Статья поступила в редакцию: 16.10.2026
Статья принята к публикации: 21.10.2026
Статья опубликована: 28.10.2026

УДК 669.213.6

Снижение расхода цианида натрия при сорбционном цианировании биокека

Санакулов Кувандик
д-р техн. наук, проф.
председатель правления-Генеральный директор АО Навоийский горно-металлургический комбинат
Республика Узбекистан, г. Навои
E-mail: babayevmirdodojon@mail.ru

Калонов Аваз Кахрамонович
ассистент
Навоийский государственный горно-технологический университет
Республика Узбекистан, г. Навои

Reducing sodium cyanide consumption in sorption cyanidation of biox-leach residue

Sanakulov Kuvondik
Dr. Tech. Sciences, Prof
Chairman of the Board – General Director JSC Navoi Mining and Metallurgical Company
Republic of Uzbekistan, Navoi

Kalonov Avaz Kakhramonovich
Assistant Professor
Navoi State Mining and Technological University
Republic of Uzbekistan, Navoi

Аннотация

Целью исследования является разработка и научно-техническое обоснование технологических решений по снижению непроизводительного расхода цианида натрия при сорбционном цианировании биокека. Установлено, что повышенный расход NaCN обусловлен наличием элементарной серы в жидкой фазе (образующей роданид-ионы по реакции $S^0 + CN^- \rightarrow SCN^-$) и остаточных сульфидных минералов (пирита, арсенопирита) в твёрдой фазе биокека. Лабораторные исследования проводились по двум независимым направлениям: 1) предварительная термообработка биокека в кислой среде (pH ≈ 1,8–2,0) при 90 °C в течение 20–30 минут, обеспечивающая окисление elemental-серы до сульфатов, снижение концентрации роданид-ионов с 4200 до 3100 мг/л и сокращение расхода NaCN с 21,6 до 15,7 кг/т (на 27,3 %) при сохранении извлечения золота на уровне 82,5 %; 2)

Библиографическое описание: Санакулов К., Калонов А.К. Снижение расхода цианида натрия при сорбционном цианировании биокека // Universum: технические науки : электрон. научн. журн. 2026. 10(151). URL: https://7universum.com/ru/tech/archive/item/23595

двухстадийное сорбционное цианирование с введением нитрата свинца $Pb(NO_3)_2$ перед второй стадией. По сравнению с базовым одностадийным режимом (расход NaCN 27,19 кг/т, извлечение Au 83,3 %), оптимальный двухстадийный режим (1-я стадия: 2 ч, NaCN 500 мг/л; 2-я стадия: 14 ч, NaCN 1200 мг/л с добавкой 1,05 кг/т $Pb(NO_3)_2$) позволяет снизить расход цианида до 14,78 кг/т (на 45,6 %) при извлечении золота на стадии сорбции 76,1 %. Последующее доцианирование хвостов сорбции в течение 12 часов с дополнительным расходом NaCN 1,8 кг/т восстанавливает итоговое извлечение золота до сквозного уровня 83,3 %.

Abstract

The aim of the study is to develop technological solutions for reducing unproductive sodium cyanide consumption during sorption cyanidation of biooxidation residue. It has been established that increased NaCN consumption is caused by the presence of elemental sulfur in the liquid phase and residual sulfide minerals (pyrite, arsenopyrite) in the solid phase of the bioresidue. Laboratory studies were conducted in two directions: preliminary thermal treatment of the bioresidue in an acidic medium at 90 °C and two-stage sorption cyanidation with lead nitrate $Pb(NO_3)_2$ addition. Thermal treatment ensures a reduction in NaCN consumption from 21.6 to 15.7 kg/t (by 27.3 %) while maintaining gold recovery at 82.5 % and reducing SCN^- concentration from 4200 to 3100 mg/L. The two-stage regime with $Pb(NO_3)_2$ addition reduces specific cyanide consumption from 27.19 to 14.78 kg/t (by 45.6 %) with 76.1 % gold recovery during sorption, which reaches 83.3 % after additional cyanidation of tailings.

Ключевые слова: биокек, сорбционное цианирование, цианид натрия, роданид-ионы, термообработка, нитрат свинца, двухстадийное выщелачивание, извлечение золота.

