



ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ ЗОЛОТА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРУДКОВЫХ ВОД ХВОСТОХРАНИЛИЩА

Санакулов К. ^{1[0000-0002-9998-4366]}, Чулиев Ф.Г.², Бабаев Б.Б.³

¹АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», генеральный директор, DSc

E-mail: info@ngmk.uz

²АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», директор ГМЗ-7, PhD

E-mail: info@ngmk.uz

³АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», заместитель начальника отдела по производству, E-mail: info@ngmk.uz

Аннотация. В статье представлены результаты исследований по повышению технологической эффективности переработки техногенных отходов кучного выщелачивания золота (хвостов КВ). Проведён химический и рациональный анализ хвостов, установлены формы нахождения золота и его цианируемость. Изучена возможность применения оборотных цианистых растворов, что позволило снизить расход цианида до 0,1 кг/т. Проведено сравнение сорбционных свойств активированного угля и ионообменной смолы, показано преимущество угля как по селективности, так и по ёмкости к золоту и серебру. Установлено, что использование прудковых вод хвостохранилища вместо части технологической воды улучшает показатели сорбционного цианирования и повышает степень извлечения золота до 77,26%. Предложенная схема позволяет снизить водопотребление и повысить экологическую и экономическую эффективность переработки техногенных отходов.

Ключевые слова: золото, кучное выщелачивание, техногенные отходы, хвосты, цианирование, оборотные растворы, сорбция, активированный уголь, прудковая вода, извлечение золота.

Abstract. This article presents research results aimed at enhancing the technological efficiency of processing gold heap leaching tailings. Chemical and rational analyses determined the forms and cyanidation behavior of gold in the tailings. The possibility of using recycled cyanide solutions was studied, resulting in a reduction of sodium cyanide consumption to 0.1 kg/t. Sorption properties of activated carbon and ion-exchange resins were compared, demonstrating the superior selectivity and capacity of carbon for gold and silver. It was established that replacing part of the technological water with pond water from the tailing's storage facility improves sorption-cyanidation performance, increasing gold recovery up to 77.26%. The proposed processing scheme reduces fresh water consumption and enhances both environmental and economic efficiency in the treatment of technogenic waste.

Keywords: gold, heap leaching, tailings, technogenic waste, cyanidation, recycled solutions, sorption, activated carbon, pond water, gold recovery.

Annotatsiya. Maqlada oltinni uyumda tanlab eritishda hosil bo'lgan texnogen chiqindilarni (xvostlar) qayta ishlash samaradorligini oshirish bo'yicha o'tkazilgan tadqiqotlar natijalari keltiriladi. Xvoslarning kimyoviy va ratsional tahlili amalga oshirilib, oltinning shakllari hamda uning sianlanish darajasi aniqlangan. Aylanuvchi sianid eritmalaridan foydalanish imkoniyati o'rganilib, natijada NaCN sarfi 0,1 kg/t gacha kamaytirildi. Aktivlangan ko'mir va ion-almashinish smolasining sorbsion xususiyatlari taqqoslanib, ko'mirning yuqori selektivligi va sig'imi isbotlandi. Chiqindixona oqava suvlaridan texnik suvning bir qismini almashtirish sorbsion sianlash jarayonini yaxshilab, oltin ajratib olish darajasini 77,26% gacha oshirdi. Taklif etilgan texnologiya suv sarfini kamaytiradi va texnogen chiqindilarni qayta ishlashning ekologik hamda iqtisodiy samaradorligini oshiradi.

Kalit so'zlar: oltin, uyumda tanlab eritish, texnogen chiqindilar, xvostlar, sianlash, aylanuvchi eritmalar, sorbsiya, aktivlangan ko'mir, hovuz suvlari, oltinni ajratib olish.



Введение

Для большинства горнодобывающих предприятий мира повышение эффективности переработки сырья, снижение негативного воздействия производства на окружающую среду и обеспечение конкурентоспособности продукции остаются важнейшими задачами. Республика Узбекистан обладает крупными запасами бедных золотосодержащих руд, характеризующихся низким содержанием золота и серебра. В связи с этим разработка комплексных технологий переработки и извлечения благородных металлов, включая вовлечение техногенных отходов, приобретает особую значимость.

