

## ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗАБАЛАНСОВЫХ РУД И ХВОСТОВ С КУЧНОМУ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕМ

**Вохидов Бахриддин Рахмидинович** - PhD, доц., Навоийского государственного горно-технологического университета, **Нурмуродов Мехриддин Нарзуллоевич** - Сосикатель Навоийского государственного горно-технологического университета, **Халимов Алишер Анвар угли** – магистрант направления Металлургии Навоийского государственного горно-технологического университета, **АгафANOVA Нилуфар Александр кизи** - магистрант направления «Горное дело» Каршинского инженерно – экономического института, **Бабаев Мирдоджон Шарофжон угли** – доктрант Навоийский отделения Академии Наук Республика Узбекистан.

**Аннотация.** В настоящее время мировые запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легко извлекаемыми рудами в настоящее время практически истощены. В процессе добычи и переработки золотосодержащих руд были образованы многочисленные техногенные отходы: отвалы золотосодержащих бедных и забалансовых руд, хвостохранилища переработанной руды (в виде пульпы), а также отработанные штабеля кучного выщелачивания. Это обуславливает уменьшение объёмов переработки кондиционных руд и вовлечение в разработку техногенных отходов, труднообогатимых руд и забалансовых и низкосортных отвалов.

**Ключевые слова:** техногенные отходы, забалансовые руды, отходы золото обогатительной фабрики, кучное выщелачивания, промывка, осаждения.

**Abstract.** At present, the world's reserves of deposits with a high initial grade and easily extractable ores are practically depleted. In the process of mining and processing of gold-bearing ores, numerous technogenic wastes were generated: dumps of gold-bearing poor and off-balance ores, tailings of processed ore (in the form of pulp), as well as spent piles of heap leaching. This causes a decrease in the volume of processing of conditioned ores and the involvement in the development of man-made waste, refractory ores and off-balance and low-grade dumps.

**Key words:** industrial waste, off-balance ores, gold processing plant waste, heap leaching, washing, sedimentation.

**Введение.** В ходе хозяйственной деятельности при отработке месторождений золота на территории Кызылкумского региона было установлено, что извлечение основного ценного компонента было проведено по одной технологии, и в отработанной руде часто остаются другие ценные компоненты, а также основной компонент, который можно доизвлечь по другой технологии. Поэтому изучение возможности разделения и извлечения ценных компонентов из техногенных отходов производства НГМК является актуальной задачей в настоящее время.

Изучение возможности разделения и извлечения ценных компонентов из техногенных отходов производства АО НГМК и развитие

данного направления позволит комплексно подходить к вопросу переработки минерального сырья и переработки образованных техногенных отходов, в частности отходов кучного выщелачивания золота [1].

Уникальным сырьевым источником для добычи золота кучным выщелачиванием является забалансовые руды месторождения «Мурунтау». Месторождение золотокварцевое, расположено в Кызылкумском промышленном регионе, открыто в 1958 г. и представляет крупный по размерам штокверк. Рудовмещающие породы штокверка представлены песчаниками и алевролитами углисто кварцевого состава, переслаивающимися со слюдисто-кварцевыми, кварц-хлоритовыми и углисто-слудистыми сланцами. Забалансовая золотосодержащая руда обычно содержит золота от 0,5 до 1,5 г/т. Минерализованная масса имеет содержание значительно меньше забалансовых руд и не перерабатывается на заводах или фабриках, складывается в отвалах рудников. Самыми большими отвалами минерализованной массы и складами забалансовой руды обладает рудник Мурунтау. На сегодняшний день на руднике находится около 2,5 млрд т минерализованной массы и более 150 млн т забалансовых руд [2].

**Методы исследования и результаты.** В начале исследований изучили химический, минералогический и полуколичественный состав объектов исследования и на основании этого определили количество драгоценных металлов в техногенных отходах, разработали оптимальные технологические схемы их извлечения [3].

