

МЕТАЛЛУРГИЯ

Научная статья

УДК 669.713

EDN: XSJSFU

DOI: 10.21285/1814-3520-2024-1-139-148



Разработка технологии извлечения золота из хвостов обогащения полиметаллических руд

А.О. Василькова^{1✉}, А.В. Бывальцев², О.Д. Хмельницкая³, Г.И. Войлошников⁴

¹⁻⁴АО «Иргиредмет», г. Иркутск, Россия

Резюме. Цель – разработка рациональной технологии переработки хвостов флотации медно-цинковой руды с целью извлечения золота с использованием ультранизких (10–30 мг/дм³) концентраций NaCN. Для изучения вещественного состава исходного материала применяли методы пробирно-атомно-абсорбционного, атомно-эмиссионного с индуктивно-связанной плазмой и рентгеноструктурного анализов. Концентрацию NaCN в растворе определяли титриметрическим и фотометрическим методами, pH – потенциометрическим методом анализа. На стадии лабораторных исследований определены оптимальные условия цианирования лежалых хвостов флотационного обогащения медно-цинковой руды, прошедших предварительную известковую обработку: массовая доля класса минус 0,071 мм – 70,5%, продолжительность – 8 ч, расход NaCN – 0,3 кг/т (при концентрации 30 мг/дм³), Ж:Т=1:1. Показано, что при данных условиях извлечение золота составило 32,0–33,6%. Доизмельчение хвостов флотации до крупности 90% класса минус 30 мкм обеспечивает повышение извлечения золота до 41,5–44,7% при расходе NaCN 0,6 кг/т той же концентрации и Ж:Т=1,5:1. На основании полученных результатов проведены укрупненно-лабораторные испытания по цианированию лежалых хвостов по двум вариантам (на хвостах исходной крупности и на доизмельченных), которые подтвердили показатели, полученные на лабораторной стадии. Установлено, что вариант с предварительным измельчением хвостов обогащения на данном этапе представляется экономически нецелесообразным ввиду высоких расходов NaCN (0,6 кг/т против 0,3 кг/т) и активного хлора (5,6 кг/т против 1,2 кг/т). По результатам проведенных опытно-промышленных испытаний на пробе хвостов флотации, поступающих с золотоизвлекательной фабрики, массой 67 т (с содержанием Au 1,35 г/т) извлечение золота составило 31,9% при расходе NaCN 0,135 кг/т. По результатам проведенных технологических исследований рекомендована принципиальная схема извлечения золота из хвостов флотации медно-цинковой руды на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия. Ожидаемая прибыль составит 1276,74 млн руб/год, рентабельность – 88% (при сроке окупаемости 1,4 г).

Ключевые слова: полиметаллические руды, техногенное сырье, золото, медь, цианид натрия, хвосты флотации

Для цитирования: Василькова А.О., Бывальцев А.В., Хмельницкая О.Д., Войлошников Г.И. Разработка технологии извлечения золота из хвостов обогащения полиметаллических руд // iPolytech Journal. 2024. Т. 28. № 1. С. 139–148. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2024-1-139-148>. EDN: XSJSFU.

METALLURGY

Original article

A technology for gold extraction from tailings resulting from polymetallic ore beneficiation

Anastasia O. Vasilkova^{1✉}, Alexander V. Byvaltsev², Olga D. Khmel'nitskaya³, Grigoriy I. Voiloshnikov⁴

¹⁻⁴Irgiredmet JSC, Irkutsk, Russia

Abstract. We propose a technology for processing of copper-zinc ore flotation tailings with the purpose of extracting gold using ultra-low (10–30 mg/dm³) concentrations of NaCN. The material composition of the starting materials was examined using the methods of inductively coupled plasma, gold assay atomic absorption and X-ray diffraction analysis. The NaCN concentration in solution was determined by titrimetric and photometric methods; pH levels were determined by potentiometric analysis. The laboratory studies established optimal conditions for cyanidation of tailings resulting from flotation beneficiation of copper-zinc ores, which underwent preliminary lime treatment: mass fraction of the 0.071-mm mesh minus – 70.5%; duration – 8 h; NaCN consumption – 0.3 kg/t (at a concentration of 30 mg/dm³); L:S = 1:1. Under these conditions, the gold extraction rate amounted to 32.0–33.6%. Pre-grinding of flotation tailings to the size of 90% of

the 30 μm mesh minus led to an increase in gold extraction of up to 41.5–44.7% at an NaCN consumption of 0.6 kg/t of the same concentration and L:S =1.5:1. The results obtained served as the basis for experimental cyanidation of waste tailings according to two schemes, i.e., using tailings of initial coarseness and pre-ground tailings. A good agreement was achieved between the laboratory and experimental results. At present, the use of pre-ground tailings seems unreasonable economically, due to high costs of NaCN (0.6 kg/t vs 0.3 kg/t) and active chlorine (5.6 kg/t vs 1.2 kg/t). According to pilot tests on a flotation tailing sample weighing 67 t (with an Au content of 1.35 g/t), the gold extraction level was 31.9% at an NaCN consumption rate of 0.135 kg/t. As a result, we propose a technology of gold extraction from flotation tailings of copper-zinc ore based on the application of ultra-low concentrations of NaCN. The expected profit can amount to 1276.74 mln RUB per year, with the economic efficiency of 88% and the payback period of 1.4 years).

