

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

НАО Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И.Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А.Байконурова
Кафедра «Металлургия и обогащения полезных ископаемых»

Макашева Гулдана Какимовна

Разработка технологии переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной
фабрики

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

ОП 7М07223-Металлургия и обогащение полезных ископаемых

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО ВЫСШЕГО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ
КАЗАХСТАН

НАО Казахский национальный исследовательский технический университет имени
К.И.Сатпаева

Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащения полезных ископаемых»

УДК 622.75/.77(043)

На правах рукописи

Макашева Гулдана Какимовна

МАГИСТЕРСКАЯ ДИССЕРТАЦИЯ

На соискание академической степени магистра

Название диссертации

Разработка технологии переработки
лежалых хвостов Карагайлинской
обогажительной фабрики

Направление подготовки

7М07223-Металлургия и обогащение
полезных ископаемых

Научный руководитель:
кандидат технических наук,
профессор, кафедры «МиОПИ»

М.Р. Шауенов
«10» июня 2023 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ
НАО «КазНТУ им.К.И.Сатпаева»
Горно-металлургический институт
им. О.А. Байконурова

Рецензент:
Доктор PhD, СНС лаборатории
редких металлов РГП «НЦ КИМС РК»

Ф.К. Малдыбаев
«08» июня 2023 г.

ДОПУЩЕН К ЗАЩИТЕ

Заведующая кафедрой «МиОПИ»,
кандидат технических наук, ассоц.проф.

И.Б. Барменшинова
«10» июня 2023 г.

Нормоконтроль:

А.Н. Таймасова
«08» июня 2023 г.

Алматы 2023

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

НАО Казахский национальный исследовательский технический
университет имени К.И. Сатпаева

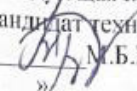
Горно-металлургический институт имени О.А. Байконурова

Кафедра «Металлургия и обогащения полезных ископаемых»

7М07223 – Metallurgy and enrichment of useful minerals

УТВЕРЖДАЮ

Заведующая кафедрой МиОПИ,
кандидат технических наук, ассоц. проф.


М.Б. Барменшинова

« 11 » 11 2023 г.

ЗАДАНИЕ

на выполнение магистерской диссертации

Магистранту Макашевой Гулдана Какимовне

Тема: Разработка технологии переработки лежалых хвостов Карагайлинской
обогажительной фабрики

Утверждена приказом Ректора Университета № 1779-М-п от «02» 11.2023 г.

Срок сдачи законченной диссертации « 25 » мая 2023 г.

Исходные данные к магистерской диссертации: лежалые хвосты Карагайлинской
обогажительной фабрики

Перечень подлежащих разработке в магистерской диссертации вопросов:

а) Введение. Аналитический обзор. Выполнение исследования по сгущению и фильтрации
концентрата. Разработана рекомендации по адаптации разработанной технологии к
условиям КОФ. Оптимальная технология обогащения лежалых хвостов с расчетом
баланса металлов, качественно-количественной и водно-шламовой схемы;

б) Исследование обогатимости и разработка технологии вторичной переработки
хвостов Карагайлинской обогажительной фабрики с получением промпродуктов,
пригодных для дальнейшей переработки.;

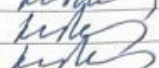
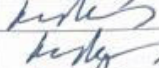
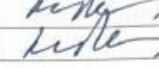
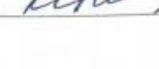
в) Заключение;

г) Список использованной литературы

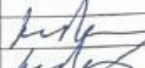
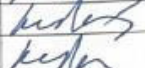
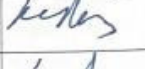
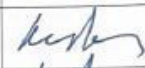
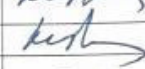
1. Повторная переработка перспективных объектов техногенных минеральных
образований (ТМО) Карагандинской области. Доклад Премьер-министру Республики
Казахстан К.К. Масимову в АО «Национальная компания «Социально-
предпринимательская компания Сарыарка». Караганда, 2012, -14с.

Перечень графического материала: 20 слайдов

График
подготовки магистерской диссертации

Наименование разделов, перечень разрабатываемых вопросов	Сроки предоставления научному руководителю и консультантам	Примечание
Введение	05.02.2022	
Аналитический обзор литературы	11.02.2022	
Методика исследований	29.02.2022	
Экспериментальная часть	09.03.2023	
Заключение	25.05.2023	

Подпись
консультантов и нормоконтролера на законченную магистерскую диссертацию с указанием относящихся к ним разделов диссертации

Наименование раздела	Консультанты, И.О.Ф. (уч. степень, звание)	Дата подписания	подпись
Введение	Шауенов М.Р. канд.техн.наук, доцент	05.02.2022	
Аналитический обзор литературы		11.02.2022	
Методика исследований		29.02.2022	
Экспериментальная часть		09.03.2023	
Заключение		25.05.2023	
Нормоконтролер	А.Н. Таймасова маг.техн.наук		

Научный руководитель  Шауенов М.Р.

Задание принял к исполнению обучающийся  Макашева Г.К.

Дата «__» _____ 2023 г.

