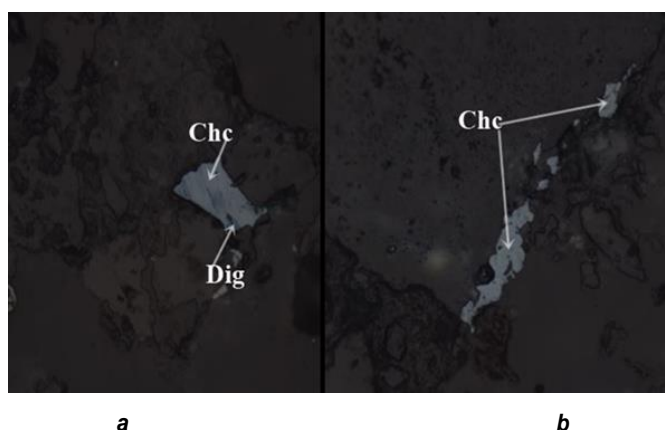


Рис. 3. Выделения халькозина+дигенита. Увеличение 200 (Chc – халькозин, Dig – дигенит)
Fig. 3. Chalcosine-digenite segregations. 200×magnification (Chc – chalcosine, Dig – digenite)

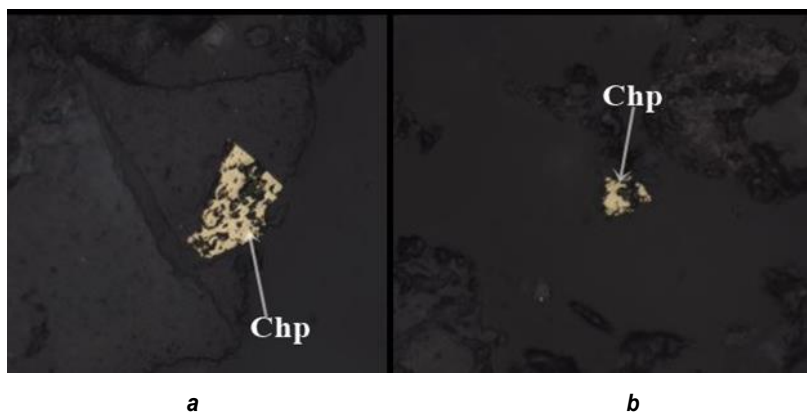


Рис. 4. Выделения халькопирита. Увеличение 200 (Chp – халькопирит)
Fig. 4. Chalcopyrite segregations. 200×magnification (Chp – chalcopyrite)

Пирит встречается крайне редко, часто в виде трещиноватых или пористых обломков и зерен неправильных, угловатых редко идиоморфных или гипидиоморфных форм (рис. 6) размером от 0,001 мм до 0,058 мм, как в свободном виде, так и в виде микровключений в обломках нерудного материала.

Магнетит (мартит) встречается в виде обломков изометричных или удлиненных форм мартита размером от 0,01 до 0,1 мм, образовавшихся в результате полного замещения магнетита гематитом, как в свободном виде, так и в сростании с нерудными минералами. Зерна магнетита без следов окисления встречаются крайне редко, их размерность не превышает 0,03 мм (см. рис. 7).

Ковеллин отмечен преимущественно в виде тонких микроструктур частичного или полного коррозионного замещения как самостоятельно, так и совместно с халькозином (рис. 8).

Гидроксиды железа присутствуют в виде тонкодисперсной разности, пигментируя незначительное количество обломочного материала породообразующих минералов в красновато-буроватые цвета.

Единичное зерно самородной меди встречено с высокой отражательной способностью медно-красноватого цвета в виде тонкой пластинки с неровными краями размером 0,012 мм (рис. 9).

Оксисленные минералы меди ввиду высокой хрупкости и переизмельчения визуально не обнаружены, в связи с чем количественная оценка рудной минерализации минералогическими методами не представляется возможной. Содержание первичных, вторичных и окисленных медных минералов определено методом химического фазового анализа (см. табл. 2).



Рис. 5. Выделения борнита. Увеличение 200 (Bo – борнит, Chp – халькопирит)
Fig. 5. Bornite segregations. 200×magnification (Bo – bornite, Chp – chalcopyrite)

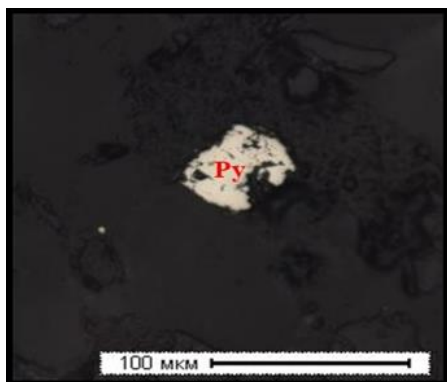


Рис. 6. Выделения пирита. Увеличение 200 (Py – пирит)
Fig. 6. Pyrite segregations. 200×magnification (Py – pyrite)