Keywords: polymetallic ores, technogenic raw materials, gold, copper, sodium cyanide, flotation tailings

For citation: Vasilkova A.O., Byvaltsev A.V., Khmel'nitskaya O.D., Voiloshnikov G.I. A technology for gold extraction from tailings resulting from polymetallic ore beneficiation. *iPolytech Journal*. 2024;28(1):139-148. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2024-1-139-148>. EDN: XSJSFU.

ВВЕДЕНИЕ

На предприятиях Российской Федерации переработка медно-цинковых руд осуществляется флотационным методом с получением медного и цинкового концентратов с отправкой их на пирометаллургические заводы для извлечения ценных компонентов. При этом выход хвостов обогащения составляет порядка 80% от общего объема перерабатываемой руды [1–3].

За годы эксплуатации одного из предприятий Российской Федерации по переработке такого типа руд в хвостохранилище накоплено более 150 млн т лежалых хвостов, содержащих более 170 тыс. т меди (0,15–0,25%), 160 тыс. т цинка (0,20–0,28%), более 240 т золота (1,2 г/т) и более 2400 т серебра (10–20 г/т). Следовательно, данное хвостохранилище можно отнести к крупному техногенному месторождению, содержащему золото, т.к. стоимость данного металла кратно выше стоимости остальных металлов⁵ [4–10].

На основании вышесказанного были проведены исследования по разработке рациональной технологии извлечения золота из медно-цинковых хвостов флотации с содержанием ценных компонентов: Au – 1,2–1,3 г/т; Ag – 8–16 г/т; Cu – 0,11–0,13%; Zn – 0,21–0,30%; Fe_{сульф} – 23–24%; S_{сульф} – 24–28%. Массовая доля класс минус 0,071 мм в исходной пробе хвостов составила 70,5%.

Для изучения вещественного состава исходного материала применяли методы пробирно-атомно-абсорбционного (ICE 3300 фирмы Thermo Scientific, Англия), атомно-эмиссионного с индуктивно-связанной плазмой (ICAP-6300 Duo фирмы Thermo Scientific, Англия) и рентгеноструктурного (XRD-600 фирмы

Shimadzu, Япония) анализа. По данным минералогического анализа основными минералами являются, % масс.: пирит (51), кварц (24), гидрослюдистые образования и хлорит (11), плагиоклазы (5), гипс (4), гидроксиды железа (3), сульфаты железа (1). Доля халькопирита составляет 0,3%, сфалерита – 0,2%. Согласно данным рационального анализа в сырье в цианируемой форме находится ~ 34% золота, в виде вкраплений в сульфидах ~ 61%, что является главной причиной упорности данного сырья к цианированию [10–12].

В стоимостном выражении основная ценность хвостов флотации связана с золотом, поэтому основное внимание в статье посвящено этому компоненту. Извлечение других компонентов является попутной задачей, в частности, извлечение меди и цинка возможно из растворов отмывки исходных хвостов перед цианированием и требует отдельного рассмотрения.

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Ранее в ходе проведенных лабораторных исследований, проведенных с целью оценки эффективности извлечения золота из лежалых медно-цинковых хвостов флотации различными обогатительными, пиро- и гидрометаллургическими способами были получены следующие результаты [10, 13–18].

Так, гравитационный способ обогащения (грохочение, обесшламливание в гидроциклоне, обогащение на концентрационном столе, магнитно-жидкостная сепарация) оказался неэффективным. Были получены бедные концентраты с содержанием Au 1,6–2,3 г/т, в которые извлекалось не более 30% данного драгоценного металла.

⁵Леонтьева Е.В. Разработка технологии извлечения золота, серебра химической переработкой лежалых хвостов флотации медно-цинковых колчеданных руд: дис. ... канд. наук: 25.00.13. Магнитогорск, 2017. 156 с.

Флотационное обогащение также показало неудовлетворительные результаты по концентрированию золота: извлечение золота в концентраты находилось на уровне 72,3–82,8% при выходе 59,73–64,1%. Содержание металла в полученных продуктах составило 1,5–2,0 г/т.

Исследованы различные варианты комбинированной пиро-гидрометаллургической переработки хвостов флотации [10]. Изучена добавка реагентов (Na_2CO_3 , CaO , NaCl , NaNO_3 и H_2SO_4) при обжиге и влияние температуры в диапазоне 200–600°C. Огарок подвергали водной отмывке и цианированию. В бескислородном режиме не наблюдалось окисления сульфидов и повышения извлечения ценных компонентов. После окислительного обжига в раствор при последующей гидрометаллургической обработке извлеклось, %: 27,2–32,1 Cu; 24,8–34,5 Zn; 67,1–70,4 Au; 72,7–74,5 Ag. Степень окисления сульфидной серы составила 50%. При этом следует учитывать, что пиритный концентрат характеризуется низким содержанием Au и Cu и высоким расходом продукта, направляемого на обжиг, а также необходимо использовать дорогостоящие аппараты, в том числе для очистки пылегазовых выбросов и утилизации образующихся отходов [10]. Таким образом, можно сделать вывод, что данная технология вряд ли будет рентабельной.

На предварительно отмытых от цветных металлов хвостах проведены тестовые опыты по прямой гидрометаллургической переработке исследуемого сырья с использованием различных растворителей ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$, $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, Na_2SO_3 , NaCN) (табл. 1) [19].

