Статья поступила в редакцию: 12.09.2026
Статья принята к публикации: 18.09.2026
Статья опубликована: 28.10.2026

УДК 669.273.3

Комплексная переработка техногенных отходов гидрометаллургических заводов с извлечением благородных и редких металлов

Вохидов Бахриддин Рахмидинович
проф. кафедры Металлургии
Навоийский государственный горно-технологический университет
Республика Узбекистан, г. Навои
ORCID ID: 0000-0002-0819-6752
E-mail: bakhriddin.vokhidov@mail.ru
Рустамов Исломжон Илхомович
помощник ректора, Университет информационных технологий и менеджмента
Республика Узбекистан, г. Карши
ORCID ID: 0009-0005-3508-806X
E-mail: islom4744740@gmail.com
Мамараимов Гайрат Фарходович
доц. кафедры Металлургия
Навоийский государственный горно-технологический университет
Республика Узбекистан, г. Навои
Боймуродов Нажмиддин Абдукодирович
доц. кафедры Геология и горное дело
Каршинский государственный технический университет
Республика Узбекистан, г. Карши
ORCID ID: 0009-0007-7820-7799
E-mail: najmiddinboy-94@mail.ru

Comprehensive processing of technogenic waste from hydrometallurgical plants with the recovery of noble and rare metals

Vokhidov Bakhriddin Rakhmidinovich
professor of the Department of Metallurgy
Navoi State University of Mining and Technologies
Uzbekistan, Navoi
Rustamov Islomjon Ilkhomovich
Assistant
to the Rector, University of Information Technologies and Management
Uzbekistan, Qarshi
Mamarayimov Gayrat Farkhodovich
Associate Professor of the Department of Metallurgy
Navoi State University of Mining and Technologies
Uzbekistan, Navoi

Библиографическое описание: Комплексная переработка техногенных отходов гидрометаллургических заводов с извлечением благородных и редких металлов // Universum: технические науки : электрон. научн. журн. Вохидов Б.Р. [и др.]. 2026. 10(151). URL: https://7universum.com/ru/tech/archive/item/23437

Boymurodov Najmiddin Abdukodirovich
Associate Professor of the Department of Geology and Mining
Karshi State Technical University
Uzbekistan, Karshi

Аннотация

В статье представлены результаты исследований по разработке комплексной технологии переработки техногенных отходов гидрометаллургических заводов с целью извлечения благородных и редких металлов. Объектом исследования являлись хвосты переработки золотосодержащих сульфидных руд, накопленные в хвостохранилищах гидрометаллургических производств. Химический и минералогический состав исходного материала изучали методами пробирного анализа, атомно-эмиссионной спектроскопии, сканирующей электронной микроскопии с энергодисперсионным анализом и масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой. На основании полученных данных исследованы следующие процессы: флотационное и гравитационное обогащение, спекающий обжиг с карбонатом натрия, водное и кислотное выщелачивание, а также сорбционное цианирование.

Установлено, что наиболее эффективные режимы флотации обеспечивают извлечение золота до 46,70 %, серебра до 40,16 %, вольфрама до 30,52 % и ванадия до 27,56 % в коллективный концентрат. Гравитационное обогащение позволяет дополнительно концентрировать вольфрам и благородные металлы в малом объёме продукта. Последующая термическая и гидрометаллургическая обработка обеспечивает перевод вольфрама и ванадия в растворимые соединения и создаёт условия для последующего извлечения золота и серебра. Предложенная комбинированная схема позволяет комплексно использовать техногенное сырьё, расширить минерально-сырьевую базу предприятия и снизить экологическую нагрузку.