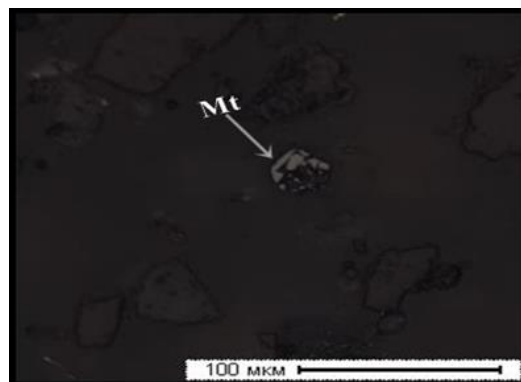


Рис. 7. Выделения магнетита. Увеличение 200 (Mt – магнетит)
Fig. 7. Magnetite segregations. 200×magnification (Mt – magnetite)

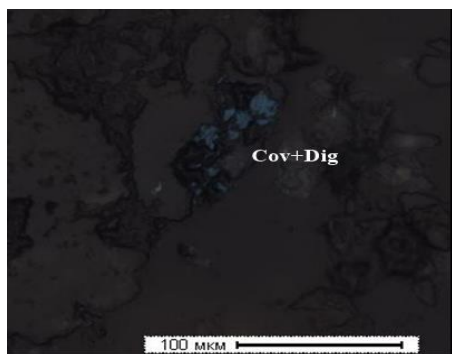


Рис. 8. Замещение дигенита ковеллином.
Увеличение 200 (Cov – ковеллин, Dig – дигенит)
Fig. 8. Digenite substitution with covellite.
200×magnification (Cov – covellite, Dig – digenite)

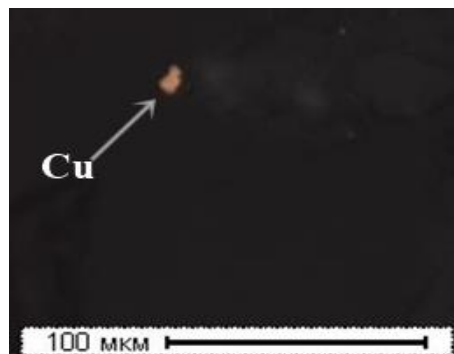


Рис. 9. Выделения самородной меди.
Увеличение 200
Fig. 9. Segregations of native copper. 200×magnification

Исследования по агитационному выщелачиванию пробы лежалых хвостов ЖОФ проводили в реакторе марки «Minni-100-1» с целью определения начальной концентрации раствора.

Тесты по изучению влияния концентрации серной кислоты ($C_{H_2SO_4}$) и продолжительности выщелачивания (τ) на извлечение меди в раствор проводили в интервале 5,0–50,0 г/дм³ и 2–72 ч, соответственно.

Проведены испытания по выщелачиванию лежалых хвостов в лабораторных перколяционных колоннах (производитель «Evonic GMBH») высотой 0,5 м и внутренним диаметром 56 мм. Исследуемая проба перед укладкой в колонну подвергалась окомкованию с органическим связующим реагентом Alcotac® CB6 (фирма «BASF», Германия) в грануляторе барабанного типа при расходе 800 г/т с влажностью 8–10%. Гранулы крупностью 8–10 мм массой 1,247 кг загружали в колонны на перфорированное ложное днище. Перед началом выщелачивания производили влагонасыщение руды в течение суток. Подача раствора на выщелачивание хвостов осуществлялась с помощью перистальтического дозировочного насоса марки «Gudos 60 Watson Marlow», обеспечивающего необходимую скорость орошения 30 мл/ч. Раствор подавали сверху в распределительное устройство, установленное в верхней части колонны, которое равномерно распределяло раствор по сечению колонны.

При проведении испытаний также учитывается наличие в лежалых хвостах медных минералов, таких как азурит $2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$, куприт CuO , халькозин Cu_2S , халькопирит $CuFeS_2$ и др. Они, активно взаимодействуя с цианистыми растворами, полно и довольно быстро растворяются цианидом, являясь причиной больших потерь цианида вследствие образования комплексных цианистых соединений меди⁶. Присутствие в пробе даже относительно небольшого количества меди (десятые доли процента) может вызвать столь большой расход цианида, что применение процесса цианирования хвостов может стать нерентабельным. В связи с этим возникает необходимость предварительного удаления этих компонентов из пробы хвостов, что достигается обработкой раствором серной кислоты.

РЕЗУЛЬТАТЫ И ИХ ОБСУЖДЕНИЕ

Тесты по изучению влияния концентрации серной кислоты на извлечение меди в раствор проводили при следующих условиях:

- $C_{H_2SO_4}$ – 5,0 – 50,0 г/дм³;
- температура раствора (t , °C) – 20°C (комнатная);
- продолжительность выщелачивания – 24 ч;
- отношение жидкого к твердому (Ж:Т) = 3:1.

Условия и полученные результаты экспериментов представлены в табл. 5.

⁶Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов: учебник. М.: Металлургия, 1987. 432 с.