АНДАТПА

Қарағайлы кең байыту фабрикасының жатып қалған қалдықтарын одан әрі қайта өңдеуге жарамды өнеркәсіптік өнімдерді алу бойынша зерттеу жұмыстары жүргізілді. Бақыланатын компоненттер: мыс, мырыш, алтын, күміс. Қарағайлы байыту фабрикасының технологиялық схемасы бойынша флотациялық байыту зерттеулер жүргізді, Сонымен қатар Қарағайлы байыту фабрикасының айналмалы суын пайдалана отырып, қалдықтарды байыту зерртеулер жүргізілді. Металдардың балансын, сапалық-сандық және су-шлам схемасын есептей отырып, қалдықтарды байытудың оңтайлы технологиясы жасалды. Концентратты қоюлату және сүзу бойынша зерттеу жүргізу. Өзірленген технологияны Қарағайлы кең байыту фабрикасы жағдайына бейімдеу бойынша ұсыныстар әзірленді.

Негізгі сөздер. қалдықтар, сынама, заттық құрамы, фазалық талдау, байыту, флотация.

АННОТАЦИЯ

Проведены исследовательские работы по разработки технологии вторичной переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики (далее КОФ) с получением промпродуктов, пригодных для дальнейшей переработки. Контролируемые компоненты: медь, цинк, золото, серебро. Выполнили исследования по флотационному обогащению лежалых хвостов по технологической схеме КОФ, в том числе с использованием оборотной воды КОФ. Разработана оптимальная технология обогащения лежалых хвостов с расчетом баланса металлов, качественно-количественной и водно-шламовой схемы. Выполнение исследования по сгущению и фильтрации концентрата. Разработана рекомендации по адаптации разработанной технологии к условиям КОФ.

Ключевые слова. лежалые хвосты, проба, свойства, вещественный состав, фазовый анализ, обогащение, флотация.

ABSTRACT

Research work has been carried out on the development of technology for the recycling of stale tailings of the Karagailinsky Processing Plant (hereinafter referred to as KOF) to obtain industrial products suitable for further processing. Controlled components: copper, zinc, gold, silver. We carried out research on flotation enrichment of stale tailings according to the KOF technological scheme, including using recycled KOF water. An optimal technology for the enrichment of stale tailings has been developed with the calculation of the balance of metals, qualitative-quantitative and water-sludge scheme. Performing research on concentrate thickening and filtration. Recommendations on the adaptation of the developed technology to the conditions of the KOF have been developed.

Keywords. stale tails, sample, properties, material composition, phase analysis, enrichment, flotation.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	10
1 Аналитический обзор	12
1.1 Техногенные отходы промышленности - как вторичное минеральное сырье	12
1.2 Обзор переработки хвостов обогащения и различных отходов горно-металлургической отрасли в мире	13
1.3 Обзор переработки хвостов от обогащения	14
2 Методика исследований	20
2.1 Гранулометрический анализ	20
2.2 Физические свойства	20
2.3 Минеральный состав	20
2.4 Флотационное обогащение	21
2.5 Химические анализы	21
2.6 Сгущение и фильтрация	21
3 Подготовка пробы к исследованиям, изучение вещественного состава, ситовой анализ	22
3.1 Подготовка пробы к технологическим исследованиям	22
3.2 Вещественный состав	23
3.2.1 Химический анализ лежалых хвостов КОФ	23
3.2.2 Минералогические исследования отвальных лежалых хвостов КОФ	24
3.3 Гранулометрический анализ	25
4 Определение физических свойств	26
5 Обогащение флотационными методами	39
5.1 Исследование кинетики измельчения пробы лежалых хвостов без предварительной классификации	39
5.2 Проведение опыта по схеме обогащения, действующей на Карагайлинской обогатительной фабрике	41
5.3 Определение времени флотации	42
5.4 Подбор реагентного режима	42
5.4.1 Определение оптимального расхода собирателя	43
5.4.2 Определение оптимального расхода сернистого натрия	45
5.4.3 Подбор pH среды для флотации	48
5.5 Проведение делительной классификации	50
5.6 Выполнение лабораторного опыта по воспроизведению полной схемы обогащения в замкнутом цикле с применением «чистой» воды	51
5.7.1 Выполнение лабораторного опыта по воспроизведению полной схемы обогащения в замкнутом цикле с применением «оборотной» воды Карагайлинской ОФ	57
5.8 Изучение вещественного состава продуктов обогащения	58
6 Испытание сгущения и флотации	60
6.1 Выбор флокулянта	63
6.2 Испытание по фильтрации	

7	Рекомендации по адаптации разработанной технологии обогащения лежалых хвостов в условиях КОФ	65
	Заключение	67
	Список использованной литературы	69
	Приложения А	70

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы. Горно-металлургическая промышленность – ведущая отрасль казахстанской экономики, на долю которой приходится 15,2% в общем объеме промышленного производства. Многие горно-металлургические производства являются градообразующими, а потому развитие горно-металлургического комплекса (далее - ГМК) — это развитие городов, рабочие места для более 200 тыс. человек, а также накопления огромного количества отходов от обогащения [1]. В СНГ общий объём добываемых горных, твёрдых полезных ископаемых составляет около 3,5 млрд. м³ в год, а с учётом горно-подготовительных и обогатительных работ – около 5 млрд. м³, т.е. 1,5 млрд м³ горных пород добывается попутно (основная масса которых после обогащения складывается в отвалах и хвостохранилищах).

В послании Первого Президента РК, Н.А. Назарбаева народу Казахстана от 10 января 2018 года "Новые возможности развития в условиях четвертой промышленной революции" отмечается, что современный мир, как и прежде, продолжает нуждаться в ресурсах, которые и в будущем будут иметь обособленное место при развитии мировой глобальной экономики и экономики нашей страны. Однако при этом следует критически переосмыслить организацию сырьевых индустрий, а именно пересмотреть подходы к управлению природными ресурсами. Необходимо активно внедрять комплексные информационно-технологические платформы по природному и техногенному сырью. И значительно повысить требования к энергоэффективности и ресурсосбережению промышленных предприятий химической, энергетической, горно- металлургической отраслей, а также их экологичности и эффективности [2,3].