Abstract

The article presents the results of research aimed at developing an integrated technology for processing technogenic waste from hydrometallurgical plants in order to recover precious and rare metals. The study focused on tailings generated during the processing of gold-bearing sulfide ores and accumulated in hydrometallurgical tailing storage facilities. The chemical and mineralogical composition of the initial material was investigated using fire assay, atomic emission spectroscopy, scanning electron microscopy with energy-dispersive analysis, and inductively coupled plasma mass spectrometry. Based on the obtained data, flotation and gravity concentration, sodium-carbonate roasting, water and acid leaching, and sorption cyanidation were investigated. The most effective flotation conditions provided recoveries of up to 46.70 % for gold, 40.16 % for silver, 30.52 % for tungsten, and 27.56 % for vanadium into a collective concentrate. Gravity concentration additionally enabled tungsten and precious metals to be concentrated into a low-mass product. Subsequent thermal and hydrometallurgical treatment promoted the conversion of tungsten and vanadium into soluble compounds and created favorable conditions for the further recovery of gold and silver. The proposed combined flowsheet enables more complete utilization of technogenic raw materials, expansion of the enterprise’s mineral resource base, and reduction of environmental impacts.

Ключевые слова: техногенные отходы, хвосты гидрометаллургических заводов, благородные металлы, редкие металлы, золото, серебро, вольфрам, ванадий, флотация, гравитационное обогащение, спекающий обжиг, выщелачивание, сорбционное цианирование, комплексная переработка.

Keywords: technogenic waste, hydrometallurgical plant tailings, precious metals, rare metals, gold, silver, tungsten, vanadium, flotation, gravity concentration, roasting, leaching, sorption cyanidation, integrated processing.

Введение

Техногенные минеральные образования в настоящее время рассматриваются как дополнительный источник благородных, цветных и редких металлов, особенно в условиях постепенного истощения легкообогатимых природных руд. Центрально-Кызылкумский горнорудный район Узбекистана характеризуется значительными объёмами накопленного техногенного сырья. По данным опубликованных исследований, в результате многолетней эксплуатации месторождений Центрально-Кызылкумского горнорудного района сформированы значительные объёмы техногенного минерального сырья и отходов [8; 10].

Значительная часть этих материалов представлена хвостами обогащения в гидрометаллургической переработке золотосодержащих руд, в которых сохраняются остаточные количества благородных, редких и сопутствующих металлов. Вовлечение таких отходов во вторичную переработку позволяет не только расширить минерально-сырьевую базу предприятий, но и снизить экологическую нагрузку, связанную с длительным хранением техногенных материалов [8; 10]. Современная промышленная практика НГМК также подтверждает актуальность данного направления: гидрометаллургический завод № 7 специализируется на переработке техногенного сырья и рассчитан на переработку порядка 15–16 млн т отходов в год.

Особый интерес представляют хвосты переработки сульфидных золотосодержащих руд, содержащие остаточные количества золота и серебра, а также вольфрам, ванадий, палладий и другие ценные компоненты. Исследования показывают перспективность сочетания гравитационного и флотационного обогащения с последующей термической и гидрометаллургической переработкой для более полного извлечения ценных компонентов из такого сырья [8; 6; 10].

Цель исследования заключается в разработке и экспериментальном обосновании комплексной технологии переработки техногенных отходов гидрометаллургических заводов, обеспечивающей последовательное извлечение благородных и редких металлов с использованием флотационного и гравитационного обогащения, спекающего обжига, водного и кислотного выщелачивания и сорбционного цианирования.

Материалы и методы

Объектом исследования являлись пробы техногенных отходов гидрометаллургических заводов, представляющие собой твёрдые остатки переработки золотосодержащих сульфидных руд. Исходные пробы отбирали из хвостохранилища и использовали для определения химического, минералогического и технологического состава материала.

Химический и минералогический состав исследовали с применением пробирного анализа, атомно-эмиссионной спектроскопии, сканирующей электронной микроскопии с энергодисперсионным анализом на приборе JEOL JSM-IT200, а также масс-спектрометрии с индуктивно связанной плазмой. Полуколичественный спектральный анализ использовали для выявления благородных, редких и сопутствующих элементов в составе техногенного сырья.

Технологические исследования включали флотационное и гравитационное обогащение, спекающий обжиг, водное и кислотное выщелачивание, а также сорбционное цианирование. Перед флотацией материал измельчали в лабораторной шаровой мельнице до крупности 80 % класса –0,074 мм. Флотационные опыты проводили в лабораторных машинах с камерой объёмом 3 л с использованием сульфата меди, ксантогената калия и пенообразователя Т-92. Было выполнено пять серий опытов с изменением расхода реагентов и продолжительности отдельных стадий процесса.