Таблица 5. Влияние концентрации серной кислоты на извлечение меди в раствор
Table 5. The effect of sulfuric acid concentration on copper recovery into solution

$C_{H_2SO_4}$, г/дм ³	Выход кека, %	Содержание элементов в кеке, %						Извлечение в раствор, %	
		Cu	Ag, г/т	Fe	Zn	Si	Al	Cu	Fe
5	98,2	0,140	2,780	2,355	0,075	22,4	6,473	–	–
10	97,2	0,140	2,700	2,67	0,067	23,2	5,61	–	–
15	96,6	0,142	2,420	2,36	0,069	22,8	6,31	–	–
20	96,0	0,142	2,807	2,452	0,075	23,7	6,241	–	–
30	95,2	0,045	2,760	2,127	0,056	23,7	5,60	68,50	3,53
35	95,6	0,044	2,303	2,12	0,062	22,3	6,44	69,07	3,444
40	94,4	0,044	2,970	2,148	0,056	24,8	4,80	69,46	3,396
50	93,8	0,046	2,981	2,143	0,066	24,0	6,553	68,27	4,234

Таблица 6. Влияние продолжительности процесса на результаты выщелачивания меди и железа из окисленных хвостов
Table 6. Leaching duration vs results of copper and iron leaching from oxidized tailings

t, ч	Выход кека, %	Содержание элементов в кеке, %						Извлечение в раствор, %	
		Cu	Ag, г/т	Fe	Zn	Si	Al	Cu	Fe
2	94,8	0,048	2,799	2,205	0,064	22,8	6,236	66,542	0,413
4	95,4	0,047	2,800	2,174	0,062	21,9	6,268	67,031	1,191
6	95,6	0,046	2,94	2,15	0,061	22,3	5,851	67,659	2,077
8	95,8	0,046	2,85	2,14	0,062	22,1	6,446	67,597	2,329
10	94,8	0,046	2,84	2,141	0,064	23,7	5,930	67,934	3,303
12	95,4	0,045	2,65	2,15	0,064	22,9	5,748	68,434	2,282
16	94,8	0,045	2,88	2,166	0,065	23,6	6,399	68,632	2,174
20	95,0	0,044	2,62	2,144	0,062	22,7	6,247	69,265	2,963
24	95,2	0,045	2,76	2,127	0,065	22,2	6,550	68,475	3,53
48	96,8	0,047	3,10	2,03	0,063	22,3	6,191	66,547	6,382
72	94,4	0,057	2,953	2,1	0,067	22,8	6,408	60,435	5,555

Из полученных данных следует, что при изменении начальной концентрации серной кислоты в интервале от 5,0 до 20,0 г/дм³ медь в раствор не переходит. При концентрации серной кислоты 30,0 г/дм³ извлечение меди в раствор составило 68,50%, железа – 3,53%.

С увеличением концентрации серной кислоты с 30 г/дм³ до 50 г/дм³ удельный расход повышается с 77,46 до 86,83 кг/т хвостов.

В результате проведенных исследований оптимальная концентрация серной кислоты при агитационном выщелачивании меди составила 30 г/дм³. При этом достигаются следующие показатели извлечения в раствор: Cu – 68,5%, Fe – 3,53%.

Исследования по влиянию продолжительности агитационного выщелачивания хвостов на извлечение меди в раствор проводили при условиях:

– продолжительность выщелачивания – 2–72 ч;

– Ж:Т = 3:1;

– температура – 20°С (комнатная);

– концентрация серной кислоты – 30 г/дм³.

Условия и результаты экспериментов представлены в табл. 6.

Полученные данные показывают, что при увеличении продолжительности выщелачивания с 2 до 6 ч извлечение меди в раствор увеличивается с 66,54 до 67,659%. Оптимальная продолжительность – 6 ч, т.к. дальнейшее увеличение продолжительности процесса не оказывает существенного влияния на процесс.

Исследования по агитационному выщелачиванию серебра из хвостов ЖОФ проводили при следующих условиях:

- концентрация цианида натрия (C_{NaCN}) в интервале от 0,03–0,5%;
- выход класса -0,045+0 мм – 50,65%;
- температура раствора составляет 20°C (комнатная);
- масса навески – 50 г;
- продолжительность выщелачивания – 24 ч;
- Ж:Т = 3:1;
- рН-раствора 10,5–11 (расход CaO – 1,8 кг/т).

В процессе выщелачивания осуществляли контроль концентрации цианида натрия и рН-среды, при необходимости производили добавку реагента.

Условия и полученные результаты экспериментов представлены в табл. 7.

В результате экспериментов определена оптимальная концентрация NaCN – 0,13%, при этом извлечение серебра в раствор составило 75,58%.

При увеличении концентрации цианида до 0,5% извлечение серебра незначительно повышается – до 76,53%, однако при этом расход цианида увеличивается более чем в 3 раза.

В результате проведенных исследований определены оптимальные условия по цианированию серебра из исходных хвостов:

- концентрация цианида натрия – 0,13% (при расходе цианида натрия 1,17 кг/т);
- расход CaO – 1,8 кг/т;

При этом в раствор извлекается 75,58% серебра.

Достаточно высокий расход цианида обусловливается наличием в хвостах цветных металлов, которые повышают расход реагента, образуя цианистые комплексы.

Перколяционное выщелачивание меди из гранулированной пробы осуществляли с первоначальной концентрацией раствора серной кислоты 40 г/дм³, далее концентрацию серной кислоты снижали до 10 г/дм³. Поведение гранул в процессе выщелачивания (неизменная скорость перколяции раствора через

слой гранул, отсутствие затопления) указывает на эффективность применения процесса предварительного окомкования с лежальными хвостами и реагентом Alcotac® CB6 на основе полиакриламида.

Зависимость извлечения меди в раствор является относительным извлечением, избыточным от продолжительности выщелачивания, рис. 10.