Как известно, что основные ресурсы в производстве вяжущих материалов обеспечивались ранее за счет традиционного минерального сырья. В новых экономических реалиях этот подход качественно меняется, и отходы промышленности выступают в качестве вторичного сырья [6, 7]. Стоимость такого сырья значительно ниже, а условия переработки зачастую просты. Эти особенности экономического развития настойчиво требуют качественного изучения всех видов накопленных и неиспользуемых отходов. Одним из таких отходов являются отходы горно-обогатительной и металлургической промышленности – хвосты от обогащения Карагайлинской обогатительной фабрики (КОФ) в Казахстане, которые содержат в преобладающим рудным минералом в пробе является пирит, составляющий 74,3 % всей рудной минерализации, учитывая возможную ассоциацию золота с пиритом, пирит является одним из ценных компонентов в пробе.

Таким образом, исследования и научные работы, направленные на сокращение энергетических расходов и удельных затрат сырьевых материалов, с вовлечением в производственный цикл техногенного сырья в качестве вторичного, при одновременном снижении вредного воздействия на

окружающую природную среду за счет утилизации отходов являются актуальными.

На основании вышеизложенного, **целью магистерской диссертации** является исследование обогатимости и разработка технологии вторичной переработки хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики с получением промпродуктов, пригодных для дальнейшей переработки.

Объектом исследования является лежалые хвосты Карагайлинской обогатительной фабрики.

Для достижения поставленных целей необходимо было решить следующие задачи:

- Определить минеральный, фазовый и вещественный составы лежалых хвостов с использованием минералогического, рентгенофазового, спектрального и химического анализов.
- Определить физические свойства хвостов.
- Рассмотреть гранулометрический состав хвостов и установить распределение меди, серебра, золота, свинец, цинка, железа, серы и оксидов кремния по классам крупности.
- Не обходимо выполнить исследования по флотационному обогащению лежалых хвостов по технологической схеме КОФ, в том числе с использованием оборотной воды КОФ.
- Разработать оптимальную технологию обогащения лежалых хвостов с расчетом баланса металлов, качественно-количественной и водно-шламовой схемы.
- Провести исследования по сгущению и фильтрации концентрата.
- Разработать рекомендации по адаптации разработанной технологии к условиям КОФ.

Научная новизна работы заключается в определении возможности получения промпродуктов, пригодных для дальнейшей переработки.

Практическая значимость заключается в определении обогатимости лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики, полученные в результате обогащения полиметаллической руды месторождения «Абыз».

1 Аналитический обзор

1.1 Техногенные отходы промышленности - как вторичное минеральное сырье

С появлением промышленного производства металлов, гончарных и стекольных изделий, соды, мыла, красителей, текстильных материалов, пороха количество образующихся промышленных отходов резко возросло, т.к. создававшиеся технологии были рассчитаны на максимальное получение товарного продукта при минимальной его стоимости [10].

Экономическое несовершенство этих технологий оказалось унаследованным современным производством. Например, без принципиальных изменений более 80 лет сохраняется технология получения азотной кислоты, 90 лет - аммиака, 100 лет - соды, 115 лет - сульфатной целлюлозы, 130 лет - мартеновской и бессемеровской стали. Некоторые применяемые до сих пор технологии (выплавка чугуна, выделка кожи, стекловарение) известны давно, но, в сущности, не претерпели значительных изменений [10].

По различным данным в Республике Казахстан ежегодно добывается более 1,53 млрд. т твердых полезных ископаемых, из них третья часть (534 млн. т) - для металлургии. Однако из этого количества в конечную продукцию превращается немногим более 4-8%, а остальное вывозится в отвалы в виде пород все больше накапливаясь там и занимая значительные территории. Причем большая часть отходов (57,6%) приходится на цветную и черную металлургию (соответственно 38,9 и 23,7%). В угольной промышленности отходы достигли 1,8 млрд. т, или 12%, в энергетике (золошлак) - 1,2, в фосфорной промышленности - 2,3% от общего количества в Республике Казахстан [11].

Уровень вовлечения техногенных отходов промышленности в качестве вторичного сырья откровенно низкий, а именно: в разрезе черной металлургии - 3,3%, в разрезе угольной промышленности - 5,2% и в разрезе цветной металлургии - 5,6%, что является очень низким показателем по отношению к развитым экономикам мира.

Большинство развитых зарубежных стран давно практикует политику сбережения своих минеральных ресурсов, интенсивно вовлекая в переработку техногенные месторождения, утилизируя отходы производства, разрабатывая технологии переработки этих отходов. Например, в США еще в 1993 г. доля вторичного сырья в производстве цветных металлов составляла: по меди – 55 %, вольфраму – 28 %, никелю – 25 %. Подобная тенденция использования вторичных ресурсов наблюдается в Канаде, Великобритании, ЮАР, Испании и других странах [12].