Гравитационное обогащение выполняли на центробежных концентраторах Knelson по двухстадиальной схеме при крупности материала 80 % класса —0,074 мм, расходе воды 3 л/мин., центробежном ускорении 90 G и продолжительности концентрации 10 мин. на каждой стадии.

Полученные флотационные и гравитационные концентраты подвергали спекающему обжигу с добавлением 5 % карбоната натрия при температуре 650–700 °C в течение 4 часов. После обжига проводили водное выщелачивание при 80–85 °C, а затем кислотную обработку серной кислотой. Остаточный кек после кислотного выщелачивания направляли на сорбционное цианирование с целью извлечения золота и серебра.

Эффективность технологических операций оценивали по выходу концентратов, содержанию и степени извлечения золота, серебра, вольфрама и ванадия. Полученные результаты использовали для обоснования последовательности операций в комплексной технологической схеме переработки техногенного сырья.

Результаты и обсуждение

Проведённые исследования позволили установить особенности вещественного состава техногенных отходов, определить эффективность флотационного и гравитационного обогащения и обосновать последовательность последующих пирометаллургических и гидрометаллургических операций. Полученные результаты рассмотрены с позиции комплексного извлечения золота, серебра, вольфрама и ванадия из техногенного минерального сырья.

1. Результаты минералогического анализа

Полученные результаты свидетельствуют о сложном поликомпонентном составе исследуемых отходов. Наличие золота и серебра в ассоциации с сульфидными и железосодержащими фазами указывает на необходимость предварительного раскрытия минеральных сростков перед гидрометаллургической переработкой. Одновременно присутствие вольфрама и ванадия определяет целесообразность комплексного подхода, предусматривающего не только извлечение благородных металлов, но и получение

дополнительных продуктов из редких и сопутствующих компонентов. Перспективность комплексной переработки техногенного сырья для извлечения благородных и редких металлов отмечалась также в ранее опубликованных исследованиях [8; 12; 6].

2. Флотационное обогащение

Проведённые флотационные исследования показали, что наиболее высокие показатели комплексного извлечения ценных компонентов получены в опытах № 4 и № 5. В опыте № 4 извлечение золота составило 46,70 %, серебра — 37,35 %, вольфрама — 28,02 % и ванадия — 24,71 %. В опыте № 5 извлечение серебра увеличилось до 40,16 %, вольфрама — до 30,52 %, а ванадия — до 27,56 %.

Таблица 1. Результаты флотационного обогащения хвостов гидрометаллургических заводов

Наименование продуктов	Вес, гр.	Выход, %	Содержание, г/т				Извлечение, %			
			Au	Ag	W	V	Au	Ag	W	V
Опыт № 4										
Концентрат 1	70,00	7,00	1,50	2,50	10,20	159,30	23,86	14,34	11,14	9,33
Концентрат 2	66,00	6,60	0,95	2,42	9,20	155,60	14,25	13,09	9,47	8,60
Концентрат 3	54,00	5,40	0,7	2,24	8,80	150,00	8,59	9,91	7,41	6,78
Объедин.й концентрат	**190,00**	**19,00**	**1,08**	**2,40**	**9,45**	**155,37**	**46,70**	**37,35**	**28,02**	**24,71**
Хвосты	810,00	81,00	0,29	0,94	5,70	111,05	53,30	62,65	71,98	75,29
Исх. материал	1000,00	100,00	0,44	1,22	6,41	119,47	100,00	100,00	100,00	100,00
Опыт № 5										
Концентрат 1	76,00	7,60	0,95	2,60	10,50	162,00	16,41	16,20	12,45	10,31
Концентрат 2	74,00	7,40	0,89	2,21	9,60	159,00	14,97	13,40	11,08	9,85
Концентрат 3	56,00	5,60	0,68	2,30	8,00	158,00	8,65	10,56	6,99	7,41
Объедин.й концентрат	**206,00**	**20,60**	**0,86**	**2,38**	**9,50**	**159,83**	**40,03**	**40,16**	**30,52**	**27,56**
Хвосты	794,00	79,40	0,33	0,92	5,61	109,00	59,97	59,84	69,48	72,44
Исх. материал	1000,00	100,00	0,44	1,22	6,41	119,47	100,00	100,00	100,00	100,00