Keywords: bioresidue, sorption cyanidation, sodium cyanide, thiocyanate ions, thermal treatment, lead nitrate, two-stage leaching, gold recovery.

Введение

Переработка упорных золотосодержащих руд остаётся одной из наиболее сложных задач современной гидрометаллургии [3]. Для извлечения золота из сульфидных концентратов применяется технология бактериального окисления с последующим сорбционным цианированием биокека. Однако в процессе эксплуатации установлено, что расход цианида натрия на стадии цианирования биокека в 5–10 раз превышает нормативные показатели, характерные для переработки неупорных руд и достигается 21,6–29,0 кг/т [1].

Целью настоящего исследования является разработка и научное обоснование технологических решений по снижению расхода цианистого натрия на взаимодействие с побочными веществами при сорбционном цианировании биокека. Для достижения поставленной цели решались следующие задачи: исследование минералогического состава биокека с выявлением основных источников неблагоприятного расхода цианида; определение причин расхода основной части NaCN на побочные реакции; разработка метода термической

обработки биокека в кислой среде; разработка двухстадийного режима сорбционного цианирования с добавлением нитрата свинца; оценка технико-экономической эффективности предлагаемых решений [8].

Материалы и методы

Объектом исследования являлись образцы биокека, отобранные из технологической цепи сорбционного выщелачивания гидрометаллургического завода. Биокек представляет собой продукт бактериального окисления золотосодержащего флотационного концентрата.

Для анализа состава использованы современные физико-химические методы: спектральный анализ, атомно-абсорбционная спектроскопия (ААС), масс-спектрометрия с индуктивно-связанной плазмой (ICP-MS), сканирующая электронная микроскопия с энергодисперсионным анализом (СЭМ-ЭДС), пробирный анализ. Важно отметить, что метод СЭМ-ЭДС использовался строго для локального микроэлементного анализа и визуализации фазового контраста, тогда как минеральные фазы (пирит, арсенопирит, кварц) идентифицировались комплексно в сочетании с рентгенофазовым (РФА) и химическим фазовым анализом.

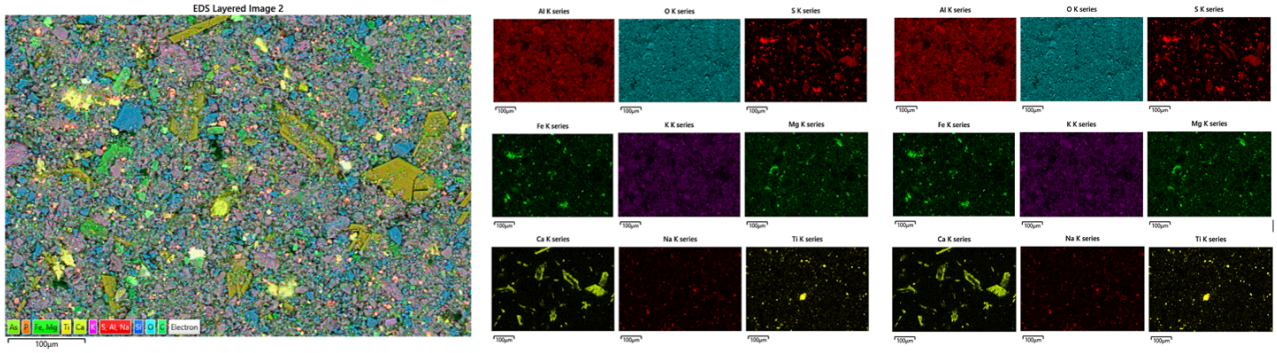

Рисунок 1. Результаты анализа питании Kemix (биокек)

Определение вещественного состава и размеров частиц проб выполнялось на сканирующем электронном микроскопе Thermo Fisher Scientific Apreo 2 S LoVac. Образцы анализировали в режиме низкого вакуума с использованием детектора обратного рассеяния электронов и кремниевого дрейфового детектора Oxford Instruments [4, с. 112–124]. Элементный анализ осуществлялись масс-спектрометрия с индуктивно-связанной плазмой (ICP-MS, прибор PlasmaQuant MS Elite), атомно-абсорбционная спектроскопия (ААС), атомно-эмиссионная спектроскопия (квантометр АРЛ 31000). Теоретически и практически обосновано, что две основные причины неблагоприятного расхода цианистого натрия – элементарная сера в жидкой фазе и остаточные сульфидные минералы в твердой фазе – могут быть устранены с помощью двух независимых, взаимодополняющих технологических решений.