Одно из крупных хвостохранилищ не только в Узбекистане, но и в мире, находится в центре пустыни Кызылкум для хранения отвальных хвостов гидрометаллургического завода № 2 Навоийского ГК. Объёмы твердых отходов составляют более 1,1 млрд т. В целях изучения материального и минералогического состава техногенных отходов хвостохранилищ и забалансовых руд Месторождений Мурунтау были получены образцы для анализа и проведен пробирный анализ (см. в таблицы 1 и 2),



спектральный количественный и спектральный полуколичественный анализ в НИЛ НГГИ. Цель лабораторных исследований является определение возможности до извлечения золота из хвостов и забалансовых руд Месторождений Мурунтау путем укладки ЦКВЗ с предварительным доизмельчением перед укладкой на новую подушку [4].

**Таблица 1.**  
**Химический состав проб хвостов**

Наименование продуктов	Содержание, %							
	Au, г/т	Ag, г/т	S <sub>общ</sub>	S <sub>s</sub>	S <sub>общ</sub>	S <sub>орг</sub>	CO <sub>2</sub>	Fe <sub>общ</sub>
Проба дробленая до 1 мм	0,38	0,2	0,41	0,2	0,4	0,24	0,59	3,4
Проба дробленая до 1 мм	0,40	0,2	0,39	0,2	0,41	0,23	0,62	3,3

Данные рационального анализа показывают, что доля свободного (цианируемого) золота в исходной пробе хвостов руды составила 77,5 %.

Согласно плану исследований, пробоподготовка, агломерация и опыты по кучному выщелачиванию проводились в лаборатории ЦКВЗ.

**Порядок проведения лабораторных исследований:**

1. Подготовка исходная проба хвостов ГМЗ-2;
2. Подготовка вторая исходная проба хвостов забалансовых руд, дробленая до класса крупности 2 мм;
3. Подготовка третья исходная проба минерализованной массы, дробленая до класса крупности 1 мм.

**Таблица 2.**  
**Результаты полного химического (силикатного) анализа**

Проба №	Содержание элементов, %											
	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	TiO <sub>2</sub>	FeO	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	Na <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	MnO	п.п.п.
01	71,0	10,5	0,63	1,41	3,86	2,3	1,7	1,6	1,9	0,22	0,05	3,2
02	69,1	11,0	0,67	2,44	1,86	3,1	2,3	2,4	2,6	0,20	0,04	2,2
03	58,1	10,8	0,86	2,83	2,29	8,0	2,9	1,5	2,2	0,30	0,09	8,3

04	64,1	12,7	0,59	3,09	1,57	3,5	1,3	3,0	3,3	0,49	0,05	1,8
05	64,5	15,1	0,73	1,23	5,06	2,0	1,3	1,1	2,8	0,08	0,09	5,7

Выщелачивание в колоннах производилось на агломерированном материале (по стандартной методике ЦКВЗ), при следующих постоянных условиях:

- Концентрация NaCN 150-170 мг/л;
- pH 10,0-11,0;
- плотность орошения 7-8 л/м<sup>2</sup>\*час.

Процесс выщелачивание просачиванием производился в колоннах в течение 31 суток с обращениями цианистому раствором. В результате чего получился продуктивный раствор и остаточное твердые хвостовой материал в колонне. По окончании теста материал колонны разгружался и анализировался на остаточное содержание золота [5]. Баланс извлечения золота рассчитывался по твердой фазе, жидкой фазе и накопленного металла на сорбенте (активированном угле). В итоге принималось среднее значение извлечения. Обобщенные результаты опытов приведены таблица 3.

**Таблица 3**  
**Результаты тестов по кучному выщелачиванию**

Хвосты проба ГМЗ-2 исходной крупности: Колонна 07-16	Исходное содержание золота, г/т.	0,43
	Соотношение раствор : руда (Ж :Т)	7,10:1
	Время выщелачивания, дней	31
	Конечное содержание золота, г/т	0,34
	Процент извлечения, %	21,0
Проба хвостов забалансовых руд до дробленые до -	Исходное содержание золота, г/т	0,42
	Соотношение раствор : руда (Ж :Т)	7,08:1
	Время выщелачивания, дней	31
	Конечное содержание золота, г/т	0,30
	Процент извлечения, %	29,4
Исходная проба минерализованной массы, дробленые до -	Исходное содержание золота, г/т	0,42
	Соотношение раствор : руда (Ж :Т)	6,80:1
	Время выщелачивания, дней	31
	Конечное содержание золота, г/т	0,23
	Процент извлечения, %	46,2

По результатам пробирного анализа (данные ЦКВЗ), при равнозначных параметрах ведения процесса, извлечение золота составило: из исходной проба ГМЗ-2 – 21,3 %, проба хвостов забалансовых руд дробленой до 2 мм - 29,3 %, проба минерализованной массы - 46,2 %.