Ход зависимости извлечения меди от продолжительности перколяционного выщелачивания (кривая 2) показывает, что на первом этапе происходит нейтрализация содержащихся порообразующих минералов, а также оксидов железа. На вторые и третьи сутки процесс ускоряется, в этот период извлекается 48,46% меди за счет легкорастворимых оксидов и вторичных сульфидов меди. Далее извлечение проходит медленно, так как оставшиеся окисленные минералы находятся внутри куска, куда проникновение раствора затруднительно, а также при условии, если они изоморфно связаны с труднорастворимыми первичными сульфидами [13].

Переработку продуктивных растворов выщелачивания осуществляли по сорбционной схеме (сорбция/десорбция – электролиз). Суточный объем продуктивного раствора выщелачивания из колонны направлялся в сорбционные колонны, заполненные катионообменной смолой Lewatit MonoPlus производства компании «LANXESS Deutschland GmbH» (Германия)⁷ [27]. Полученные в результате сорбционного выделения меди растворы после подкрепления до необходимой концентрации серной кислоты направлялись в питание процесса – на выщелачивание. Выбор сорбционной схемы обусловлен достаточно низкими содержаниями меди в продуктивных растворах выщелачивания (0,5–1 г/дм³). Корректировку кислотности осуществляли с помощью рН-метра и химического анализа на остаточную кислотность раствора. Выщелачивание проводили до следового содержания окисленной меди в хвостах.

⁷Захарьян С.В. Исследование и разработка гидрометаллургической технологии переработки бедного медно-сульфидного сырья Жезказганского региона с извлечением меди и сопутствующих ценных компонентов сорбционным методом: дис. ... д-ра техн. наук: 05.16.02. Екатеринбург, 2020. 47 с.

Таблица 7. Условия и результаты прямого цианирования серебра
 Table 7. Conditions and results of silver direct cyanidation

$C_{NaCN}, \%$	Выход кека, %	Содержание элементов в кеке, %						Извлечение в раствор, %	
		Cu	Ag, г/т	Fe	Zn	Al	Si	Cu	Ag
0,03	99,8	0,077	0,863	2,24	0,078	6,40	22,3	46,619	65,67
0,06	99,4	0,077	0,731	2,22	0,073	6,32	22,1	46,75	71,04
0,13	99,8	0,078	0,614	2,27	0,078	6,43	21,7	45,833	75,58
0,2	99,8	0,069	0,62	2,14	0,068	6,04	22,5	52,083	75,34
0,3	99,8	0,067	0,68	2,25	0,07	6,49	21,8	53,516	72,95
0,5	99,8	0,059	0,59	2,27	0,071	6,43	21,8	59,033	76,53

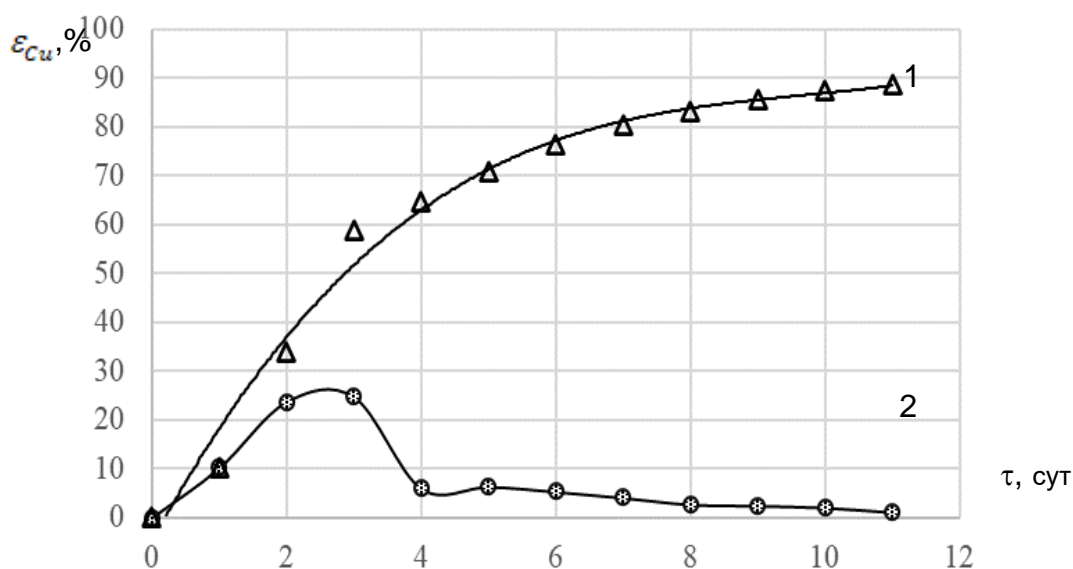


Рис. 10. Зависимость извлечения меди от продолжительности процесса
 (1 – извлечение меди в раствор, 2 – суточное извлечение)
 Fig. 10. Copper recovery vs leaching duration
 (1 – copper recovery into solution, 2 – daily recovery)

По окончании перколяционного выщелачивания меди извлечение в раствор составило 88,55%. Общее время выщелачивания – 11 сут.

После обработки серной кислотой хвосты в колонне подвергали промывке до нейтральной среды, а затем обрабатывали (защелачивали) раствором извести до pH вытекающего раствора 10,5–11,0. Далее проводили орошение гранул (пробы хвостов) цианидом натрия с начальной концентрацией 0,8 г/дм³ с последующим снижением до 0,1 г/дм³ при pH 10,5 и для насыщения кислородом вносили пероксид натрия в соотношении 1:100 (Na₂O₂:хвосты). В качестве защитной щелочи использовали CaO. После каждого

орошения весь раствор выводился из цикла выщелачивания и анализировался на содержание серебра и остаточного цианида.