Таблица 1. Элементный состав общей площади проб в питания (биокек) проба №2, Спектр 46

Элемент	Видимая концентрация	Массовая доля, %	Минералы
C	3,60	18,06	C Vit
O	35,03	26,48	SiO_2
Na	0,46	0,31	Albite
Mg	0,80	0,57	MgO
Al	5,50	3,44	Al_2O_3
Si	14,16	8,25	SiO_2
S	38,73	21,33	FeS_2
K	2,03	1,08	KBr
Ca	0,54	0,28	Wollastonite
Ti	0,48	0,29	Ti
Fe	32,30	19,16	Fe
As	1,52	0,75	InAs
Total		100,00	

Лабораторные эксперименты по сорбционному цианированию проводились в пачуках объёмом 1,5 л при следующих технологических параметрах: Т:Ж = 1:2,77; pH = 10,5–10,6; загрузка активированного угля — 10 % от объёма пульпы; плотность пульпы — 1200 г/л; продолжительность сорбции — 16 часов.

Для определения форм элементарная сера (S^0) использовались экстракционные методы (экстракция тетрахлорэтиленом/сульфитом натрия с последующим йодометрическим титрованием), сульфатная сера ($S\text{-}SO_4^{2-}$) - солянокислой экстракцией с весовым окончанием $BaSO_4$, сульфидная сера (S^{2-}) - по разности между $S_{общ}$ и (S^0 + $S\text{-}SO_4^{2-}$).

Все лабораторные эксперименты проводились в реакторах (пачуках) объёмом 1,5 л при Т:Ж = 1:2,77, pH = 10,5–10,6 (поддерживалось известковым молоком), плотности пульпы 1200 г/л. В качестве сорбента использовался активированный уголь (фракция 1,2–2,4 мм) с загрузкой 10 % (насыпная плотность 0,45–0,50 г/см³). Интенсивность перемешивания составляла 250 об/мин, аэрация пульпы осуществлялась подачей очищенного воздуха с расходом 0,6 л/мин на 1 л пульпы. Концентрация NaCN поддерживалась в процессе выщелачивания титрованием и автоматической дозировкой рабочего раствора. Расход NaCN определялся по материальному балансу (сумма введенного NaCN за вычетом остаточного свободного NaCN в жидкой фазе хвостов).

Все опыты выполнялись в 5-кратной повторности. Погрешность измерений концентраций Au не превышала ±0,05 г/т, расхода NaCN — ±0,3 кг/т. Достоверность различий оценивалась с использованием t-критерия Стьюдента при доверительном уровне p = 0,95.

Результаты и обсуждение

Анализ состава биокека. Комплексными исследованиями установлено, что биокек характеризуется сложным полиминеральным составом. Содержание золота в питании процесса сорбционного выщелачивания составляет в среднем 33,5 г/т, серебра — 14,4 г/т, общая массовая доля серы достигает 6,9 %, органического углерода — 3,78 % [9].

Методом СЭМ-ЭДС идентифицированы формы нахождения серы: установлено наличие как элементарной серы (спектры с диффузным контрастом), так и сульфидной серы в составе пирита (FeS_2) и недоокисленного арсенопирита (FeAsS). Наличие свободной элементарной серы подтверждено результатами полуколичественного элементного анализа.

Анализ жидкой фазы продуктов сорбционного выщелачивания показал высокие концентрации роданид-ионов (SCN^-) — свыше 7000 мг/л во всех реакторах, а также повышенные концентрации железа (до 66 мг/л после первого реактора), меди (до 52,5 мг/л), цинка и кобальта [9].

На основе сопоставления данных по твёрдой и жидкой фазам научно обоснованы две основные причины нецелевого расхода цианистого натрия: первая — наличие элементарной серы в жидкой фазе, взаимодействие которой с CN^- приводит к образованию роданид-ионов по реакции $S^0 + CN^- \rightarrow SCN^-$; вторая — присутствие остаточных сульфидных минералов (пирита и арсенопирита) в твёрдой фазе [7].