Цианирование оказалось наиболее эффективным способом извлечения золота и серебра из хвостов флотации [7]. Концентрацию цианида натрия в растворе определяли титриметрическим и фотометрическим методом, pH – потенциометрическим методом анализа. При расходе NaCN 1,0 кг/т (концентрация NaCN – 0,5 г/дм³) и Ж:Т=1:1 извлечение золота составило 32,0%, серебра – 34,2%. При проведении экспериментов в течение 12 ч и Ж:Т=1:1 по выбору оптимального режима цианирования было установлено, что выщелачивание возможно проводить при ультранизкой концентрации цианида натрия 30 мг/дм³ и его расходе 0,3 кг/т, практически без снижения показателя извлечения золота [20] (32–33%). Также применение ультранизкой концентрации цианида натрия (30 мг/дм³) при цианировании хвостов обогащения снижает динамику извлечения меди в раствор (с 15 до 8%), что свидетельствует о повышении селективности извлечения золота при использовании растворов с ультранизкой концентрацией цианистого натрия. Однако при этом серебро практически не выщелачивается, а дополнительно затраченный NaCN не окупается извлеченным серебром.

Проведенные опыты по определению зависимости показателя извлечения золота от крупности измельчения хвостов обогащения показали, что измельчение продукта до крупности 90% класса минус 30 мкм позволяет повысить извлечение золота до 41,0% при расходе NaCN – 0,8 кг/т [7]. Дальнейшее измельчение до крупности 20, 15, 10 и 5 мкм

Таблица 1. Результаты экспериментов по выщелачиванию Au и Ag из хвостов обогатительной фабрики
Table 1. Test results on gold and silver leaching from mill tailings

Параметры и показатели		Значения			
Тип растворителя благородных металлов		$\text{CS}(\text{NH}_2)_2$, тиокарбамид	$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, тиосульфат натрия	Na_2SO_3 , сульфит натрия	NaCN , цианид натрия
Расход реагентов (включая предварительную обработку), кг/т		H_2SO_4 – 85 $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ – 60 $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$ – 15	$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ – 150 Na_2SO_3 – 50 CuSO_4 – 10 NH_4OH – 47	Na_2SO_3 – 500	NaCN – 1,0 CaCO_3 – 20 CaO – 8
Ж:Т при выщелачивании		3:1	5:1	10:1	1:1
Продолжительность выщелачивания, ч		24	24	48	24
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов, мг/дм ³	Au	0,068	0,096	0,043	0,34
	Ag	2,13	0,76	0,27	3,15
Содержание компонентов в твердой фазе хвостов, г/т	Au	1,09	0,96	0,81	0,83
	Ag	11,6	12,9	13,8	10,0
Извлечение компонентов, %	Au	10,7	21,3	33,6	32,0
	Ag	23,7	15,1	9,2	34,2

повышает извлечение золота (до 49,6%), но при этом увеличивается расход NaCN (до 1,5 кг/т).

На основании проведенных опытов выбраны оптимальные условия цианирования хвостов обогащения, которые были испытаны в укрупненно-лабораторном масштабе:

– для исходной крупности: Ж:Т = 1:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³, расход NaCN 0,3 кг/т, pH 10,5–11,0, продолжительность 8 ч. В этих условиях извлечение золота – 32,0–33,6% (вариант № 1);

– для хвостов, измельченных до 30 мкм: Ж:Т=1,5:1, концентрация NaCN – 30 мг/дм³, расход NaCN – 0,6 кг/т, продолжительность – 8 ч. В этих условиях извлечение золота составит 41,5–44,7% (вариант № 2).

УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ

Укрупненно-лабораторные испытания проводили на пробе лежалых хвостов обогащения, которую предварительно подвергали водной отмывке (при Ж:Т=4:1) с последующей

нейтрализацией растворов после отмывки (расход CaCO₃ – 19 кг/т, CaO – 9 кг/т). Испытания включали операции предварительного и сорбционного цианирования с применением активного угля марки JX-102 (табл. 2). Полученные хвосты сорбционного цианирования направляли на обезвреживание.

Для обезвреживания хвостов цианирования предложен вариант противоточной декантационной отмывки пульпы с хлорированием промвод. Для хвостов цианирования исходной крупности расход реагентов составил: гипохлорит кальция (в пересчете на «активный хлор») – 1,2 кг/т; CaO – 0,3 кг/т; флокулянт – 15 г/т [18]. Для доизмельченных хвостов: «активный хлор» – 5,6 кг/т; CaO – 0,4 кг/т; флокулянт – 60 г/т [19].

Укрупненные испытания подтвердили результаты лабораторных исследований по цианированию лежалых хвостов обогатительной фабрики при ультранизкой концентрации цианида натрия. Извлечение золота из хвостов исходной крупности составило 31,5%, из доизмельченных хвостов до 30 мкм – 42,0% при

Таблица 2. Результаты укрупненно-лабораторных динамических испытаний по цианированию хвостов обогатительной фабрики

Table 2. Results of large-scale dynamic laboratory tests on mill tailings cyanidation