Исходная проба минерализованной массы дробленой до 1 мм - 46,2 % соответственно [6].

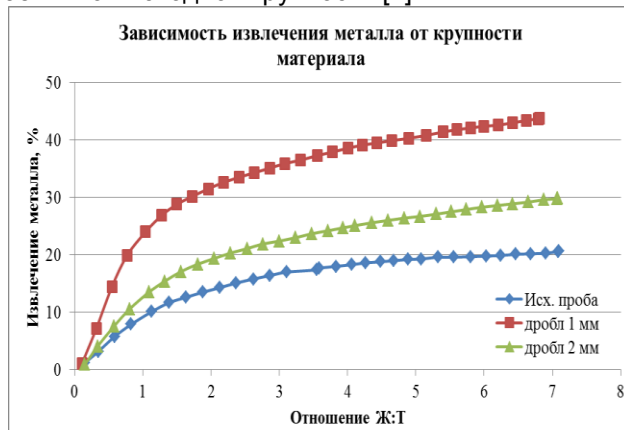
Анализ ситового состава исходной пробы проведенного в лаборатории ЦКВЗ показывает:

- в исходной пробе 86 % металла находится в классе +0,6 мм.

- после повторного выщелачивания (21,3 % извлечения), 84 % металла так же остается в классе +0,6 мм.

- выщелачивание металла происходит именно из крупных классов, извлечения металла из класса -0,6 мм практически не происходит.

При дроблении пробы до класса -2 мм, часть металла переходит в класс -0,6 мм, извлечение металла из данного класса поднимается до 44 %. Извлечение из класса +0,6 мм остается практически на том же уровне. На рисунке 1 представлены диаграммы извлечения металла в жидкую фазу при выщелачивании хвостов различной исходной крупности [7].



**Рис.1. Диаграмма извлечения металла в жидкую фазу при выщелачивании хвостов различной исходной крупности**

Из представленной диаграммы видно, что снижение крупности исходного материала увеличивает интенсивность выщелачивания и соответственно повышает извлечение металла [8].

Многослойность руд требует особого подхода к решению вопросов, связанных с проницаемостью рудной массы, залегающей в покровных слоях. Это связано с тем, что ошибки в процессе агломерации руды приводят к потерям при извлечении золота, что приводит к ухудшению фильтрационных свойств руды и устойчивости всего покрытия [18]. Из практики известно, что в первые годы эксплуатации рудных отвалов боковые стенки обсадной трубы несколько раз разрушались. Эти случаи связаны с неудовлетворительной агломерацией рудных частиц. При осмотре швов выявлено неудовлетворительное насыщение раствором одних участков и избыточное смачивание, и определенная деформация других участков. Это приводит к неравномерному просачиванию раствора через рудную корку и потере боковой устойчивости. На этапе разработки было

проведено ограниченное количество экспериментов для оценки его влияния на основные параметры агломерации руды и процесса (сепарация, фильтрация и т.д.). В процессе эксплуатации мелкие частицы перемещаются на дно покрытия и фильтрационные свойства руды, осевшей в покрытии, ухудшаются в результате обрушения дренажного слоя.

При расходе раствора 8-10 л на 1 м<sup>2</sup> поверхности количество раствора, наносимого на общий слой твердой фазы, в 7-10 раз меньше, в результате чего растворимость 1,1 г/т золота в исходном руды 35% видно, что это объясняется недостаточной степенью насыщения цианистого раствора при селективной выщелачивание золота в куче в течение 60 сут, а в результате химического анализа количество золота в извлеченном и осажденном золотом растворе составляет около 210 мг/л.