В Канаде из отходов меднорудных предприятий, содержащих 0,45 % меди, достигается извлечение 40 % меди благодаря новым способам обогащения (кучного кислотного выщелачивания, кучного пиритного и

бактериального выщелачивания). В США в штате Монтана из отвалов рудника Мандиски, содержащих 0,84 г/т золота и 2,8 г/т серебра, получают ежегодно 2 т золота и 4 т серебра, а в штате Мичиган из хвостов обогащения (содержание меди – 0,3 %) извлекается 60 % меди. В Болгарии из отходов, содержащих 0,1-0,15 % меди, получают медный концентрат, себестоимость которого в 3 раза ниже, чем при получении его из природного сырья. В Южно-Африканской Республике (ЮАР) из отвалов золотоизвлекательных фабрик при содержании золота 0,53 г/т и урана 40 г/т получают 3,5 т золота и 696 т урана в год [12].

По мере истощения запасов разрабатываемых месторождений для многочисленных горнодобывающих и горно-металлургических предприятий техногенные объекты могут стать приоритетным, а в некоторых случаях и единственным источником минерального сырья. При этом следует иметь в виду, что отходы горнопромышленных производств, представляя собой крупный резерв сырья для извлечения металлов и неметаллов, одновременно являются очагами локального или регионального загрязнения окружающей среды.

На сегодняшний день, наибольших успехов в индустрии комплексной утилизации и переработки отходов промышленности достигли страны Европейского Союза. По разным данным в ЕС утилизируют от 40% до 80% отходов. Опыт европейских стран однозначно свидетельствует, что для эффективного управления отходами необходимо развитие отрасли

вторичной переработки отходов и введение стимулирующих инструментов для данной отрасли [12, 14].

1.1 Обзор переработки хвостов обогащения и различных отходов горно-металлургической отрасли в мире

С начала 70-х годов 20-го столетия в Соединенных штатах Америки на крупнейших обогатительных фабриках «Артур» и «Магна» общей производительностью 100 тыс.т медно-молибденовых руд в сутки были внедрены и запущены две специальные установки, способные перерабатывать до 97,2 тыс.т в сутки отвальных хвостов обогащения, которые предназначены для доизвлечения остаточной меди. Процесс выглядит следующим образом, хвосты обогащения направляют на классификацию в гидроциклоны, пески подвергают доизмельчению и направляют дальше на флотацию. В процессе их переработки с содержанием меди около 0,09%, обе установки способны выдавать по 72 т медного концентрата низкого сорта в сутки, что способствует увеличению производства меди на вышеназванных фабриках с 234 до 259 тыс.т в год. [1-3].

На обогатительной фабрике «Толедо» (Филиппины) с содержанием в хвостах обогащения 0,08% меди, до 70% общих потерь меди с хвостами

обогащения распределяется на классы +74 мкм. На фабрике предусмотрено действие в технологическом цикле установки по передфлотации песковой части хвостов обогащения с содержанием 0,13% меди. Далее, полученный медный концентрат, содержащий 1,0-1,5% меди перенаправляют на основную фабрику, где подают его с концентратом контрольной флотации, доизмельчают и перечищают до получения конечного медного концентрата. Применение настоящей технологической линии на филиппинской фабрике обогащения «Толедо» способствовало повышению общего извлечения меди с 87,84 до 91,69% и содержанию меди в концентрате - от 28 до 30%. При этом наблюдается снижение содержания меди в хвостах до 0,05% [1-3].

В Чили (Южная Америка) на обогатительной фабрике «Эль-Сальвадор» при производительности 25 тыс.т в сутки была построена специализированная секция с целью доизвлечения меди из песковой фракции хвостов от обогащения с содержанием меди 0,3%. Конструкция специализированной секции по доизвлечению меди из хвостов обогащения состоит из восьми гидроциклонов с диаметром 533 мм, двух мельниц с размером 2,7х2,7 м. При этом в технологическом процессе пески из гидроциклонов подаются на флотацию после измельчения, а слив - в отвал [1-3].

В бывшей Югославии на руднике «Бор», где добывали медь процесс организации малоотходного производства был решен путем извлечения из флотационных хвостов от обогащения медно-пиритной руды каолинового концентрата. При этом на предприятии ежегодно образовывались порядка 35 млн.т хвостов от обогащения, которые помимо алюмосиликатов содержали в своем составе кварц, окисленные минералы меди и небольшое количество сульфидов (в частности пирит). Содержание триоксида алюминия в хвостах составляло 15%. На предприятии были проведены полупромышленные испытания по внедрению технологии по получению каолинового концентрата по следующей последовательной схеме: классификация исходного продукта, выщелачивание, осаждение меди, флотация шламов с последующей флотацией каолина. При этом полученные при классификации пески возвращались в отвал. Слив с гидроциклона крупностью 95% -74 мкм, содержащий 17,12% трехоксида алюминия и 51,75% двуоксида кремния (с кремниевым модулем 0,331), направляли на выщелачивание меди, которое проводили серной кислотой в условиях при pH = 2,5 в течение 10 минут. из маточного раствора Осаждение меди осуществляли при помощи сернистого газа с последующей флотацией осадка. Флотацию осадка осуществляли при помощи специального собирателя «Минерек» (100 г/т) и пенообразователя «Доуфрос - 250» (30 г/т). С извлечением меди и железа в концентрат.

Хвосты флотации направляли на каолиновую флотацию, которая проводилась при pH = 3 в течение 30 минут при использовании катионного собирателя «Акмак С» (100 г/т) и пенообразователя МИБК (10 г/т) [1-3].