Параметры и показатели	Значения	
	Вариант № 1	Вариант № 2
ИЗВЕСТКОВАЯ ОБРАБОТКА		
Содержание Au в исходных хвостах, г/т	1,24	
Исходная крупность	75% минус 71 мкм	90% минус 30 мкм
Ж:Т	1,0	1,5
Конечное значение pH	12,0	11,9
Расход CaO, кг/т	8,0	8,0
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Продолжительность цианирования, ч	12,6	
в том числе: предварительного	4,2	
сорбционного	8,4	
Расход NaCN, кг/т	0,3	0,6
Концентрация Au в хвостах предварительного цианирования, мг/дм ³	0,33	0,30
Содержание Au в твердой фазе хвостов предварительного цианирования, г/т	0,92	0,83
Извлечение Au в раствор на стадии предварительного цианирования, %	25,8	33,1
СОРБЦИОННОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Концентрация Au в жидкой фазе хвостов сорбционного цианирования, мг/дм ³	0,009	0,006
Содержание Au в регенерированном угле, мг/г	0,05	
Содержание Au в насыщенном угле, мг/г	0,36	0,34
Концентрация сорбента в пульпе, г/дм ³	20–30	
Содержание Au в твердой фазе хвостов сорбционного цианирования, г/т	0,84	0,71
Извлечение Au на сорбент, %	31,5	42,0

расходе NaCN 0,3 и 0,6 кг/т (концентрация NaCN – 30 мг/дм³) соответственно. Емкость насыщенного угля по золоту составила 0,34–0,36 мг/г.

Однако на основании полученных результатов сделан вывод, что вариант с предварительным бисерным измельчением хвостов обогащения на данном этапе представляется экономически нецелесообразным ввиду высокого расхода цианида натрия (0,6 кг/т против 0,3 кг/т) и активного хлора (5,6 кг/т против 1,2 кг/т). При этом доизвлеченное золото (0,14 г/т) не окупит дополнительных затрат на реагенты.

ОПЫТНО-ПРОМЫШЛЕННЫЕ ИСПЫТАНИЯ

Кроме лежалых хвостов обогащения, на предприятии имеются текущие хвосты, получаемые при флотации медно-цинковых руд. С целью проверки и отработки технологии цианирования на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия для данных

текущих хвостов обогащения проведены опытно-промышленные испытания на пробе материала массой 67 т с содержанием Au – 1,35 г/т.

Схема проведения опытно-промышленных испытаний практически соответствует схеме укрупненно-лабораторных испытаний для переработки лежалых хвостов обогащения. Отличием является исключение из схемы операции водной отмывки и нейтрализации карбонатом кальция хвостов обогащения, так как текущие хвосты имели pH 6,8. Результаты испытаний приведены в табл. 3.

Расход NaCN (100%) составил 0,135 кг/т, концентрация цианида натрия в растворе – 10–30 мг/дм³. Снижение расхода NaCN с 0,3 кг/т до 0,135 кг/т обусловлено переработкой текущих хвостов, которые отличаются по вещественному составу от лежалых хвостов обогащения. Извлечение золота на сорбент составило 31,9% или 0,43 г/т, потери с жидкой фазой

Таблица 3. Сводные результаты опытно-промышленных испытаний технологии цианирования хвостов медно-цинковой флотации

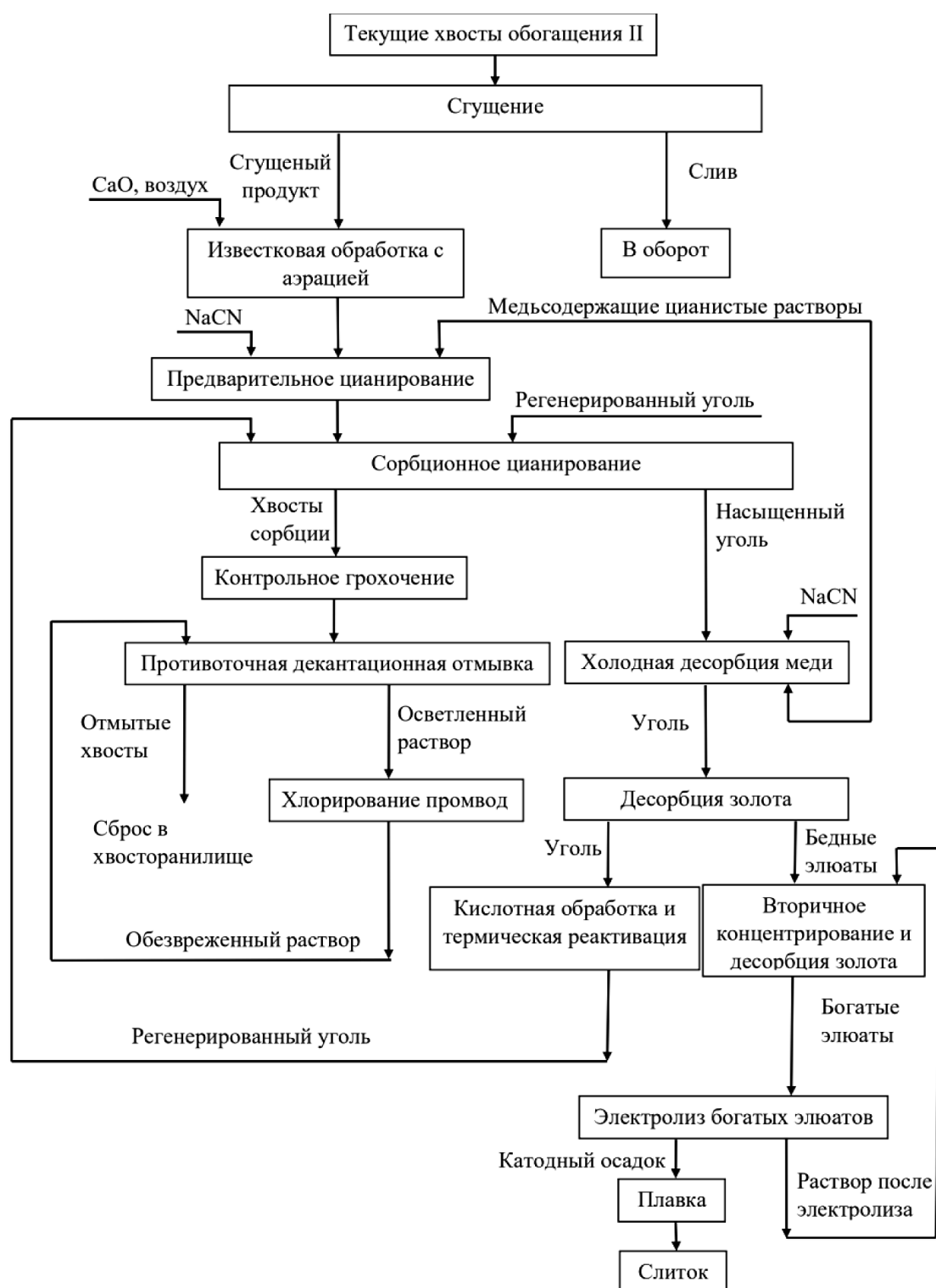
Table 3. Summary results of pilot tests on copper-zinc flotation tailings cyanidation technology