Итоговые результаты представлены на рис. 11.

Полученный раствор направляется на сорбционную переработку с применением ионообменной смолы Purogold MTA9920, функциональные группы которой селективны к ионам золота и серебра из цианидных растворов. По окончании перколяционного выщелачивания выход кека составил 92,05%. Общее время выщелачивания – 10 сут. Химический состав кека после выщелачивания представлен в табл. 8.

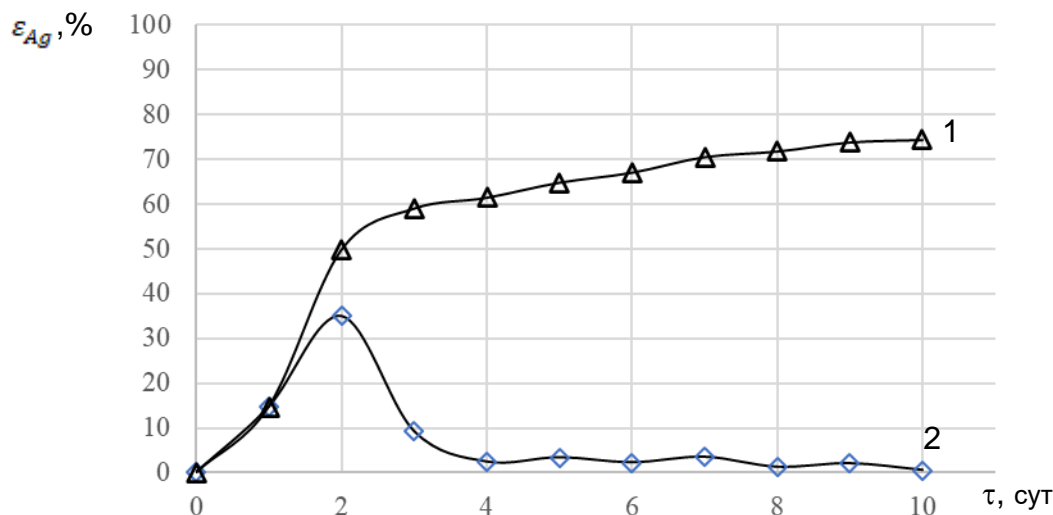


Рис. 11. Зависимость извлечения серебра от продолжительности выщелачивания
(1 – извлечение серебра в раствор, 2 – суточное извлечение)

Fig. 11. Silver recovery rate vs leaching duration
(1 – silver recovery into solution, 2 – daily recovery)

Таблица 8. Химический состав остатка хвостов (кека) после перколяционного выщелачивания в колонне
Table 8. Chemical composition of the tailing residue (cake) after percolation leaching in the column

Cu	Fe	Zn	Pb	Al	Si
0,018	1,18	0,044	0,043	5,25	26,466
Mg	Mn	Ti	Ca	Sn	Ag, г/т
0,407	0,006	0,248	1,857	0,001	0,69

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В результате проведения исследований по перколяционному выщелачиванию в колонне высотой 0,5 м и внутренним диаметром 56 мм на окомкованной пробе лежалых хвостов с органическим связующим реагентом Alcotac® СВ6 при расходе 800 г/т с влажностью 8–10% получено извлечение меди в раствор 88,55% с расходом серной кислоты – 80,0 кг/т хвостов. Извлечение серебра в раствор составило серебра 75,31% с расходом цианида натрия 0,55 кг/т.

Анализ проведенных исследований показывает, что в период с 1 по 3 день выщела-

чивания большая часть меди (48,46%) переходит в раствор за счет легкорастворимых оксидов и вторичных сульфидов меди. Бедные фракции раствора завершающих периодов выщелачивания необходимо возвращать в оборот.

Поведение гранул в методе перколяционного выщелачивания указывает на эффективность применения предварительного окомкования лежалых хвостов с реагентом Alcotac® СВ6. В процессе выщелачивания окомкованный материал обладает достаточной пористостью и проницаемостью и обеспечивает доступ цианистых растворов к поверхности благородных металлов. Продуктивный раствор в дальнейшем перерабатывают по известным методам.

Практическая повторяемость зависимостей скорости выщелачивания меди и серебра указывает на то, что лимитирующий фактор относится не к реагенту, а к фильтрующему окомкованному материалу.

Список источников

1. Чантурия В.А., Седельников Г.В. Развитие золотодобычи и технологии обогащения золотосодержащих руд и россыпей // Горный журнал. 1998. № 5. С. 4–9.
2. Сычева Е.А. Особенности переработки упорных золотосодержащих полиметаллических материалов. Благородные и редкие металлы // Благородные и редкие металлы: тр. IV Междунар. конф. «БРМ-2003» (г. Донецк, 22–26 сентября 2003 г.). Донецк, 2003. С. 204–206.
3. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. Т. 1. Иркутск: Иргиредмет, 1999. 342 с.
4. Бескровная В.П., Коган Д.И., Панченко Г.М. Усовершенствованные технологические схемы для золотосодержащих руд // Горный журнал. 2001. № 5. С. 66–68.
5. Пат. 2624751, Российская Федерация, С22В 11/08