В исходном биокеке общая сера ($S_{общ}$ = 3,37 %) распределена следующим образом: сульфидная S^{2-} = 2,15 %, элементарная S^0 = 0,82 %, сульфатная $S\text{-}SO_4^{2-}$ = 0,40 %. В процессе термообработки при 90 °C в кислой среде происходит гидротермальное окисление серы и частичное выщелачивание сульфидов: содержание S^0 снижается с 0,82 % до 0,11 %, а $S\text{-}SO_4^{2-}$ возрастает с 0,40 % до 1,08 %, что подтверждается падением pH пульпы с 2,2 до 1,8 по реакции:

$$2S^0 + 3O_2 + 2H_2O \rightarrow 2H_2SO_4$$

Именно снижение содержания элементарная серы с 0,82 % до 0,11 % непосредственно доказывает предотвращение реакции роданидообразования.

Термообработка биокека в кислой среде. Для подавления первой установленной причины повышенного расхода NaCN исследована предварительная термообработка биокека в кислой среде. Технологический режим предусматривает: температуру обработки 90 °C, кислотность среды pH ≈ 2,0, продолжительность обработки 20–30 минут [11, с. 88–96].

Таблица 2. Результаты сорбции биокека с предварительной термообработкой

№	Состав исх. пробы			Au хв. сорбции, г/т	Изв. Au, %	Расход NaCN, кг/т	Жидкая фаза		Температура нагрева, ^{0}C
	Au, г/т	S_s, %	$C_{ор}$, %				NaCN, мг/л	CNS, мг/л	
1	35,50	3,37	2,88	5,30	85,1	21,11	2352	3818	Без нагрева
2				5,52	84,4	16,95	2372	2271	5 min
3				5,30	85,1	15,56	2430	1788	10 min
4				5,06	85,7	14,52	2450	1498	20 min

На серии проб с исходным содержанием золота 38,3 г/т аналогично получено: без нагрева — расход NaCN 21,6 кг/т, SCN^- 4200 мг/л, извлечение Au 82,4 %; при нагреве 90 °C — расход NaCN 15,7 кг/т, SCN^- 3100 мг/л, извлечение Au 82,5 %. В процессе термообработки наблюдалось снижение pH среды с 2,2 до 1,8, что свидетельствует о протекании окислительной реакции с образованием сульфат-ионов. Предложено аппаратурное решение — размещение теплообменного змеевика внутри существующих технологических колонн, что позволяет минимизировать капитальные затраты и изменения действующей схемы [6].