Сопоставление результатов опытов № 4 и № 5 показывает, что изменение режима флотации по-разному влияет на распределение отдельных ценных компонентов. В опыте № 4 достигнуто максимальное извлечение золота — 46,70 %, тогда как в опыте № 5 получены более высокие показатели извлечения серебра, вольфрама и ванадия. Следовательно, оптимальный режим флотации следует выбирать с учётом комплексного извлечения всех ценных компонентов, а не только одного металла. Полученные результаты подтверждают целесообразность использования флотации как предварительной стадии комплексной переработки техногенного сырья [8; 12].

3. Гравитационное обогащение

Для оценки возможности предварительного концентрирования тяжёлых минералов исследовано гравитационное обогащение техногенных отходов на центробежном концентраторе Knelson. Испытания проводили по двухстадиальной схеме при крупности материала 80 % класса –0,074 мм, расходе воды 3 л/мин., центробежном ускорении 90 G и продолжительности концентрации 10 мин. на каждой стадии.

Установлено, что гравитационный метод позволяет получить небольшой по массе концентрат с повышенным содержанием вольфрама и благородных металлов. При переработке усреднённой пробы № 2 выход объединённого концентрата составил 3,91 %. Содержание золота в концентрате достигло 0,73 г/т, серебра — 2,17 г/т, вольфрама — 27,42 г/т и ванадия — 133,30 г/т. Извлечение золота составило 5,41 %, серебра — 6,95 %, вольфрама — 15,54 % и ванадия — 4,36 %. Для других исследованных проб извлечение золота составляло 4,54–4,93 %.

Несмотря на более низкую степень извлечения ценных компонентов по сравнению с флотацией, гравитационное обогащение обеспечивает существенное концентрирование вольфрама в небольшом по массе продукте. Это позволяет рассматривать центробежную концентрацию как вспомогательную стадию предварительного выделения тяжёлых минералов перед последующей термической и гидрометаллургической переработкой.

Эффективность центробежной концентрации для предварительного выделения тяжёлых минералов, в том числе вольфрамсодержащих компонентов, подтверждается результатами современных исследований [6; 7].

4. Спекающий обжиг и выщелачивание

Полученные флотационные и гравитационные концентраты подвергали спекающему обжигу с добавлением 5 % карбоната натрия от массы материала. Обжиг проводили при температуре 650–700 °C в течение 4 ч. с периодическим перемешиванием шихты каждые 20–30 мин. Потери массы при обжиге составляли 7–9 % для флотационного концентрата и 6,5–7,3 % для гравитационного концентрата.

Рентгенофазовый анализ показал окисление сульфидных минералов железа с образованием гематита. Одновременно в огарке выявлено образование ванадата натрия в количестве 1,08 %, что свидетельствует о переходе части ванадия в водорастворимую форму. Кроме того, установлено присутствие кальцийсодержащих силикатных фаз, способных затруднять последующее вскрытие золота и обусловливать необходимость дополнительной кислотной обработки.

После обжига проводили водное выщелачивание при температуре 80–85 °C в течение не более 30 мин. При этом вольфрам переводился в раствор в форме вольфрамата натрия, а совместно с ним в раствор переходило 15–18 % ванадия. Это обстоятельство необходимо учитывать при последующем разделении вольфрама и ванадия в гидрометаллургической схеме [1; 5].

Полученные результаты подтверждают эффективность сочетания щелочного спекающего обжига и последующего выщелачивания для изменения фазового состояния вольфрама и ванадия и перевода их в растворимые соединения. Такой подход создаёт

технологические предпосылки для последовательного извлечения редких металлов и последующей переработки твёрдого остатка с целью извлечения благородных компонентов. Возможность извлечения ванадия из техногенного сырья рассматривается также в ранее опубликованных исследованиях [2; 11].