Параметры и показатели		Значения
ИЗВЕСТКОВАЯ ОБРАБОТКА		
Содержание Au в продукте, поступающем на переработку, г/т		1,35
Крупность продукта		75% минус 71 мкм
Массовая доля твердого в пульпе		50,8
Продолжительность известковой обработки, ч		15
Конечное значение pH		11,2
Расход 100%-го CaO, кг/т		3,6
ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Продолжительность предварительного цианирования, ч		4
Расход NaCN, кг/т		0,135
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов предварительного цианирования (питания сорбции), мг/дм ³	NaCN	10–30
	Au	0,31
	Cu	10,1
Содержание Au в твердой фазе хвостов предварительного цианирования, г/т		0,97
Извлечение Au в раствор на операции предварительного цианирования, %		28,0
СОРБЦИОННОЕ ЦИАНИРОВАНИЕ		
Продолжительность сорбционного цианирования, ч		8
Концентрация компонентов в жидкой фазе хвостов сорбционного цианирования, мг/дм ³	NaCN	<5
	Au	0,01
	Cu	1,28
	SCN ⁻	50,6
Содержание Au в регенерированном сорбенте, мг/г		0,043
Содержание компонентов в насыщенном сорбенте, мг/г	Au	0,30
	Cu	3,7
Концентрация сорбента в пульпе, г/дм ³		25–30
Содержание Au в твердой фазе хвостов сорбционного цианирования, г/т		0,91
Суммарные потери золота с хвостами, г/т		0,92
Извлечение Au на сорбент, %	%	31,9
	г/т	0,43

пульпы – $<0,01$ мг/дм³, емкость насыщенного угля по золоту – 0,30 мг/г, по меди – 3,7 мг/г.

Для переработки насыщенного угля рекомендована технология, включающая предварительное обезмеживание, автоклавно-щелочную десорбцию, вторичное концентрирование и электроосаждение золота [18].

По результатам проведенных экспериментов нами рекомендована принципиальная схема извлечения золота из хвостов обогащения полиметаллических руд на основе применения ультранизких концентраций цианида натрия (рисунок).



Принципиальная схема переработки текущих хвостов обогащения
Schematic flowsheet of current concentration tailings processing

Проведенный укрупненный технико-экономический расчет предлагаемой технологии при стоимости золота 4182 руб/г (актуально на 10.01.23) показал, что переработка хвостов флотации медно-цинковых руд с применением ультранизких концентраций цианида натрия является экономически привлекательной. Ожидаемая прибыль составит 1276,74 млн руб/год, рентабельность – 88%, при сроке окупаемости 1,4 года.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проведенные исследования показали перспективность технологии переработки медно-цинковых хвостов флотации с использо-

ванием ультранизких концентраций цианида натрия. Разработанная технология открывает перспективы для промышленной реализации технологии цианирования текущих хвостов обогатительной фабрики. Учитывая, что при переработке полиметаллических (медно-цинковых) руд извлечение золота в кондиционный медный и цинковый концентраты находится на уровне 15–25%, вовлечение в переработку хвостов флотации позволит дополнительно извлечь 30–31% золота, тем самым повысить сквозное извлечение благородного металла из полиметаллических руд до 50%, что является приемлемым показателем для данного типа сырья.