- С1. Способ цианистого выщелачивания золота и серебра / В.Г. Лобанов, Е.И. Тимофеев, Ф.М. Набиуллин, В.Б. Начаров, А.В. Третьяков, Н.А. Филонов, С.В. Милов, В.Н. Горбут, О.Ю. Маковская, А.М. Старков; заявитель и патентообладатель Уральский федеральный университет имени первого Президента России Б.Н. Ельцина, ООО «Березовский рудник». Заявл. 11.04.2016; опубл. 06.07.2017. Бюл. № 19.
6. Пат. 2361076С1, Российская Федерация, Е21В 43/28 С1. Способ кучного выщелачивания золота из окисленных и смешанных руд / Л.В. Шумилова, Ю.Н. Резник, Н.В. Зыков, Ю.П. Добромислов, Т.Г. Конарева; заявитель и патентообладатель Государственное образовательное учреждение высшего профессионального образования Читинский государственный университет (ЧитГУ). Заявл. 06.12.2007; опубл. 10.07.2009. Бюл. № 19.
7. Пат. 9446, Республика Казахстан, С22В 11/00. Способ кучного выщелачивания золотосодержащих руд / Б.Б. Бейсембаев, Б.К. Кенжалиев, Х.К. Абсаямов, О.Ю. Говядовская, М.К. Копенов, А.К. Турсунбаева. Заявл. 17.08.1999; опубл. 15.09.2000. Бюл. № 9.
8. Пат. 2522921, Российская Федерация, С22В 11/08. Способ извлечения золота из руд и концентратов / Л.С. Стрижко, И.Р. Бобоев, К.К. Гурин, Е.Е. Трещетников, Я.Р. Саруханова, И.Л. Трещентикова, О.А. Чурикова, А.В. Алексахин; заявитель и патентообладатель Национальный исследовательский технологический университет МИСиС. Заявл. 2021.01.13; опубл. 20.07.2014.
9. Фазлуллин М.И. Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. В 2 т., т. 2: Золото. М.: Руда и металлы, 2005. 328 с.
10. Дружинина Г.Я., Строганов Г.А., Зырянов М.Н. Кучное выщелачивание золота из предварительно окомкованных руд // Цветные металлы. 1997. № 9. С. 17–19.
11. Рашкин А.В., Авдеев П.Б., Яшкин И.А. Классификация способов управления процессами кучного выщелачивания руд // Вестник Международной академии наук экологии и безопасности жизнедеятельности (МАНЭБ). 2006. Т. 11. № 5. С. 166–169.
12. Рашкин А.В., Авдеев П.Б., Яшкин И.А. Рациональное формирование рудного штабеля при кучном выщелачивании руд // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 11. С. 252–254.
13. Волощук С.Н. Кучное и подземное выщелачивание металлов. М.: Недра, 1982. 113 с.
14. Водолазов Л.И., Дробаденко В.П., Лобанов Д.П., Малухин Н.Г. Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья. М.: Из-во МГГРУ им. С. Орджоникидзе, 2000. 300 с.
15. Фазлуллин М.И. Кучное выщелачивание благородных металлов: монография. М.: Из-во АГН, 2001. 647 с.
16. Bouffard S.C. Agglomeration for heap leaching: equipment design, agglomerate quality control, and impact on the heap leaching process // Minerals Engineering. 2008. Vol. 21. Iss. 15. P. 1115–1125. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2008.02.010>.
17. Татаринов А.П., Гудков С.С., Дементьев В.Е. Основные аспекты технологии кучного выщелачивания из золотосодержащего сырья // Золотодобыча. 2001. [Электронный ресурс]. URL: <https://zolotodb.ru/article/373> (25.03.2022).
18. Есенгараев Е.К., Баимбетов Б.С., Болотова Л.С., Каналы Е.С., Акжаркенов М.Д. Влияние способа подготовки руды на показатели кучного выщелачивания золота // Интенсификация гидрометаллургических процессов переработки природного и техногенного сырья. Технологии и оборудование: матер. Междунар. науч.-практ. конф. (г. Санкт-Петербург, 28 мая – 1 июня 2018 г.). Санкт-Петербург: СПбГТИ, 2018. С. 297–299.
19. Addai-Mensah J., Quaiocoe L., Nosrati A., Robinson D.J. Understanding lateritic ore agglomeration behaviour as a precursor to enhanced heap leaching // Ghana Mining Journal. 2013. Vol. 14. P. 41–50.
20. Lowandowski K.A., Kawatra S.K. Development of experimental procedures to analyze copper agglomeration stability // Minerals and Metallurgical Processing. 2005. Vol. 25. No. 2. P. 110–116. <https://doi.org/10.1007/BF03403395>.
21. Arun Kumar P., Vengatasalam R. Mineral beneficiation by heap leaching technique in mining // Procedia Earth and Planetary Science. 2015. Vol. 11. P. 140–148. <https://doi.org/10.1016/j.proeps.2015.06.018>.
22. Velarde G. Agglomeration control for heap leaching processes // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2005. Vol. 26. Iss. 3-4. P. 219–231. <https://doi.org/10.1080/08827500590943974>.
23. McNab B. Exploring HPGR technology for heap leaching of fresh rock gold ores // IIR Crushing & Grinding Conference (Townsville, 29–30 March, 2006). Townsville, 2006. P. 1–26.
24. Дружинина Г.Я., Строганов Г.А., Зырянов М.Н. Кучное выщелачивание золота предварительно окомкованных руд // Цветные металлы. 1997. № 9. С. 17–19.
25. Sánchez-Chacón A.E., Lapidus G.T. Model for heap leaching of gold ores by cyanidation // Hydrometallurgy. 1997. Vol. 44. Iss. 1-2. P. 1–20. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(96\)00052-7](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(96)00052-7).
26. Магад Е., Койжанова А.К., Игнатьев М.М., Камалов Э.М., Зенкова Г.А. Интенсификация извлечения золота методом кучного выщелачивания из руды месторождения Бестобе // Комплексное использование минерального сырья. 2015. № 1. С. 46–52.
27. Захарьян С.В., Юн А.Б., Серикбай А.У., Каримова Л.М. Исследование и разработка условий эксплуатации ионитов в гидрометаллургических схемах // Актуальные вопросы получения и применения РЗМ и РМ-2017: матер. Междунар. науч.-практ. конф. (г. Москва, 21–22 июня 2017 г.). М., 2017. С. 197–202.