Современные исследования уделяют особое внимание переработке отходов кучного выщелачивания, образующихся при разработке забалансовых руд. Вовлечение техногенных месторождений позволяет компенсировать ухудшение горно-геологических условий, падение средних содержаний металлов в руде и истощение запасов. Важным направлением является совершенствование технологий извлечения металлов с применением оборотных вод и сорбционных методов очистки растворов.

Объект исследования

Практика Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК) при переработки забалансовых руд методом кучного выщелачивания показала, что для достижения высоких показателей извлечения золота забалансовая руда карьера Мурунтау должна быть измельчена до класса -3,25 мм (90%). Полученные взаимосвязи степени извлечения золота с крупностью дробления руды были использованы в технико-экономических расчетах для обоснования экономически целесообразной степени извлечения золота (65% при содержании 1,6 г/т и 50% при содержании 1,09 г/т), высоты яруса выщелачиваемой руды (10 м) и плотности орошения штабеля раствором реагента (10 д/м² в час). Однако, несмотря на достигнутую эффективность процесса в хвостах КВ остается до 50% недотвлеченного золота.

Результаты химического анализа приведены в таблице 1, которые показали, что единственным ценным компонентом техногенных отходов Цеха кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) пригодным для дальнейшего получения в промышленных условиях является золото [1-3].

Таблица 1.

Химический состав техногенных отходов

Элемент, в пересчёте на:	Содержание, %	Элемент, в пересчёте на:	Содержание, %
SiO ₂	66,80	S _{общ}	1,06
Al ₂ O ₃	9,70	S _s	0,54
TiO ₂	0,60	SO ₃	1,3
FeO	2,57	Fe _{общ}	3,20
Fe ₂ O ₃	1,71	Fe ²⁺	2,00
CaO	3,00	Fe ³⁺	1,20
MgO	1,70	C _{общ}	0,57
Na ₂ O	0,94	C _{орг}	0,28
K ₂ O	3,30	CO ₂	1,06
MnO	0,05	Au, г/т	0,65
As	<0,087	Ag, г/т	0,4



По результатам рационального анализа техногенных отходов (хвостов ЦКВЗ) на золото в цианируемой форме находится 67,2% от общего содержания золота (0,64 г/т), Извлекаемое цианированием после обработки NaOH (покрыто плёнками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнезёмом) – 17,2 %, Извлекаемое цианированием после обработки соляной кислотой (ассоциированное с оксидами, гидроксидами железа, хлоритами, карбонатами) – 10,9%, а тонко вкрапленное золото в породообразующие минералах 4,7%.

С учетом проведенных исследований характеристик техногенных отходов проведены исследования для изучения возможности извлечения золота и сокращения экономических затрат целесообразно применения оборотных вод при переработке отходов кучного выщелачивания золота.

Методы и результаты исследования

С целью изучения возможности повторного использования циансодержащих растворов были выполнены эксперименты с оборотом цианистых растворов. Опыты осуществляли следующим образом. После завершения процесса растворения золота из первой навески пульпу фильтровали, фильтрат направляли на цианирование второй свежей навески, кек подвергали промывке от растворенного металла и направляли на пробирный анализ. В третьем и четвертом экспериментах навеску исходных хвостов уменьшали с целью максимального использования растворов в обороте. Результаты опытов представлены в таблице 2.

Таблица 2.
Результаты по цианированию хвостов ЦКВЗ с оборотом растворов

N ^o	Концентрация Au в растворе, мг/л	Содержание Au в кеке, г/т	Содержание Au и по балансу, г/т	Извлечение Au от исходного, %	Извлечение Au по балансу, %	Конечная концентрация NaCN, г/л	Расход NaCN, кг/т
0	0,3	0,24±0,11	0,54	62,5	62,5	0,75	1,0
1	0,66	0,27±0,11	0,63	57,8	57,1	0,9	0,25
2	1,1	0,29±0,11	0,63	54,7	53,9	0,6	0,1
3	1,4	0,30±0,11	0,6	53,1	50,0	0,8	0,4

Примечание. Условия цианирования: измельчения 80,0 %, класса минус 0,071 мм, pH 10,5-11,0, отношение Ж:Т=1:1, продолжительность цианирования 20 ч., расход извести – 7,0 кг/т (активность CaO – 63 %), концентрация NaCN 1,0 г/л.