Список источников

1. Чантурия В.А., Шадрюнова И.В. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала. М.: Наука, 2016. 387 с.
2. Каплунов Д.Р. Комплексное освоение недр комбинированными геотехнологиями. М.: ООО «Недра – XXI», 2010. 304 с.
3. Aylmore M.G., Jaffer A. Evaluating process options for treating some refractory ores // ALTA 2012 International Gold Conference (Perth, 31 May – 1 June 2012). Perth, 2012. P. 249. <https://doi.org/10.13140/2.1.4325.9842>.
4. Васильев Е.А., Рудой Г.Н., Савин А.Г. Перспективы переработки лежалых хвостов обогащения ОАО «Гайский ГОК» // Цветные металлы. 2014. № 10. С. 25–28. EDN: SQVRFH.
5. Иванников С.И., Эпов Д.Г., Крысенко Г.Ф., Медков М.А., Братская С.Ю., Юдаков А.А. Комплексный подход к извлечению золота из техногенных объектов золотодобычи Дальнего Востока России // Вестник Отделения наук о Земле Российской академии наук. 2013. Т. 5. С. NZ1001. <https://doi.org/10.2205/2013NZ000115>.
6. Волынкина Е.П. Анализ состояния проблем переработки техногенных отходов в России // Вестник Сибирского государственного индустриального университета. Экология и рациональное природопользование. 2017. № 2. С. 43–49. EDN: YTOUCP.
7. Василькова А.О., Васильков Н.В., Хмельницкая О.Д., Войлошников Г.И. Анализ современного состояния способов переработки техногенного сырья // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2021. Т. 25. № 1. С. 97–107. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2021-1-97-107>. EDN: BZWSCB.
8. Федоров С.А., Амдур А.М., Малышев А.Н., Каримова П.Ф. Обзор техногенных и вторичных золотосодержащих отходов и способов извлечения из них золота // ГИАБ. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2021. № 11-1. С. 346–365. https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_111_0_346. EDN: KGUTFK.
9. Медяник Н.Л., Леонтьева Е.В., Мишурина О.А., Муллина Э.Р. Лежалые хвосты флотации медно-колчеданных руд извлечения золота и серебра: анализ ресурсного потенциала // Вестник ЗабГУ. 2021. Vol. 27. № 6. С. 31–39. <https://doi.org/10.21209/2227-9245-2021-27-6-31-39>. EDN: FCIRVK.
10. Бывальцев А.В., Хмельницкая О.Д., Дементьев В.Е., Шарипов Р.Х., Гибадуллин З.Р., Васильев Е.А. [и др.]. Цианидная технология извлечения золота из хвостов Учалинской обогатительной фабрики // Современные тенденции в области теории и практики добычи и переработки минерального и техногенного сырья: материалы Междунар. науч.-техн. конф., приуроченной к 90-летию со дня основания института «Уралмеханобр» (г. Екатеринбург, 6–8 ноября 2019 г.). Екатеринбург, 2019. С. 409–412. EDN: EQUFPI.
11. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л., Юшина Т.И., Хачатрян Л.С., Дунаева В.Н. О выборе возможных способов комплексного использования техногенных пиритных хвостов в связи с их переработкой // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2015. № 10. С. 92–99. EDN: UQFPHV.
12. Мусаев В.В., Ключников А.М., Галимов Р.Р. Исследование по доизвлечению металлов из хвостов флотационного обогащения медных колчеданных руд // Бутлеровские сообщения. 2019. № 2. Т. 57. С. 50–58. <https://doi.org/10.37952/ROI-jbc-01/19-57-2-50>. EDN: YZJGVF.
13. Feng D., Van Deventer J.S.J. Ammonical thiosulfate leaching of gold in the presence of pyrite // Hydrometallurgy. 2006. Vol. 82. Iss. 3-4. P. 126–132. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2006.03.006>.
14. Kondrat'eva T.F., Pivovarova T.A., Bulaev A.G., Melamud V.S., Muravyov M.I., Usoltsev A.V., et al. Percolation bioleaching of copper and zinc and gold recovery from flotation tailings of the sulfide complex ores of the Ural region, Russia // Hydrometallurgy. 2012. Vol. 111-112. P. 82–86. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.10.007>.
15. Medyanik N.L., Leont'eva E.V., Mullina E.R., Mishurina O.A. Mechanism of thermochemical interaction between old copper ore flotation tailings and chlorammonium reagents // Journal of Mining Science. 2020. Vol. 56. P. 457–463. <https://doi.org/10.1134/S106273912003674X>.
16. Котов Ю.А., Филатов А.Л., Корнежевский С.Р. [и др.]. Комплексная переработка золотосодержащих пиритных хвостов Учалинской обогатительной фабрики // Проблемы геологии и разведки месторождений золота, извлечения

благородных металлов из руд и отходов производства: материалы Междунар. науч.-техн. конф. (г. Екатеринбург, 1999 г.). Екатеринбург, 1999. С. 90–91.

17. Сенченко А.Е., Аксенов А.В., Васильев А.А., Середкин Ю.Г. Глубокое атмосферное окисление сульфидных золотосодержащих концентратов по технологии «Альбион» // Современные процессы комплексной и глубокой переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения 2015): материалы Междунар. совещания (г. Иркутск, 21–26 сентября 2015 г.). Иркутск: ООО «Полиграфический центр «РИЭЛ», 2015. С. 331–334.

18. Бывальцев А.В., Шарипов Р.Х., Васильев Е.А., Рудой Г.Н. Разработка рациональной технологии извлечения золота из хвостов Учалинской обогатительной фабрики // Обогащение руд. 2019. № 5. С. 46–51. <https://doi.org/10.17580/or.2019.05.09>. EDN: FPDZIA.

19. Vasilkova, A., Byvaltsev A., Khmel'nitskaya O., Voyloshnikov G., Petrov S., Vasilyev E. Development and pilot plant testing of gold recovery technology from polymetallic ore flotation tailings // World Gold 2023 – conference proceedings (Shenyang, 4–7 September 2023). Shenyang, 2023. P. 818–825.

20. Василькова А.О., Бывальцев А.В., Хмельницкая О.Д., Войлошников Г.И. Оценка возможности переработки техногенного сырья с применением ультразвуковых концентраций цианистого натрия // Вестник Иркутского государственного технического университета. 2020. Т. 24. № 5. С. 1105–1112. <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2020-5-1105-1112>. EDN: KKWRFH.