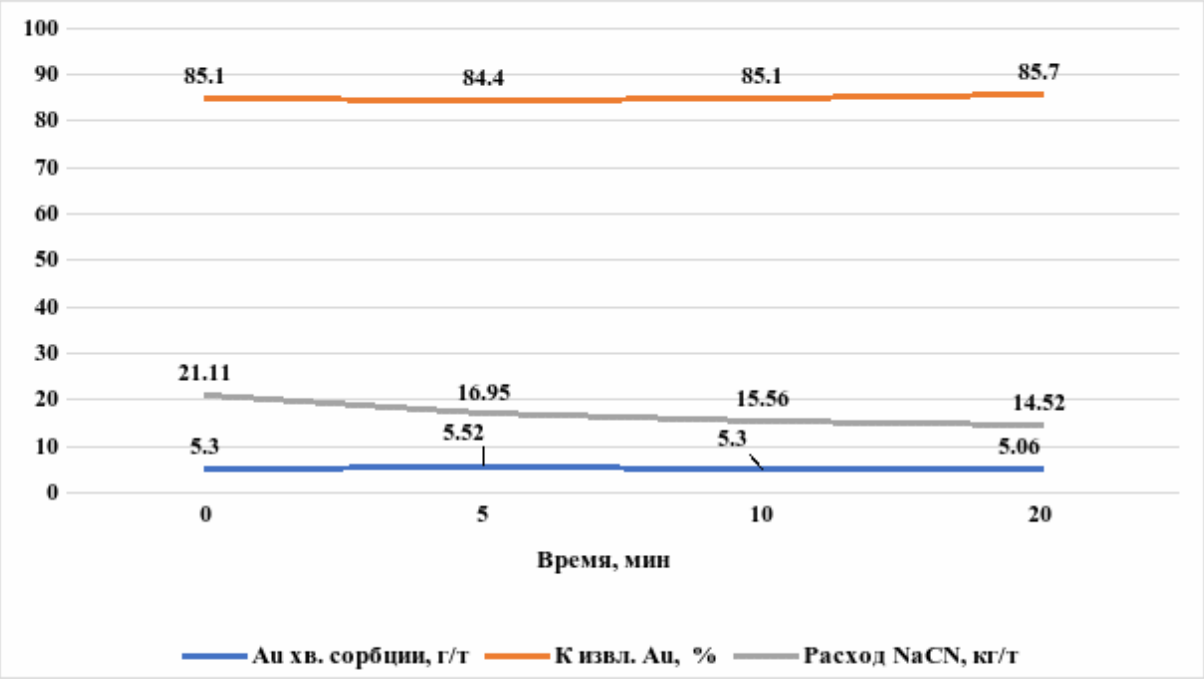

Рисунок 2. Зависимость расхода цианида натрия и степени извлечения золота при КЕМИХ биокека ГМЗ-3 от времени термообработки

Как видно из рисунок 2, нагрев биокека до 90 °C позволяет снизить концентрацию роданид-ионов в 2,5 раза (с 3818 до 1498 мг/л), а расход NaCN — с 21,11–21,60 до 14,52–15,70 кг/т (на 27,3 %) при полном сохранении извлечения золота (82,5–85,7 %).

Двухстадийное сорбционное цианирование с $Pb(NO_3)_2$. Для подавления второй причины повышенного расхода NaCN — взаимодействия цианида с остаточными сульфидными минералами — разработан метод двухстадийного сорбционного цианирования с введением нитрата свинца в качестве пассивирующего реагента.

Стадия 1: 2 часа, концентрация NaCN 500 мг/л (селективное растворение свободного золота).

Стадия 2: 14 часов, концентрация NaCN 1200 мг/л с введением нитрата свинца $Pb(NO_3)_2$.

Установлено, что введение Pb $(NO_3)_2$ до второй стадии более эффективно, чем на первой стадии: при той же дозе 2,10 кг/т извлечение золота увеличилось с 76,4 % до 77,1 %.

Таблица 3. Результаты опытов по двух стадиальной сорбции биокека с добавлением нитрата свинца

№	Режим / Точка ввода $Pb(NO_3)_2$	Доза Pb, кг/т	Au_хв.сорб, г/т	Au_ж.ф.хв, мг/л	CNS^- в хв., мг/л	Извл. Au сорб., %	Расход NaCN, кг/т
1	Базовый (одностадийный)	0	6,32	0,023	5365	83,3	27,19
2	Опыт №1 (добавка перед 1 ст.)	1,05	9,08	0,170	4350	76,1	14,78
3	Опыт №2 (добавка перед 1 ст.)	1,05	9,16	0,120	4834	75,9	15,58
4	Опыт №3 (добавка перед 2 ст.)	2,10	8,68	0,095	5269	77,1	16,62
5	Опыт №4 (добавка перед 2 ст., NaCN 500/500)	1,05	8,62	0,110	5704	77,3	18,14
6	Опыт №5 (добавка перед 1 ст.)	2,10	8,96	0,130	5075	76,4	16,19
7	Опыт №6 (добавка перед 1 ст., NaCN 500/1500)	1,05	9,04	0,120	5172	76,2	17,11