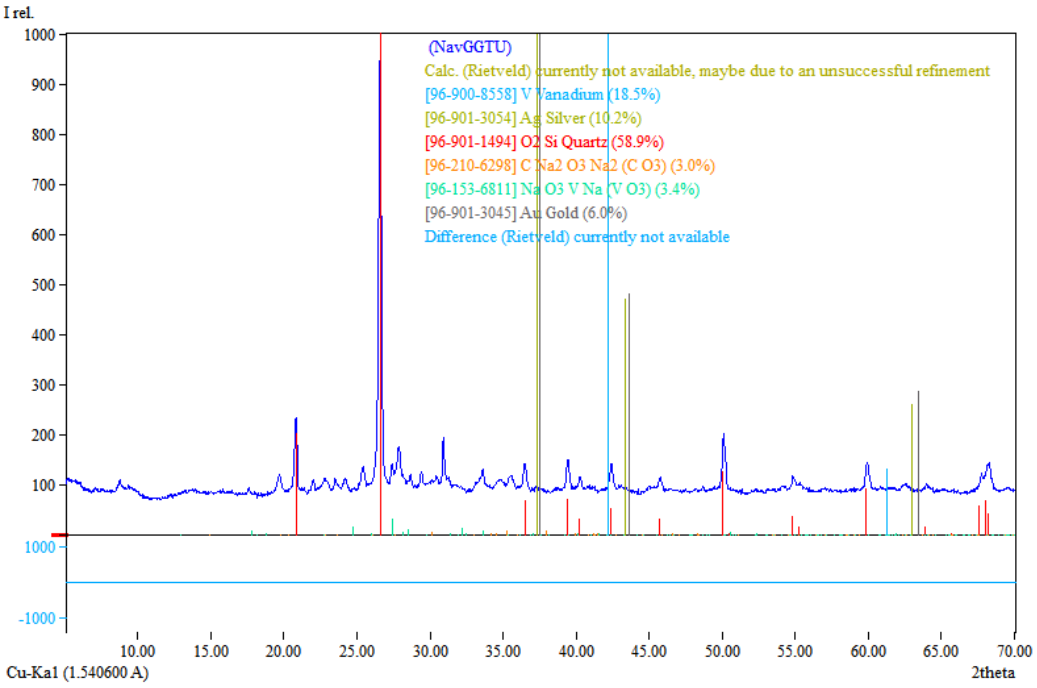

Рисунок 1. Порошковая дифрактограмма огарка после обжига флотационного концентрата хвостов гидрометаллургических заводов

5. Сорбционное цианирование благородных металлов

Кек, образующийся после кислотного выщелачивания ванадия, направляли на сорбционное цианирование с целью извлечения золота и серебра. Процесс основан на образовании устойчивых цианидных комплексов благородных металлов с их последующей сорбцией на ионообменных материалах.

Предварительная термическая и кислотная обработка способствует разрушению и частичному удалению сульфидных, оксидных и силикатных фаз, экранирующих поверхность золотосодержащих частиц. В итоге повышается доступность золота и серебра для цианидного растворения по сравнению с прямым цианированием исходных хвостов без предварительной обработки.

Полученные результаты свидетельствуют о технологической целесообразности включения сорбционного цианирования в завершающую стадию комплексной схемы переработки техногенного сырья. Предварительное обогащение, спекающий обжиг и последовательное выщелачивание редких компонентов создают более благоприятные условия для последующего извлечения благородных металлов.

Сочетание предварительного обогащения с последующим цианированием применяется при переработке сложного серебро- и золотосодержащего минерального сырья [12; 10], что подтверждает обоснованность выбранной последовательности технологических операций.

6. Обоснование комплексной технологической схемы

На основании результатов минералогических и технологических исследований разработана комплексная схема переработки техногенных отходов гидрометаллургических заводов, предусматривающая последовательное применение флотационного и гравитационного обогащения, спекающего обжига, водного и кислотного выщелачивания и сорбционного цианирования.