Далее проводились исследования по построению изотермы сорбции Au с использованием активного угля и ионообменной смолы. Результаты, представленные в таблице 3, показывают, что смола проявляет незначительно лучшие (приблизительно на 18%) сорбционные свойства, чем уголь, и, следовательно, оба сорбента могут быть использованы для извлечения растворённого золота из пульпы цианирования хвостов ЦКВЗ.

Как следует из таблицы 3, использование цианистых растворов в обороте оказывает влияние на показатели извлечения Au и существенно снижает расход цианистого натрия от 1 кг/т до 0,1 кг/т, чем представляется интересным и требует дополнительных исследований.



Таблица 3.

Результаты опытов по определению изотерм сорбции Au активным углем и ионообменной смолой из пульпы цианирования хвостов ЦКВЗ

Масса твёрдой фазы, кг	Объём жидкой фазы, л	Масса сорбента, г	Равновесная концентрация Au в растворе, мг/л	Содержание Au в сорбенте по анализу, мг/г
ИОНОБМЕННАЯ СМОЛА				
0,19	0,25	0,35	0,02	0,23
0,60	0,78	0,36	0,09	0,34
3,10	4,03	0,42	0,21	0,89
6,24	8,11	0,37	0,23	1,00
АКТИВИРОВАННЫЙ УГОЛЬ				
0,25	0,32	0,58	0,04	0,20
0,52	0,68	0,58	0,05	0,31
1,85	2,40	0,58	0,14	0,69

Примечания: прочие условия: расход NaCN – 1,0 кг/т; продолжительность агитации – 72 ч; содержание извлекаемого Au в продукте – 0,39 г/т; отношение Ж:Т=1,3:1

При реализации переработки хвостов ЦКВЗ предусматривали использование в технологическом процессе вторичной воды из действующего хвостохранилища.

Солевой состав прудковых приведен ниже в таблице 4, где pH – 9 и жёсткость воды составляет 25,9 мг-экв/дм³.

Таблица 4.

Содержание основных элементов и соединений в исходной воде прудка

Наименование	Показатель	Наименование	Показатель
Ca ⁺² (мг/дм ³)	520	Cr (мг/дм ³)	< 0,05
Mg ⁺² (мг/дм ³)	< 1,0	As (мг/дм ³)	25,0
Fe _{общ} (мг/дм ³)	0,25	K (мг/дм ³)	515,0
Cl (мг/дм ³)	510,0	Na (мг/дм ³)	550,0
NO ₂ ⁻ (мг/дм ³)	450,0	CO ₃ ²⁻ (мг/дм ³)	320,0
NO ₃ ⁻ (мг/дм ³)	60	Pb (мг/дм ³)	0,10
SO ₄ ²⁻ (мг/дм ³)	1800	Zn (мг/дм ³)	< 0,05
Mn (мг/дм ³)	0,058	Ni (мг/дм ³)	0,045
Cu (мг/дм ³)	0,116	Co (мг/дм ³)	0,12

Сорбция из вторичных вод проведена в динамическом режиме, где порции сорбентов помещены в специальные колонки, через которые непрерывно пропускали исходную воду из прудка хвостохранилища. Изменение состава исходной воды и после сорбции представлено в табл.5.

Таблица 5.

Содержание золота, серебра и примесей в исходной воде прудка и после сорбции

Наименование	Концентрация, мг/л					
	Au	Ag	Cu	Fe	Ni	Zn
Исходная вода	0,035	0,16	2,0	0,35	0,87	0,15
Вода после сорбции	Активированный уголь	0,01	0,1	0,47	следы	0,63
	Ионообменная смола	0,015	0,12	1,75	следы	0,69

По результатам анализа проведенных испытаний установлено, что уголь в процессе сорбции проявляет более селективные сорбционные свойства по металлам-примесям, в сравнении с ионообменной смолой, что улучшает показатели по степени очистки оборотной воды от металлов примесей. При этом ёмкость угля по золоту и серебру заметно превышает ёмкость смолы при прочих равных условиях (таблица 6).

Таблица 6.