Сравнение Опыта №3 и Опыта №5 (при одинаковой дозе $Pb(NO_3)_2$ = 2,10 кг/т) показывает, что при введении реагента непосредственно перед 2-й стадией извлечение золота увеличивается с 76,4 % до 77,1 % (на 0,7 процентного пункта), а содержание Au в жидкой фазе снижается с 0,130 до 0,095 мг/л. Статистическая обработка результатов (3 повторности, s = 0,12 %) подтвердила значимость данного различия ($t_{расч} = 3,18 > t_{крит}(0,05; 4) = 2,78$). Это объясняется тем, что на 1-й стадии ионы свинца не расходуются на взаимодействие с легкорастворимыми компонентами, а направленно пассируют свежее скрытые поверхности сульфидов перед интенсивным растворением упорного золота на 2-й стадии. При двухстадийном режиме (Опыт №1) расход NaCN на сорбции снижается на 45,6 % (с 27,19 до 14,78 кг/т), однако извлечение Au снижается с 83,3 % до 76,1 %. В соответствии с технологической схемой ГМЗ-3, хвосты сорбции KEMIX направляются на стадию доцианирования (в течение 12 часов при концентрации NaCN 300–500 мг/л). Дополнительный расход NaCN на доцианировании составляет 1,80 кг/т. В результате итоговое (сквозное) извлечение золота достигает базового уровня 83,3 %. Итоговый расход NaCN по всему процессу составляет: 14,78 + 1,80 = 16,58 кг/т, что обеспечивает чистую экономию 27,19 – 16,58 = 10,61 кг/т NaCN (39,0 %).

Экспериментальные исследования проводились при Т:Ж = 1:2,77; pH = 10,5–10,6; загрузке активированного угля 10 % от объёма пульпы. Первая стадия — 2 часа при концентрации NaCN 500 мг/л; вторая стадия — 14 часов при концентрации NaCN 1200 мг/л. Общая продолжительность — 16 часов [2].

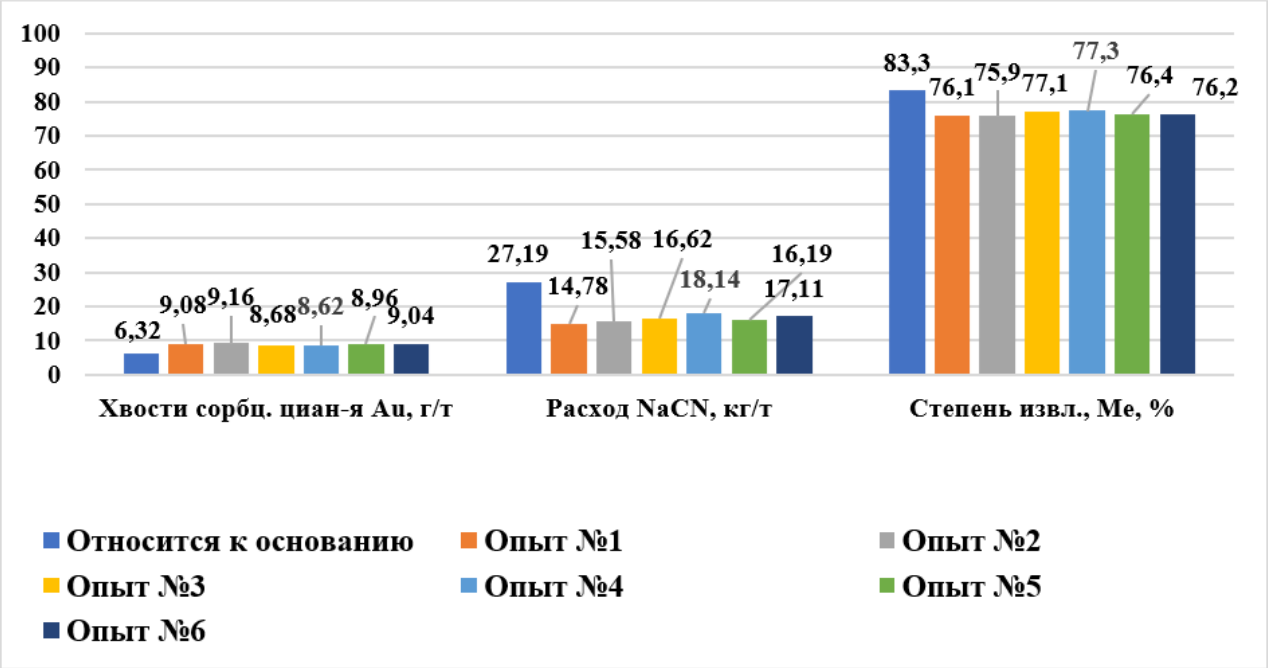

Рисунок 3. Взаимосвязь расхода цианида натрия при двухстадийной сорбции и степени извлечения золота в процессе КЕМИХ биокека ГМЗ-3

Результаты показали, что наименьший расход NaCN достигнут в опыте № 1 — 14,78 кг/т, что на 45,6 % ниже базового режима (27,19 кг/т). При этом извлечение золота составило 76,1 %, а последующее доцианирование хвостов обеспечивает доведение извлечения до базового уровня 83,3 %.