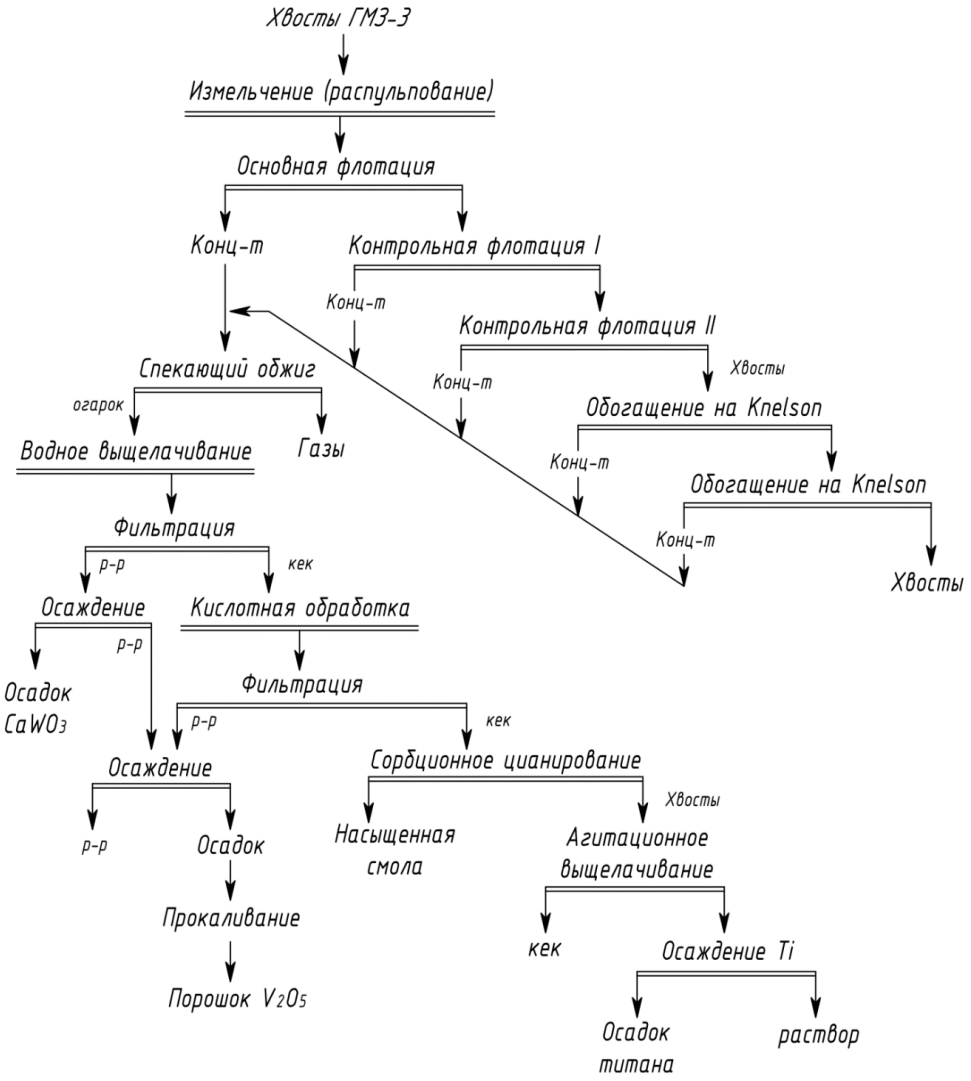

Рисунок 2. Рекомендуемая технологическая схема комплексной переработки хвостов гидрометаллургических заводов

Предлагаемая схема обеспечивает последовательное распределение ценных компонентов между отдельными технологическими переделами. После измельчения исходного материала основная и контрольные стадии флотации обеспечивают получение коллективного концентрата, тогда как часть хвостового продукта дополнительно подвергается гравитационному обогащению на концентраторе Knelson. Полученные концентраты объединяются и направляются на спекающий обжиг.

После обжига водное выщелачивание обеспечивает перевод вольфрама в раствор с последующим его осаждением в форме CaWO4. Твёрдый остаток подвергается кислотной обработке для перевода ванадия в раствор, после чего ванадий осаждается и после

прокаливания получается продукт на основе V_2O_5. Оставшийся кек направляется на сорбционное цианирование для извлечения золота и серебра. Таким образом, разработанная схема обеспечивает комплексное использование техногенного сырья и последовательное извлечение редких и благородных металлов [8; 12; 5; 11; 10].

Заключение

Проведённые исследования показали, что техногенные отходы гидрометаллургических производств содержат остаточные количества благородных и редких металлов и могут рассматриваться как дополнительный источник ценного минерального сырья. Минералого-аналитические исследования подтвердили присутствие золота, серебра, вольфрама, ванадия и ряда сопутствующих компонентов.