References

1. Chanturia V.A., Sedelnikov G.V. Development of gold mining and concentration technology of gold ores and placers. *Gornyi Zhurnal*. 1998;5:4-9. (In Russ.).
2. Sycheva E.A. Processing features of refractory gold-bearing polymetallic materials. *Blagородnye i redkie metally: trudy IV Mezhdunarodnoj konferencii*. 22–26 September 2003, Donetsk. Donetsk; 2003, p. 204-206. (In Russ.).
3. Lodejshchikov V.V. *Gold and silver recovery technology from refractory ores*. Vol. 1. Irkutsk: Irgridmet; 1999, 342 p. (In Russ.).
4. Beskrovnaya V.P., Kogan D.I., Panchenko G.M. Improved technological schemes for gold-bearing ores. *Gornyj zhurnal*. 2001;5:66-68. (In Russ.).
5. Lobanov V.G., Timofeev E.I., Nabiullin F.M., Nacharov V.B., Tretiakov A.V., Filonov N.A., Mikov S.V., Gorbut V.N., Makovskaya O.Yu., Starkov A.M. *Method of cyanide leaching of gold and silver*. Patent RF, no. 2624751; 2017. (In Russ.).
6. Shumilova L.V., Reznik Yu.N., Zykov N.V., Dobromyslov Yu.P., Konareva T.G. *Method of gold heap leaching from oxidized and complex ores*. Patent RF, no. 2361076C1; 2009. (In Russ.).
7. Beisembayev B.B., Kenzhaliev B.K., Absalyamov Kh.K., Govyadovskaya O.Yu., Kopenov M.K., Tursunbaeva A.K. *Method of gold ore heap leaching*. Patent RK, no. 9446; 2000. (In Russ.).
8. Strizhko L.S., Boboev I.R., Gurin K.K., Treshchetenkov E.E., Sarukhanova Ya.R., Treshchentikova I.L., Churikova O.A., Aleksakhin A.V. *Method for gold recovery from ores and concentrates*. Patent RF, no. 2522921; 2014. (In Russ.).
9. Fazlullin M.I. *Underground and heap leaching of uranium, gold and other metals*. In 2 vol., vol. 2: Zoloto. Moscow: Ruda i metally; 2005, 328 p. (In Russ.).
10. Druzhinina G.Ya., Stroganov G.A., Zyryanov M.N. Heap leaching of gold from pre-pelletized ores. *Tsvetnye metally*. 1997;9:17-19. (In Russ.).
11. Rashkin A.V., Avdeev I.A., Yashkin I.A. Classification of ore heap leaching control methods. *Vestnik Mezhdunarodnoj akademii nauk ekologii i bezopasnosti zhiznedeyatel'nosti (MANEB) = Vestnik IAELPS*. 2006;11(5):166-169. (In Russ.).
12. Rashkin A.V., Avdeev P.B., Yashkin I.A. Rational formation of ore piles during heap leaching of ores. *Gornyj informacionno-analiticheskij byulleten' = Mining informational and analytical bulletin*. 2005;11:252-254. (In Russ.).
13. Voloschuk S.N. *Heap and underground leaching of metals*. Moscow: Nedra; 1982, 113 p. (In Russ.).
14. Vodolazov L.I., Drobachenko V.P., Lobanov D.P., Maluhin N.G. *Geotechnology. Heap leaching of lean mineral raw materials*. Moscow: Moscow State Geological Exploration Institute; 2000, 300 p. (In Russ.).
15. Fazlullin M.I. *Heap leaching of precious metals: monograph*. Moscow: Academy of Mining Sciences; 2001, 647 p. (In Russ.).
16. Bouffard S.C. Agglomeration for heap leaching: equipment design, agglomerate quality control, and impact on the heap leaching process. *Minerals Engineering*. 2008;21(15):1115-1125.
17. Tatarinov A.P., Gudkov S.S., Dementiev V.E. Main aspects of gold-bearing raw material heap leaching technology. *Zolotodobycha*. 2001. Available from: <https://zolotodb.ru/article/373> [Accessed 25th March 2022]. (In Russ.).
18. Esengaraev E.K., Baimbetov B.S., Bolotova L.S., Kanaly E.S., Akzharkenov M.D. Influence of the ore preparation method on heap leaching indicators of gold. In: *Intensifikaciya gidrometallurgicheskikh processov pererabotki prirodnogo i tekhnogenogo syr'ya. Tekhnologii i oborudovanie: materialy Mezhdunarodnoj nauchno-prakticheskoy konferencii = Intensification of hydrometallurgical processing of natural and technogenic raw materials. Technologies and equipment: materials of the International scientific and practical conference*. St-Peterburg, 28 May – 1 June, St-Peterburg: Saint-Petersburg State Institute of Technology; 2018, p. 297-299. (In Russ.).
19. Addai-Mensah J., Quaiicoe L., Nosrati A., Robinson D.J. Understanding lateritic ore agglomeration behaviour as a precursor to enhanced heap leaching. *Ghana Mining Journal*. 2013;14:41-50. (In Russ.).
20. Lowandowski K.A., Kawatra S.K. Development of experimental procedures to analyze copper agglomeration stability. *Minerals and Metallurgical Processing*. 2005;25(2):110-116. <https://doi.org/10.1007/BF03403395>.
21. Arun Kumar P., Vengatasalam R. Mineral beneficiation by heap leaching technique in mining. *Procedia Earth and Planetary Science*. 2015;11:140-148. <https://doi.org/10.1016/j.proeps.2015.06.018>
22. Velarde G. Agglomeration control for heap leaching processes. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*. 2005;26(3-4):219-231. <https://doi.org/10.1080/08827500590943974>.
23. McNab B. Exploring HPGR technology for heap leaching of fresh rock gold ores. In: *IIR Crushing & Grinding Conference*. 29–30 March, 2006, Townsville. Townsville; 2006, p. 1-26.
24. Druzhinina G.Ya., Stroganov G.A., Zyryanov M.N. Heap leaching of gold from pre-pelletized ores. *Tsvetnye metally*. 1997;9:17-19. (In Russ.).
25. Sánchez-Chacón A.E. Lapidus G.T. Model for heap leaching of gold ores by cyanidation. *Hydrometallurgy*. 1997;44(1-2):1-20. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(96\)00052-7](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(96)00052-7).
26. Magad E., Kojzhanova A.K., Ignat'ev M.M., Kamalov E.M., Zenkova G.A. Gold recovery intensification by Bestobe ore heap leaching. *Kompleksnoe ispol'zovanie mineral'nogo syr'ya = Complex Use of Mineral Resources*. 2015;1:46-52. (In Russ.).
27. Zahar'yan S.V., Yun A.B., Serikbay A.U., Karimova L.M. Research and development of operating conditions for ion exchangers in hydrometallurgical schemes. In: *Aktual'nye voprosy polucheniya i primeneniya RZM i RM-2017: materialy Mezhdunarodnoj nauchno-prakticheskoy konferencii = Actual issues of production and use of rare earth metals and rare metals-2017: materials of the International scientific and practical conference* 21–22 June 2017, Moscow. Moscow: 2017, p. 197-202. (In Russ.).