В условиях эксплуатации крайне низкая концентрация золота приводит к рециркуляции раствора циркуляцией, что приводит к 3-кратному увеличению общего времени селективного растворения по 2 основаниям. С экспериментальной точки зрения такое увеличение концентрации золотого раствора в результате селективной выщелачивание в сборке приводит к снижению экономической эффективности и ухудшению фильтрационных свойств рудных масс, уложенных на штабель. В результате формирования опытно-конструкторской модели в цехе ЦКВЗ были проведены экспериментальные испытания по увеличению объема раствора через обычные системы орошения на основе теоретических знаний и практических навыков. В данном случае изучалась эффективность в результате увеличения количества раствора к исходному рудному отвалу на 16 литров в час вместо 10 литров в час на 1 квадратный метр поверхности через систему капиллярного орошения.

На основании проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Представленная для исследования проба хвостов имеет следующее содержание компонентов: Au – 0,4 г/т, Ag – 0,2 г/т, S<sub>общ</sub> – 0,4 %, Ss – 0,2 %, C<sub>орг</sub> - 0,23 %.

2. Опыты по кучному выщелачиванию, проведенные в лаборатории ЦКВЗ показали возможность повысить извлечение золота при до дробление рудного материала пробы хвостов, забалансовых руд и минерализованной массы до класса крупности 1 мм. При равнозначных параметрах ведения процесса, извлечение золота из исходной пробы хвостов составило - 21 %, дробленой до 2 мм - 29,4 %, дробленой до 1мм - 46,2 % соответственно.

3. Анализ ситовых характеристик исходного материала и продуктов после выщелачивания показал, что в исходной пробе хвостов большая часть извлеченного металла приходится на



классе +0,6 мм, в классе -0,6 мм извлечение практически не происходит, т.е. металл уже извлечен и до извлечён быть не может. Для раскрытия металла и дополнительного извлечения необходимо проводить доизмельчение крупных классов.

Рекомендуется рассмотреть экономическую целесообразность доизвлечения металла из хвостов ЦКВЗ способом доизмельчения, переукладки и вторичного кучного выщелачивания.

**Список литературы:**

[1]. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент, «Фан». 2009г.

[2]. Voxidov B.R. // Development and improvement of technology for extraction of precious metals from technogenic raw materials // Научно-методический журнал UNIVERSUM: Технические науки - Moskva, 2021. Dekabr №12(93). С.11-16.

[3]. К.С. Санакулов, В.Н. Сытенков, П.А. Шеметов. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. Ташкент- 2011г.

[4]. Вохидов Б.Р., Хасанов А.С. Исследование и разработка технологии извлечения металлов платиновых групп из техногенного сырья АО «АГМК» // XIV Международная научно-практическая конференция «Металлургия цветных, редких и благородных металлов».

Сибирского отделения РАН, г. Красноярск, Россия 2021 г. 6-9 Сентября С.29-32.

[5]. Хасанов Абурашид Солиевич, Вохидов Бахриддин Рахмидинович, Бабаев Мирдодожон Шарофжон угли. Инновационные подходы к техногенным отходам как сырьевой базе горно-металлургической отрасли // X Форум ВУЗОВ Инженерно-технологического профиля союзного Государства - Минск, 2021. 6-9 Декабря №10. С.135-137.

[6]. А.С. Хасанов, Б.Р. Вохидов, А.Р. Арипов, А.А. Асроров, Ф.Г. Пирназаров, С.Ш. Шарипов, Б.М. Немененок Исследование повышения степени извлечения аффинированного палладиевого порошка из сбросовых растворов // Научно-методический журнал ЛИТЬЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ, Материаловедение - Белорусия, 2020г. Марть №1(78). С. 78-86.

[7]. Хасанов А. С., Вохидов Б. Р., Мамараимов Г.Ф. Изучение возможности извлечения ванадия из техногенных отходов // Фаргона политехника институти Илмий техник журнали Фаргона 2020й. Март Том 24 №3. С.97-102.

[8]. Хасанов А.С., Вохидов Б.Р. Қайта ишлатилган электролитдан соф палладий кукунини ажратиб олиш усулини илмий тадқиқ этиш // Композицион материаллар. Ташкент, 2019 - №2. С. 63-66.