Содержание золота, серебра и примесей в сорбентах

Сорбент	Содержание элементов, мг/г					
	Au	Ag	Cu	Ni	Fe	Zn
Активированный уголь	0,60	1,34	25,6	4,5	1,00	0,75
Ионообменная смола	0,58	0,66	23,2	3,0	0,56	0,87

В связи с этим, в дальнейших исследованиях в качестве сорбента использовался активированный уголь. На нём проведён ряд экспериментов с целью изучения кинетики сорбции. Работа заключалась в сорбции золота из оборотной воды на сорбент (порциями по 1 г) в динамическом режиме ($V = 3$ л/ч). При этом через 12, 24, 36, 48, 72 и 96 ч порции сорбента извлекались из колонн и анализировались на содержание золота. Результаты представлены на рисунке 1.

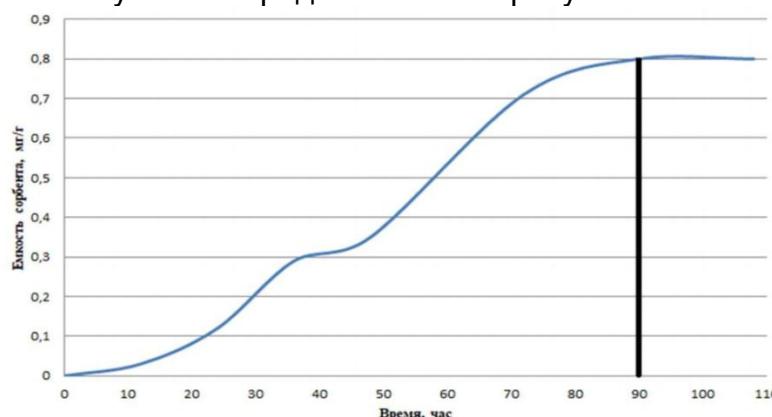


Рис.1. Зависимость насыщения сорбента золотом от времени сорбции из оборотной воды с исходной концентрацией Сисх.=0,035 мг/л.

© International Journal of Advanced Technology and Natural Sciences Vol.4(6), 2025, IF=4.372, ICV:59.77



Как видно из рисунка 1, максимальная ёмкость сорбента по золоту достигается за 90 ч и составляет 0,8 мг/г.

Для сравнения влияние использования прудковых вод при сорбционном цианирование на показатели извлечения золота были проведены опыты с использованием прудковых вод. Результаты приведены в таблице 7.

Таблица 7.

Результаты сравнения использования прудковых вод при сорбционном цианирование

№	Наименование	Исходное содержание Au в пробе, г/т	Содержание Au в кеке после сорбции, г/т	Извлечение Au от исходного, %
1	Технологическая вода	0,58	0,142	75,5
2			0,140	75,9
3			0,139	76
4			0,141	75,7
5	Прудковая вода	0,58	0,130	77,6
6			0,129	77,8
7			0,131	77,4
8			0,131	77,4

Примечание. Условия цианирования: измельчения 80,0% класса минус 0,071 мм, pH 10,5-11,0, отношение Ж:Т=1:1, продолжительность цианирования 20 ч., расход извести – 7,0 кг/т (активность CaO – 63 %), концентрация NaCN – 1,0 г/л.

Заключение

Таким образом, опытно-промышленными испытаниями предлагаемой технологической схемы с применением прудковых вод хвостохранилища ГМЗ-2 удалось достичь извлечения золота 77,26% золота. Расход вновь добавляемой технической воды составляет 1900 м³/час, а при использовании оборотной воды расход технической сокращается на 400 м³/час, то есть добавляется 1500 м³/час прудковой воды хвостохранилища вместо технической.

Список использованной литературы:

- [1]. Чулиев Ф.Г., Шмакина М.Г., Кароматов С.С. Определение оптимальных параметров переработки хвостов ЦКВЗ на ГМЗ-7. статья // Горный вестник Узбекистана № 2 (89) г. Навои Апрель-Июнь 2022 г. С. 82-85.
- [2]. Санакулов К., Чулиев Ф.Г. Повышение технологических показателей переработки техногенных отходов в АО НГМК // Научный журнал Россия Universum: технические науки, выпуск: 5(110) г. Москва Май 2023 г. С. 11.
- [3]. Чулиев Ф.Г., Хамидов Р.А. Повторное вовлечение в оборот вод хвостохранилищ перерабатывающего предприятия оборотных вод // Горный вестник Узбекистана № 3 (98) г. Навои Июль-Сентябрь 2024 г. С. 32-35.