References

1. Chanturiya V.A., Shadrunkova I.V. *Concentration technologies for the Urals copper and copper-zinc ores*. Moscow: Nauka; 2016, 387 p. (In Russ.).

2. Kaplunov D.R. *Subsoil integrated development using combined geotechnologies*. Moscow: Nedra - XXI; 2010, 304 p. (In Russ.).

3. Aylmore M.G., Jaffer A. Evaluating process options for treating some refractory ores. In: *ALTA 2012 International Gold Conference*. 31 May – 1 June 2012, Perth. Perth; 2012, p. 249. <https://doi.org/10.13140/2.1.4325.9842>.

4. Vasil'ev E.A. Processing prospects for mature tailings of OJSC Gaisky Concentration Mill. *Tsvetnye metally*. 2014;10:25–28. (In Russ.). EDN: SQVRFH.

5. Ivannikov S.I., Epov D.G., Krysenko G.F., Medkov M.A., Bratskaya S.Yu., Yudakov A.A. An integrated approach to gold recovery from technogenic gold mining sites in the Russian Far East. *Vestnik Otdelenia nauk o Zemle RAN*. 2013;5:NZ1001. (In Russ.). <https://doi.org/10.2205/2013NZ000115>.

6. Volynkina E.P. *Analysis of the state of technogenic waste processing problems in Russia*. *Vestnik Sibirskogo gosudarstvennogo industrial'nogo universiteta. Ekologiya i racional'noe prirodopol'zovanie = Bulletin of the Siberian State Industrial University. Ecology and environmental management*. 2017;2:45–58 (In Russ.). EDN: YTOUCP.

7. Vasilkova A.O., Vasilkov N.V., Khmel'nitskaya O.D., Voyloshnikov G.I. Analysis of the current state of technologies in the field of recycling technogenic gold-containing raw materials. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tekhnicheskogo universiteta = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2021;25(1):97–107. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2021-1-97-107>

8. Fedorov S.A., Amdur A.M., Malyshev A.N., Karimova P.F. Industrial and secondary gold-bearing waste and gold recovery techniques: review. *GIAB. Gornyy informacionno-analiticheskij byulleten'*. 2021;11-1:346–365. (In Russ.). https://doi.org/10.25018/0236_1493_2021_111_0_346. EDN: KGUTFK.

9. Medyanik N.L., Leontyeva E.V., Mishurina A.O., Mullina E.R. Stale tailings of flotation of copper-crustured ores flotation with the possibility of gold and silver selective extraction: resource potential analysis. *Vestnik ZabGU = Bulletin of ZabSU*. 2021;27(6):31–39 (In Russ.). <https://doi.org/10.21209/2227-9245-2021-27-6-31-39>. EDN: FCIRVK.

10. Byvaltsev A.V., Khmel'nitskaya O.D., Dement'ev V.E., Sharipov R.Kh., Gibadullin Z.R., Vasilyev E.A., et al. Cyanide technology for gold recovery from Uchalinsky concentration plant tailings. In: *Sovremennye tendencii v oblasti teorii i praktiki dobychi i pererabotki mineral'nogo i tekhnogennogo syr'ya: materialy Mezhdunarodnoj nauchno-tekhnicheskoy konferencii, priurochennoj k 90-letiyu so dnya osnovaniya instituta «Uralmekhanobr» = Modern trends in the field of theory and practice of mining and processing of mineral and technogenic raw materials: Materials of the international scientific and technical conference dedicated to the 90th anniversary of the founding of the Uralmekhanobr Institute*. 6–8 November 2019, Ekaterinburg. Ekaterinburg; 2019, p. 409–412. (In Russ.). EDN: EQUFPI.

11. Bocharov V.A., Ignatkina V.A., Chanturia E.L. Choice of method for integrated utilization of pyrite tailings after processing. *Gornyy informacionno-analiticheskij byulleten' = Mining informational and analytical bulletin*. 2015;10:92–98. (In Russ.).

12. Musayev V.V., Klyushnikov A.M., Galimov R.R. Study on the extraction of metals from tails of flotation enrichment of copper sulfide ores // *Butlerov Communications*. 2019;57(2):50–58. (In Russ.). <https://doi.org/10.37952/ROI-jbc-01/19-57-2-50>. EDN: YZJGVF.

13. Feng D., Van Deventer J.S.J. Ammonical thiosulfate leaching of gold in the presence of pyrite. *Hydrometallurgy*. 2006;82(3-4):126–132. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2006.03.006>.

14. Kondrat'eva T.F., Pivovarova T.A., Bulaev A.G., Melamud V.S., Muravyov M.I., Usoltsev A.V., et al. Percolation bioleaching of copper and zinc and gold recovery from flotation tailings of the sulfide complex ores of the Ural region, Russia. *Hydrometallurgy*. 2012;111-112:82–86. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2011.10.007>.

15. Medyanik N.L., Leont'eva E.V., Mullina E.R., Mishurina O.A. Mechanism of thermochemical interaction between old copper ore flotation tailings and chlorammonium reagents. *Journal of Mining Science*. 2020;56:457–463. <https://doi.org/10.1134/S106273912003674X>.