В США фирмой «Сала магнетик» совместно с горным бюро был разработан способ получения анортозитового концентрата из флотационных

хвостов медно-никелевой обогатительной фабрики. В процессе переработки хвосты обогащения подвергали магнитной сепарации, которую проводили на высокоградиентных магнитных сепараторах этой фирмы. Основным минералом при переработке хвостов от обогащения, содержащих 19% трехокси алюминия и 8,3% трехокси железа, является анортозит. Результатом обогащения хвостов является получение анортозитового концентрата, содержащего более 28% трехокси алюминия при извлечении составляющим 82% [1-3].

Из приведенных расчетов следует, что переработка флотационных хвостов, запасы которых достигают 11,2 млн.т, способствует к извлечению порядка 600 тыс.т алюминия в год и является дополнительным дешевым источником для его получения.

В Соединенных Штатах Америки еще в 1981 г. при переработке хвостов от обогащения и мельничного скрапа дополнительно было получено около 445,5 тыс.т Pb и 312,4 тыс.т Zn [1-4].

В Австралии на месторождении «Брокен Хилл» наблюдается расширение переработки хвостовых отвалов, которые содержат в своем составе свинец, медь, цинк и серебро. Переработка хвостовых отвалов проводилась рядом компаний. Так, компания «Цинк корпорэйшн» ежегодно перерабатывает до 250 тыс.т хвостов, извлекая порядка 22 тыс.т Pb, Zn - содержащих концентратов [1-3].

Компания «Норе Брокен Хилл» из небольшого города в Австралии, расположенного в штате Новый Южный Уэльс, где сосредоточена горная промышленность в 1980 году, переработала 184,4 тыс.т хвостов из отвалов с получением 8,3 тыс.т концентратов, содержащих 8,73% свинца, 39,08% цинка и 353 г/т серебра [31-34].

Приступившая к разработке хвостовых отвалов еще в 1972 году компания «Минерала Майнинг энд Металлурджи» ежегодно, получает около 12 тыс. т в год свинцово-цинковых концентратов [1-3].

На обогатительной фабрике «Людерих» (Германия) по флотационной схеме перерабатывают материалы из отвалов хвостов с содержанием 4,59% цинка и 2,88% свинца в количестве 70 т в сутки. Получаемый на фабрике флотационный концентрат содержит, соответственно, 59,32% Zn и 48,77% Pb [31-34].

В Марокко на обогатительной фабрике «Булкер» по гравитационной схеме с последующей доводкой черного гравитационного концентрата флотацией перерабатывают лежалые хвосты обогащения с содержанием 1,35% цинка и 0,28% свинца. В результате переработки получают гравитационный концентрат, с содержанием 3% Zn, песковый флотационный концентрат, содержащий 33% Zn и 5,33% Pb, шламовый флотационный концентрат, содержащий 33% Zn и 2,14% Pb. При этом, суммарное извлечение Zn из хвостов обогащения составило 46,1% [1-3].

На обогатительных фабриках Польши обогащение свинцово-цинковых руд осуществляется с применением технологии сепарации в тяжелых

суспензиях. При этом крупная фракция хвостов (-24 +12мм), представлена доломитом и используется в качестве щебня при строительстве дорог, оснований железнодорожных путей и при нивелировании дорог. Хвосты обогащения крупностью - 12 мм после процесса дополнительного измельчения и классификации направляются на флотацию с дальнейшим получением свинцово-цинкового концентратов [1-3].

На обогатительной фабрике «Клаймакс» (США) по обогащению молибденовой руды с целью доизвлечения касситерита, вольфрамита и монацита из флотационных хвостов обогащения разработано специальное отделение, которое оборудовано винтовыми сепараторами. В процессе поступления на винтовые сепараторы материала крупностью -0,6 мм, подвергнутого предварительному обесшламливанию и классификации на два класса ($\pm 0,15$ мм). Где предназначено раздельное обогащение на винтовых сепараторах оба этих классов. В результате чего получают до 1000 тонн вольфрамсодержащего концентрата в год и около 60 тонн Sn [1-3].

Учеными из технологического института им Ш.Отгонбилэга, г. Эрдэнэт (Монголия) предложена переработка хвостов от обогащения горно-обогатительного комбината “Эрдэнэт” перерабатывающего ежегодно 26 млн.тн руды, и производящий около 530,0 тыс.т медного и около 4,5 тыс.т молибденового концентрата. Хвосты от обогащения в основном состоят из раздробленных скалистых пород, мокрого песка, малоценного остатка полезных ископаемых, использованных веществ и воды. Химический состав представлен в основном оксидом кремния алюминия и железа суммарно до 85%, в результате чего авторами предложена их переработка в качестве песка и глины в строительной индустрии [5].

Из хвостов обогащения железных руд северных месторождений Швеции с высоким содержанием фосфора выделяют апатитовый концентрат. Технологическая схема состоит из процессов сгущения хвостов, их обесшламливания, повторной магнитной сепарации для доизвлечения магнетита, флотации хвостов с шестью перечистными операциями. Получаемый апатитовый концентрат с содержанием 35% P_2O_5 , подвергается контрольной магнитной сепарации, фильтрации, сушке [7].

В основном гравитационные схемы обогащения используются в странах, где имеются достаточные запасы крупновкрапленных и средневкрапленных руд. Это - Австралия, Канада, Сьерра-Леоне, Швеция. Например, по гравитационной схеме обогащается гематитовая руда с содержанием железа 46-55,8% на фабрике Маунт-Ньюмен (BHP Billiton, Австралия). В результате получается концентрат с содержанием железа 63,6%. Обоганительная фабрика Маунт Том Прайс (Rio Tinto, Австралия) обогащает руду с содержанием железа 58,3% по комбинированной гравитационно-магнитной схеме, а на железорудном проекте Марапра (Сьерра-Леоне) установлены винтовые сепараторы для обогащения крупнозернистой части гематитовой руды (более 0,5 мм) с усредненным содержанием железа 42% и получением 65% концентрата.