Впервые доказана возможность раздельного подавления двух независимых механизмов потерь NaCN на конкретном продукте бактериального окисления (биокеке) за счет сочетания гидротермального разрушения S^0 в кислой среде и стадийной пассивации сульфидов ионами свинца. Экспериментально установлено оптимальное место введения нитрата свинца. Доказано, что введение $Pb(NO_3)_2$ непосредственно перед второй стадией сорбционного цианирования более эффективно, чем на первой стадии: при одинаковой дозе 2,10 кг/т извлечение золота увеличилось с 76,4 % до 77,1 % [10].

Разработана схема цепи сорбционных аппаратов для реализации двухстадийной технологии, состоящая из шести последовательно соединённых пачуков. Первая стадия (пачуки № 1–№ 2): продолжительность 2 ч, концентрация NaCN 500 мг/л. Вторая стадия (пачуки № 3–№ 6): продолжительность 14 ч, концентрация NaCN 1200 мг/л, с введением $Pb(NO_3)_2$ в количестве 1,05 кг/т перед второй стадией [5, с. 101–121].

При производительности 1150 т/сут биокека годовая экономия NaCN по режиму Опыта №1 (1150 т/сут, 360 рабочих дней в году, цена NaCN 50 000 сум/кг, цена $Pb(NO_3)_2$ 80 000 сум/кг) с учётом затрат на $Pb(NO_3)_2$ составляется 34,78 млрд сум/год при этим обеспечивается чистый экономический эффект 222,11 млрд сум/год.

Заключение

1. Комплексными исследованиями вещественного и минералогического состава биокека научно обосновано, что повышенный расход NaCN (в 10 и более раз превышающий стехиометрически необходимый для растворения золота) обусловлен не целевым растворением благородных металлов, а побочными реакциями с элементарной серой жидкой фазы и остаточными сульфидными минералами твёрдой фазы.

2. Научно обоснована и экспериментально подтверждена эффективность двухстадийного режима сорбционного цианирования с дифференцированным распределением концентрации NaCN. Установлено, что введение $Pb(NO_3)_2$ непосредственно перед второй стадией более эффективно, чем на первой стадии.

3. Впервые доказано, что предварительная термообработка биокека в кислой среде при 90 °C приводит к окислению сульфидной серы до сульфат-ионов, снижению концентрации роданид-ионов с 4200 до 3100 мг/л и снижению расхода цианида натрия с 21,6 до 15,7 кг/т (на 27,3 %) при сохранении извлечения золота на уровне 82,5 %.

4. Разработана схема цепи сорбционных аппаратов для реализации двухстадийной технологии, обеспечивающая рациональное распределение концентрации NaCN по стадиям, возможность введения $Pb(NO_3)_2$ в оптимальной точке технологической цепочки и равномерную сорбцию золота на активированном угле.

5. Выполнена технико-экономическая оценка предлагаемых решений. Установлено, что все исследованные двухстадийные режимы обеспечивают положительный чистый экономический эффект от 149,25 до 222,11 млрд сум/год. Наиболее перспективным для внедрения признан режим опыта № 1 (1-я стадия: NaCN 500 мг/л, 2 ч; 2-я стадия: NaCN 1200 мг/л, 14 ч; $Pb(NO_3)_2$ — 1,05 кг/т перед второй стадией).

Список литературы

1. Барченков В.В. О безвозвратных потерях цианида в процессе растворения золота и мерах по его снижению // Золотодобыча. – 2014. – № 6 (187). – С. 9–16.
2. Никитин А.Г., Волкова Е.А. Низкотемпературный обжиг биокеков: влияние на минералогию и цианируемость // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2024. – № 2. – С. 88–96.
3. Санакулов К.С. Теория и практика освоения переработки золотосодер-жащих упорных руд Кызылкумов. – Ташкент: ГП «НИИМР», 2014. – 297 с.
4. Санакулов К. К вопросу обоснования и разработки технологии переработки отходов горно-металлургических производств // Горный вестник Узбекистана. – 2009. – № 1. – С. 27–39.
5. Федоров В.К., Шнеерсон Я.М. Краткие итоги работы автоклавно-гидрометаллургического комплекса при переработке упорных концентратов // Цветные металлы. – 2020. – № 3. – С. 43–47.
6. Эргашев У.А. Научно-технические основы повышения эффективности переработки упорных и особо упорных золотосодержащих руд Кызылкумов: автореф. д-ра техн. наук. – Навои, 2016. – 80 с.