16. Kotov Yu.A., Filatov A.L., Kornezhevsky S.R., et al. Integrated processing of gold-bearing pyrite tailings from the Uchalinsky concentration plant. In: *Problemy geologii i razvedki mestorozhdenij zolota, izvlecheniya blagorodnykh metallov iz rud i othodov proizvodstva: materialy mezhdunarodnoj nauchno-tekhnicheskoy konferencii = Problems of gold deposit geology and exploration, extraction of precious metals from ores and production wastes: materials of the International scientific and technical conference*. 1999, Ekaterinburg. Ekaterinburg; 1999, p. 90-91. (In Russ.).
17. Senchenko A.E., Aksenov A.V., Vasilyev A.A., Seredkin Yu.G. Deep atmospheric oxidation of sulfide gold-containing concentrates using the Albion technology. In: *Sovremennye processy kompleksnoj i glubokoj pererabotki trudnoobogatimogo mineral'nogo syr'ya (Plaksinskie chteniya 2015): materialy mezhdunarodnogo soveshchaniya = Modern processes of integrated and deep processing of refractory minerals*. 21–25 September 2015, Irkutsk. Irkutsk: Poligraficheskij centr "RIEL"; 2015, p. 331-334. (In Russ.).
18. Byvaltsev A.V., Sharipov R.Kh., Vasiliev E.A., Rudoy G.N. Developing a rational technology for gold recovery from the Uchalinsky concentration plant tailings. *Obogashchenie Rud*. 2019;5:46-51. <https://doi.org/10.17580/or.2019.05.09>. (In Russ.). EDN: FPDZIA.
19. Vasilkova A., Byvaltsev A., Khmel'nitskaya O., Voyloshnikov G., Petrov S., Vasilyev E. Development and pilot plant testing of gold recovery technology from polymetallic ore flotation tailings. In: *World Gold 2023 – conference proceedings*. 4–7 September 2023, Shenyang. Shenyang; 2023, p. 818-825.
20. Vasilkova A.O., Byvaltsev A.V., Khmel'nitskaya O.D., Voiloshnikov G.I. Assessing possibility of technogenic raw material processing using ultra-low concentrations of sodium cyanide. *Vestnik Irkutskogo gosudarstvennogo tehničeskogo universiteta = Proceedings of Irkutsk State Technical University*. 2020;24(5):1105-1112. (In Russ.). <https://doi.org/10.21285/1814-3520-2020-5-1105-1112>.

ИНФОРМАЦИЯ ОБ АВТОРАХ

Василькова Анастасия Олеговна,
научный сотрудник лаборатории гидрометаллургии,
АО «Иргиредмет»,
664011, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, Россия
✉ anastasiya.perepelkina.94@mail.ru

Бывальцев Александр Владимирович,
к.т.н.,
ведущий научный сотрудник лаборатории
гидрометаллургии,
АО «Иргиредмет»,
664011, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, Россия
torrot_2008@mail.ru

Хмельницкая Ольга Давыдовна,
к.т.н.,
ведущий научный сотрудник лаборатории
гидрометаллургии,
АО «Иргиредмет»,
664011, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, Россия
lab15@irgiredmet.ru

Войлошников Григорий Иванович,
д.т.н., профессор,
заместитель генерального директора
по научно-методической работе
и инновационной деятельности,
АО «Иргиредмет»,
664011, г. Иркутск, б-р Гагарина, 38, Россия
greg@irgiredmet.ru

Вклад авторов

Хмельницкая О.Д., Войлошников Г.И. и Бывальцев А.В. осуществляли научное руководство исследованиями, подбор списка литературных источников по тематике исследования и провели общее редактирование текста рукописи. Василькова А.О. провела эксперименты, расчеты по кинетике и обобщила полученные результаты.

INFORMATION ABOUT THE AUTHORS

Anastasia O. Vasilkova,
Researcher of the Hydrometallurgy Laboratory,
Irgiredmet JSC,
38, Gagarin Blvd, Irkutsk 664011, Russia
✉ anastasiya.perepelkina.94@mail.ru

Alexander V. Byvaltsev,
Cand. Sci. (Eng.),
Leading Researcher of the Hydrometallurgy Laboratory,
38, Gagarin Blvd, Irkutsk 664011, Russia
torrot_2008@mail.ru

Olga D. Khmel'nitskaya,
Cand. Sci. (Eng.),
Leading Researcher of the Hydrometallurgy Laboratory,
Irgiredmet JSC,
38, Gagarin Blvd, Irkutsk 664011, Russia
lab15@irgiredmet.ru

Grigory I. Voiloshnikov,
Dr. Sci. (Eng.), Professor,
Deputy Director for Research and Innovation,
Irgiredmet JSC,
38, Gagarin Blvd, Irkutsk 664011, Russia
greg@irgiredmet.ru

Contribution of the authors

Khmel'nitskaya O.D., Voiloshnikov G.I. and Byvaltsev A.V. supervised the research, selected the literature and compiled the list of references on the research subject as well as edited the text of the article. Vasilkova A.O. conducted experiments, performed kinetic calculations and summarized the results.

Конфликт интересов

Авторы заявляют об отсутствии конфликта интересов.

Все авторы прочитали и одобрили окончательный вариант рукописи.

Conflict of interests

The authors declare no conflict of interests.

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

Информация о статье

Статья поступила в редакцию 17.02.2024 г.; одобрена после рецензирования 28.02.2024 г.; принята к публикации 29.02.2024 г.

Information about the article

The article was submitted 17.02.2024; approved after reviewing 28.02.2024; accepted for publication 29.02.2024.