На бедной гематитовой руды месторождения Wadi Halfa (Северный Судан) были проведены исследования по гравитационно-магнитной и магнитной технологиям. Изучение раскрываемости руды в процессе измельчения показало, что при крупности -150 мкм 91,1% зерен гематита находится в свободном состоянии. Руда после измельчения обесшламливалась по классу-20 мкм и подвергалась гравитационной сепарации. Черновой гравитационный концентрат, содержащей 42,4% железа при извлечении 92,4 % направлялся на высоко градиентный магнитный сепаратор, после которой был получен кондиционный 65,5% Fe концентрат при извлечении 69,0%. При использовании в голове технологического процесса и в операции перечистки черного концентрата высоко градиентной магнитной сепарации был получен концентрат более низкого качества -63,5% и извлечения 67,7% [10].

Так на обогатительной фабрике Brucuto в Бразилии Компании Vale перерабатывают итабиритовые крупно вкрапленные руды с высоким содержанием железа (более 64%), технологией предусматривается дробление до 8 мм с последующим грохочением на три класса крупности, каждый из которых затем обогащается отдельно [10].

Особняком представлены способы доизвлечения золота при переработки отвальных хвостов от обогащения благородных руд. Технико-экономическое обоснование проекта по переработки отвальных хвостов, содержащих в своем составе золото, который планируют осуществить фирмы East Ronol Gold and Uranium Co» (ERGO) и «East Daggafoutein» (DAGGA), показывает, что компенсировать эксплуатационные расходы и капитальные затраты можно при цене на золото около 10 долларов США за грамм [1-4].

На крупнейшем в Южно- Африканской Республике (ЮАР) предприятии «ERGO», которое перерабатывает золотосодержащие отвальные хвосты с извлечением золота, урана и пирита, изначально планировали переобогащать определенную часть хвостов, так как они имели невысокое содержание ценных составляющих. Но, в 1983 г. фирма «DAGGA», владеющая другими старыми отвалами, заключила соглашение с «ERGO» об объединении этих ресурсов и использовании их для извлечения золота. Намечено также перерабатывать шламовые хвосты из отвала, получаемые с 1977 года. По данным «DAGGA» установлено, что капитальные затраты на новое предприятие, способное перерабатывать 1 млн.т/месяц хвостов, составят 68 млн.долларов США. В первые годы для переработки хвостов будет использоваться процесс - «сорбция на угле с одновременным выщелачиванием», потом постепенно будут переходить на флотацию. [1-4].

Обогатительная фабрика золотой руды во Внутренней Монголии (КНР) в процессе функционирования более сорок лет, является типичной старой обогатительной фабрикой, в 2002 году, перед тем, как новое хвостохранилище было построено, золотые хвосты в старом хвостохранилище уже достигали около 90 млн /т. при этом содержание золота составило около 1665 кг, серебра около 25т. Синьхайская компания

использует технологию цианирования с углефикацией для извлечение золота и серебра из старых хвостов. И для того, чтобы повысить показатель применяет процесс выщелачивания. [11].

1.2 Обзор переработки хвостов от обогащения

Отвалы, образующиеся после разработок полезных ископаемых, содержат большое количество ценного для строительной области сырья, например мела, глины, песка и других. Отвалы предприятий по обогащению руд содержат ещё более ценные компоненты, руды цветных металлов, к примеру, используют при получении композиционных вяжущих материалов, огнеупоров, облицовочных материалов, минерального волокна и других видов продукции [12]. На данный момент отвалы обогатительных предприятий практически не используются. Однако последние исследования обнаружили возможность использования отходов обогащения и добычи полезных ископаемых при производстве пористых заполнителей для керамических изделий, силикатного кирпича, штукатурных и кладочных растворов, активно используемых в строительстве [13]. Такое использование отходов обогащения позволяет не только удешевить производство и создавать новые материалы с уникальными свойствами, но и значительно снизить антропогенную нагрузку на окружающую природную среду [13].

К сожалению, в отличие от зарубежных предприятий и государств, на фабриках Республики Казахстан и странах СНГ практика переработки отвальных хвостов не нашла должного распространения, несмотря на наличие их огромного количества и на настоящий момент не внедрена.

Казахстанскими учеными, также как и их зарубежными коллегами были проведены не мало различных исследований по извлечению металлов из хвостов обогащения и по применению хвостов обогащения в качестве сырья для производства строительных материалов. Однако на настоящий момент хвосты от обогащения руд цветных металлов КОФ, как и других подобных отходов обогащения не нашли массового способа переработки и утилизации, продолжая накапливаться и загрязнять окружающую природную среду ряда регионов.

По извлечению ценных компонентов ТМО по корпорации "Казахмыс", изученным "Механобр" и "Гидрометаллургия", стали хвосты Карагайлинской обогатительной фабрики. В ее отвалах содержание меди является достаточно высоким – 0,48%, как и наличие серебра – 21,8 г/т, показали исследования. Однако в этом хвостохранилище заложено слишком много сульфидной серы. "Эта сульфидная сера приводит к тому, что выделить богатый концентрат уже не получается. Для переработки атмосферный метод не подходит, а оба автоклавных метода требуют очень большого расхода реагентов кислорода

на автоклавное окисление, а потом известняка на нейтрализацию получающейся кислоты. В результате все это привело к убыточности данного процесса, переработка этих хвостов по всем трем методикам оказывается невыгодна", – посетовал Фоменко.