Наиболее высокие показатели флотационного извлечения золота составили 46,70 %, серебра — 40,16 %, вольфрама — 30,52 %, ванадия — 27,56 %. Гравитационное обогащение показало меньшую степень общего извлечения, однако обеспечило получение небольшого по массе концентрата с повышенным содержанием вольфрама, что подтверждает целесообразность его использования как вспомогательной стадии предварительного концентрирования.

Спекающий обжиг с карбонатом натрия и последующее водное и кислотное выщелачивание создают условия для перевода вольфрама и ванадия в растворимые формы, а последующее сорбционное цианирование предназначено для извлечения золота и серебра из твёрдого остатка. На основании полученных результатов предложена комплексная технологическая схема, объединяющая обогатительные, термические и гидрометаллургические процессы.

Предложенный подход позволяет повысить степень комплексного использования техногенного сырья, расширить возможности извлечения ценных компонентов из накопленных отходов и снизить потенциальную экологическую нагрузку, связанную с их длительным хранением.

Список литературы

1. Пирматов Э.А., Шодиев А.Н.У., Боймуродов Н.А. Изучение растворимых форм вольфрама и условий кристаллизации шеелита и вольфрамита // Universum: технические науки. – 2023. – № 11. – С. 15–19.
2. Хасанов А.С., Вохидов Б.Р., Мамараимов Г.Ф. Изучение возможности извлечения ванадия из техногенных отходов // ФарПИ Илмий техник журнали. – 2020. – Т. 24, № 3. – С. 97–102.
3. Alam S., Tolibov B., Akhmedov M., Khujamov U., Yarlakabov S. Enhanced extraction of valuable metals from copper slags by disrupting fayalite and spinel structures using sodium sulfate // Minerals. – 2025. – T. 15, № 8. – Art. 771. – DOI: 10.3390/min15080771.
4. Boyko V.A., Kuskov V.L., Kuskova E.V. Heap leaching of silver-bearing ores: Theory and practice // Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedeniy. Mining Journal. – 2020. – № 4. – P. 72–81.

5. Gaur R.P.S., Wolfe T.A., Braymiller S.A. Sodium Carbonate-Roasting-Aqueous-Leaching Method to Process Flot-Grade Scheelite-Sulfide Tungsten Ore Concentrates // Industrial & Engineering Chemistry Research. – 2025. – T. 64, № 16. – P. 8339–8358. – DOI: 10.1021/acs.iecr.4c03754.
6. Mulenshi J., Khavari P., Chehreh Chelgani S., Rosenkranz J. Characterization and beneficiation options for tungsten recovery from Yxsjöberg historical ore tailings // Processes. – 2019. – T. 7, № 12. – Art. 895. – DOI: 10.3390/pr7120895.
7. Surimbayev B., Bolotova L., Akcil A., Yessengarayev Y., Khumarbekuly Y., Kanaly Y., Akzharkenov M. Gravity Concentration of Gold-Bearing Ores and Processing of Concentrates: A Review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2025. – T. 46, № 7. – P. 726–750. – DOI: 10.1080/08827508.2024.2395824.
8. Vokhidov B.R., Saidakhmedov A.A., Khanna R., Kravchenko M.V., Murodillaeva S.O. Study of technology for extracting precious and rare metals from technogenic waste of NMMC JSC // Mining Information and Analytical Bulletin. – 2025. – № 9. – P. 17–38.
9. Vokhidov B., Hasanov A., Babaev M., Mamaraimov G., Yandashev A. New technologies for processing tailings of a copper processing plant for the extraction of platinoids // Acta Innovations. – 2024. – T. 52. – P. 51–59. – DOI: 10.62441/ActaInnovations.52.6.
10. Vokhidov B.R. Development and improvement of technology for extraction of precious metals from technogenic raw materials // Universum: технические науки. – 2021. – № 12. – P. 11–16.
11. Yan Z., Zheng S., Zhang Y., Zhang Y., Zhou Z., Qiao S. Sodium carbonate roasting and mild acid leaching of vanadium titanomagnetite concentrates: Vanadium extraction and residue sodium decrease // Process Safety and Environmental Protection. – 2024. – T. 185. – P. 1132–1144. – DOI: 10.1016/j.psep.2024.03.046.
12. Zhang J., Zhang Y., Liu Y., Wang S. Combined flotation and cyanidation process for recovering silver from complex silver-bearing ores // Minerals Engineering. – 2022. – T. 178. – Art. 107412.