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Каримова Люция Монировна,
д.т.н., доцент,
ведущий научный сотрудник
Научно-исследовательской лаборатории,
ТОО «КазГидроМедь», 100000, г. Караганда,
ул. Бухар-Жырау, 48, Казахстан
✉ lutsia.08@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0001-6205-6585>

Кайралапов Ерлан Токпаевич,
к.т.н.,
старший научный сотрудник
Научно-исследовательской лаборатории,
ТОО «КазГидроМедь»,
100000, г. Караганда, ул. Бухар-Жырау, 48, Казахстан
kairalapov.e@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0003-4616-5436>

Мансуров Берик Елубаевич
ведущий научный сотрудник,
ТОО «КазГидроМедь»,
100000, г. Караганда, ул. Московская, 4, Казахстан
b.mansurov@kazgidromed.kz
<https://orcid.org/0000-0002-1741-0028>

Вклад авторов

Все авторы сделали эквивалентный вклад в подготовку публикации.

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Информация о статье

Статья поступила в редакцию 20.12.2022; одобрена после рецензирования 27.01.2023; принята к публикации 15.03.2023.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Lyutsiya M. Karimova,
Dr. Sci. (Eng.), Associate Professor,
Leading Researcher of the Research Laboratory,
KazHydroMed LLP,
48, Bukhar-Zhyrau St.,
Karaganda 100000, Kazakhstan
✉ lutsia.08@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0001-6205-6585>

Yerlan T. Kairalapov,
Cand. Sci. (Eng.), Senior Researcher
of the Research Laboratory,
KazHydroMed LLP,
48, Bukhar-Zhyrau St.,
Karaganda 100000, Kazakhstan
kairalapov.e@mail.ru
<https://orcid.org/0000-0003-4616-5436>

Berik E. Mansurov,
Leading Researcher of
KazHydroMed LLP,
4, Moskovskaya St.,
Karaganda 100000, Kazakhstan
b.mansurov@kazgidromed.kz
<https://orcid.org/0000-0002-1741-0028>

Contribution of the authors

The authors contributed equally to the preparation of the article.

Conflict of interests

The authors declare no conflicts of interests.

The final manuscript has been read and approved by all the co-authors.

Information about the article

The article was submitted 20.12.2022; approved after reviewing 27.01.2023; accepted for publication 15.03.2023.