В связи с этим, одним из возможных путей решения проблемы накопления и утилизации крупнотоннажных отходов от обогащения, рассматривая их в контексте вторичного сырья, является разработка различных комплексных технологий по переработке хвостов от обогащения с получением товарной продукции.

2 Методика исследований

2.1 Гранулометрический анализ

Для определения гранулометрического состава лежалых хвостов использовался набор сит КСМ по ГОСТ 2715-75, с размерами отверстий, мм: 2,0; 1,0; 0,5; 0,2; 0,1; 0,071; 0,045 [14,15]. Ситовый анализ выполнен комбинированным способом, включающем отмывку первичных шламов на сите с размерами отверстий 0,045 мм, сушку класса крупностью более 0,045 мм, с последующим рассевом его на ситах, указанных выше.

2.2 Физические свойства

Определение физических свойств хвостов включало определение удельного веса и насыпной плотности хвостов.

2.3 Минеральный состав

Изучение минерального состава проводилось в отраженном свете в полированных брикетах (аншлифах) с применением микроскопа OLYMPUSBX 53, видеокамеры SIMAGISXS-3CU и программного обеспечения для анализа изображений Минерал С7 компании SIAMS.

2.4 Флотационное обогащение

Флотационное обогащение выполнялось на стандартных лабораторных механических флотационных машинах типа Механобр с объемом камер 3, 1.0 и 0.5 л.

Для исследования были применены следующие реагенты:

- сода - регулятор среды pH;
- жидкое стекло – депрессор пустой породы;
- ксантогенат бутиловый - собиратель;
- МИБК, ОПСБ – пенообразователь;
- натрий сернистый.

2.5 Химический анализ

Выполнение химического, атомно-абсорбционного, рентгеноспектрального и фазового анализов осуществлялось в специализированной аттестованной химико-аналитической лаборатории. Аттестат аккредитации № К.З.Т.10.1403 от 22.08.2018 г.

2.6 Сгущение и фильтрация

Для проведения тестов по вакуумной фильтрации использовалось следующее оборудование:

- Стакан химический (объём – 2,0 дм³);
- Мешалка с электроприводом;
- Колба Бунзена (объём – 2,5 дм³);
- Воронка Бюхнера (диаметр – 120 мм);
- Фильтр «Белая лента» (диаметр – 120 мм);
- Секундомер;
- Весы аналитические;
- Сушильный шкаф.

Для проведения исследований в лабораторию были предоставлены 2 пробы лежалых хвостов КОФ в количестве 35,5 кг и 420,5 кг. Пробы были смешаны, усреднены и подготовлены для проведения исследований. После контрольного взвешивания вес усредненной пробы составил 456 кг. Схема подготовки и разделки пробы руды приведена на рисунке 1.



Рисунок 1 – Схема подготовки и разделки пробы

3.2 Вещественный состав

3.2.1 Химический анализ лежалых хвостов КОФ

В таблице 1 приведено содержание основных компонентов пробы лежалых хвостов по результатам химического анализа.

Таблица 1 – Химический анализ хвостов

Наименование пробы	Массовая доля, %									
	Cu	Zn	Pb	Au, г/т	Ag, г/т	Fe	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO
Лежалые хвосты КОФ	0,169	0,157	0,017	0,22	2,00	4,62	3,024	70,15	18,05	0,949

Согласно результатам химического анализа, содержание основных ценных компонентов составило: меди 0,169 %, серебра 2,00 г/т, золота 0,22 г/т, цинка 0,157 %, свинца 0,017%.

Результаты рентгеноспектрального анализа хвостов приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Рентгеноспектральный анализ хвостов

Элемент	Содержание, %	Элемент	Содержание, %
Cu	0,187	P	0,062
Fe	3,769	Pb	0,017
Al	6,274	Rb	0,002
As	0,006	S	2,183
Ba	0,332	Si	33,836
Ca	0,678	Sn	0,001
Cr	0,019	Sr	0,019
K	1,457	Ti	0,206
Mg	1,896	V	0,010
Mn	0,028	Zn	0,149
Mo	0,003	Zr	0,007

Из данных таблицы 2 следует, что результаты рентгеноспектрального анализа по содержанию основных элементов, в сравнении с данными химического анализа, приведенными в таблице 1, имеют небольшие отклонения и практически совпадают с ними.

Результаты фазового анализа меди приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты фазового анализа меди

Формы соединений меди	Содержание % (абс.)	Содержание, % (отн.)
Cu общ., в т. ч.:	0,169	100,0
- Cu сульфидных минералов	0,136	80,47
- Cu окисленных минералов	0,033	19,53
в т. ч., хризоколлы	0,014	8,28

Результаты фазового анализа меди показали, что в поступившей на исследование пробе хвостов основное количество меди представлено сульфидной формой – на 80,47 %, окисленные формы меди составили - 19,53 % (из них хризоколлы – 42,42 %).

3.2.2 Минералогические исследования отвальных лежалых хвостов КОФ

Результаты рентгенофазового анализа, выполненного на рентгеновском дифрактометре D2 PHASER, представлены в таблице 4.