References

1. Pirmatov E.A., Shodiev A.N.U., Boymurodov N.A. Izuchenie rastvorimykh form volframa i usloviy kristallizatsii sheelita i volframita [Study of soluble forms of tungsten and conditions for crystallization of scheelite and wolframite] // Universum: Technical Sciences. – 2023. – No. 11. – P. 15–19. (In Russ.).
2. Khasanov A.S., Vokhidov B.R., Mamaraimov G.F. Izuchenie vozmozhnosti izvlecheniya vanadiya iz tekhnogennykh otkhodov [Study of the possibility of vanadium extraction from technogenic waste] // FarPI Ilmiy Tekhnik Zhurnali. – 2020. – Vol. 24, No. 3. – P. 97–102. (In Russ.).
3. Alam S., Tolibov B., Akhmedov M., Khujamov U., Yarlakabov S. Enhanced extraction of valuable metals from copper slags by disrupting fayalite and spinel structures using sodium sulfate // Minerals. – 2025. – Vol. 15, No. 8. – Art. 771. – DOI: 10.3390/min15080771.

4. Boyko V.A., Kuskov V.L., Kuskova E.V. Heap leaching of silver-bearing ores: Theory and practice // Izvestiya Vysshikh Uchebnykh Zavedeniy. Mining Journal. – 2020. – No. 4. – P. 72–81.
5. Gaur R.P.S., Wolfe T.A., Braymiller S.A. Sodium carbonate-roasting-aqueous-leaching method to process flot-grade scheelite-sulfide tungsten ore concentrates // Industrial & Engineering Chemistry Research. – 2025. – Vol. 64, No. 16. – P. 8339–8358. – DOI: 10.1021/acs.iecr.4c03754.
6. Mulenshi J., Khavari P., Chehreh Chelgani S., Rosenkranz J. Characterization and beneficiation options for tungsten recovery from Yxsjöberg historical ore tailings // Processes. – 2019. – Vol. 7, No. 12. – Art. 895. – DOI: 10.3390/pr7120895.
7. Surimbayev B., Bolotova L., Akcil A., Yessengarayev Y., Khumarbekuly Y., Kanaly Y., Akzharkenov M. Gravity concentration of gold-bearing ores and processing of concentrates: A review // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. – 2025. – Vol. 46, No. 7. – P. 726–750. – DOI: 10.1080/08827508.2024.2395824.
8. Vokhidov B.R., Saidakhmedov A.A., Khanna R., Kravchenko M.V., Murodillaeva S.O. Study of technology for extracting precious and rare metals from technogenic waste of NMMC JSC // Mining Information and Analytical Bulletin. – 2025. – No. 9. – P. 17–38.
9. Vokhidov B., Hasanov A., Babaev M., Mamaraimov G., Yandashev A. New technologies for processing tailings of a copper processing plant for the extraction of platinoids // Acta Innovations. – 2024. – Vol. 52. – P. 51–59. – DOI: 10.62441/ActaInnovations.52.6.
10. Vokhidov B.R. Development and improvement of technology for extraction of precious metals from technogenic raw materials // Universum: Technical Sciences. – 2021. – No. 12. – P. 11–16.
11. Yan Z., Zheng S., Zhang Y., Zhang Y., Zhou Z., Qiao S. Sodium carbonate roasting and mild acid leaching of vanadium titanomagnetite concentrates: Vanadium extraction and residue sodium decrease // Process Safety and Environmental Protection. – 2024. – Vol. 185. – P. 1132–1144. – DOI: 10.1016/j.psep.2024.03.046.
12. Zhang J., Zhang Y., Liu Y., Wang S. Combined flotation and cyanidation process for recovering silver from complex silver-bearing ores // Minerals Engineering. – 2022. – Vol. 178. – Art. 107412.