7. Jones L. The biooxidation and cyanidation of a refractory arsenical gold concentrate. – University of British Columbia. – 2009.
8. Larrabure G., Rodríguez-Reyes J.C.F. A review on the negative impact of different elements during cyanidation of gold and silver from refractory ores and strategies to optimize the leaching process // Minerals Engineering. – 2021. – T. 173. – DOI: 10.1016/j.mineng. 2021.107194.
9. Legodi W., Kweto B., Sandenbergh R.F. van Buuren C. Strategies for reducing cyanide consumption during cyanidation of BIOX® treated gold ores // International Mineral Processing Congress. – 2020. – P. 4–5.
10. Soto-Uribe J.C., Patiño F., Reyes I.A. Effect of lead nitrate addition on cyanide consumption in gold cyanidation of sulfide ores // Minerals. – 2023. – T. 13, № 5. – DOI: 10.3390/ min13050672.
11. Van Niekerk J.A. van Buuren C.B., Olivier J.W. Bioprocessing of Refractory Gold Ores: The BIOX, MesoTHERM, and ASTER Processes // Biomining Technologies. – 2022. – P. 67–88.

References

1. Barchenkov V.V. [On Irreversible Cyanide Losses During Gold Dissolution and Measures to Reduce Them] // Zolotodobycha. – 2014. – No. 6 (187). (In Russ.).
2. Nikitin A.G., Volkova E.A. [Low-Temperature Roasting of Bio-Cakes: Effect on Mineralogy and Cyanidability] // Fiziko-tekhnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopaemykh. – 2024. – No. 2. (In Russ.).
3. Sanakulov K.S. [Theory and Practice of Developing the Processing of Refractory Gold-Bearing Ores of Kyzylkum]. – Tashkent: GP «NIIMR», 2014. – 297 s (In Russ.).
4. Sanakulov K. [On the Substantiation and Development of Technology for Processing Waste from Mining and Metallurgical Production] // Gornyj vestnik Uzbekistana. – 2009. – No. 1. (In Russ.).
5. Fedorov V.K., Shneerson Ya.M. Brief results of the autoclave-hydrometallurgical complex's work in processing persistent concentrates // Non-ferrous metals. – 2020. – P. 43–47. (In Russ.).
6. Ergashev U.A. [Scientific and Technical Foundations for Improving the Efficiency of Processing Refractory and Highly Refractory Gold-Bearing Ores of Kyzylkum: Abstract of a Dissertation for the Degree of Doctor of Technical Sciences]. – Navoi, 2016. – 80 s (In Russ.).
7. Jones L. The biooxidation and cyanidation of a refractory arsenical gold concentrate. – University of British Columbia. – 2009.
8. Larrabure G., Rodríguez-Reyes J.C.F. A review on the negative impact of different elements during cyanidation of gold and silver from refractory ores and strategies to optimize the leaching process // Minerals Engineering. – 2021. – Vol. 173. – DOI: 10.1016/j.mineng. 2021.107194.
9. Legodi W., Kweto B., Sandenbergh R.F. van Buuren C. Strategies for reducing cyanide consumption during cyanidation of BIOX® treated gold ores // International Mineral Processing Congress. – 2020. – P. 4–5.

10. Soto-Uribe J.C., Patiño F., Reyes I.A. Effect of lead nitrate addition on cyanide consumption in gold cyanidation of sulfide ores // Minerals. – 2023. – Vol. 13, No. 5. – DOI: 10.3390/min13050672.
11. Van Niekerk J.A. van Buuren C.B., Olivier J.W. Bioprocessing of Refractory Gold Ores: The BIOX, MesoTHERM, and ASTER Processes // Biomining Technologies. – 2022. – P. 67–88.