Таблица 4 - Рентгенофазовый анализ лежалых хвостов КОФ

Вещество	Хим. Формула	Содержание, %
Кварц	SiO_2	80,06
Слюда:	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	11,76
Мусковит	$\text{KMg}_2(\text{Si}_3\text{Al})\text{O}_{10}(\text{OH})_2$	<1
Флогопит		
Хлорит	$\text{Mg}_6\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$	4,56
Пирит	FeS_2	2,51
Кальцит	CaCO_3	<1
Гипс	$\text{Ca}(\text{SO}_4) \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	<1

На минералогический анализ поступил материал **лежалых хвостов** Карагайлинской обогатительной фабрики, измельченный до аналитической крупности (-0,2+0 мм). Из предоставленного материала были изготовлены брикеты диаметром 40 мм.

В ходе минералогического анализа исследовано 74 поля зрения.

Основными рудными минералами являются - пирит, халькопирит; редкие - сфалерит, гематит и халькозин (дигенит). Относительное количество всех рудных минералов составляет 7,4 % от общей массы.

Общий вид брикетированных хвостов представлен на рисунке 2.

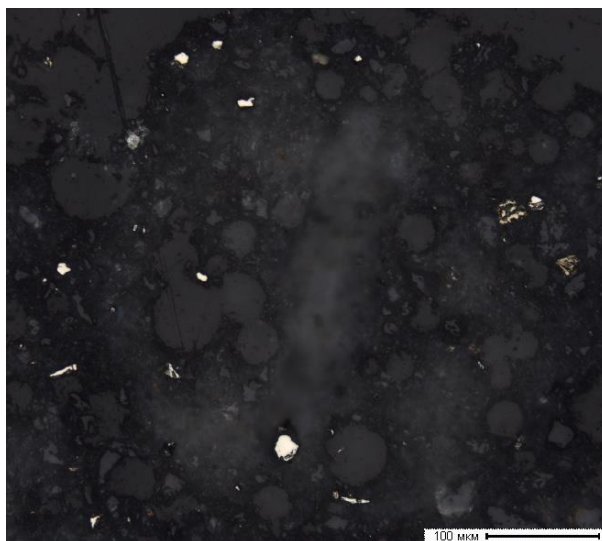


Рисунок 2 – Общий вид брикетированных лежалых хвостов КОФ

Пирит (FeS_2) является наиболее распространенным минералом. Зерна пирита имеют неправильную, реже гипидиоморфную и округлую форму (рис.3). В основном пирит представлен отдельными зернами, свободными от сростков и включений. Иногда пирит образует сростки с халькопиритом (рисунок 4). Количественно пирит составляет 5,5 % от общей массы и 74,3 % от суммы рудных минералов. Размер зерен пирита преимущественно (на 77 %) составляет 0,01 – 0,05 мм.

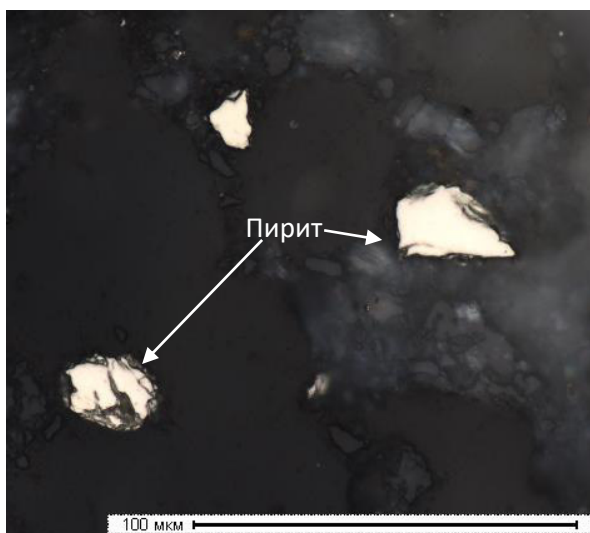


Рисунок 3 - Пирит разной формы, размер мелких зерен 0,02 мм до 0,1 мм крупные. Увел. 20х

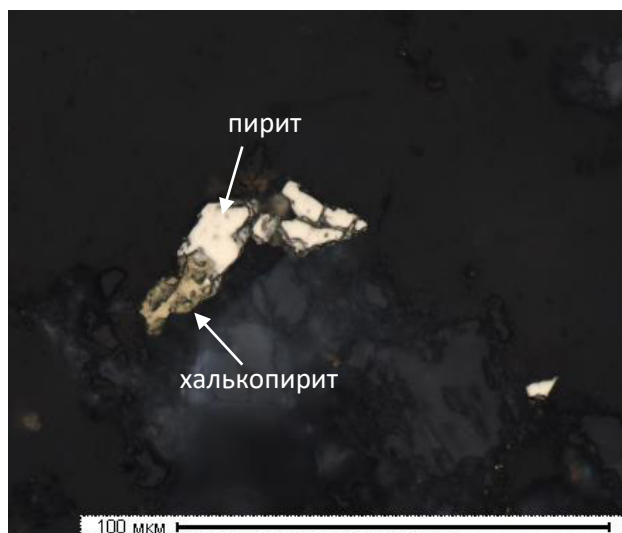


Рисунок 4 - Пирит в срастании с халькопиритом. Увел. 50х

Халькопирит (CuFeS_2) составляет 1,5% от общей массы, или 20,3 % от суммы рудных минералов. Образует как самостоятельные отдельности (рисунок 5), так и сростки с пиритом (21,6%) и сфалеритом (0,8%). В сфалерите встречается в виде эмульсионных включений. В позднем халькопирите присутствуют реликты более раннего пирита (рисунок 6).

Абсолютно раскрытые зерна составляют 47,1 % от общего количества зерен, их размер в основном (на 51,9 %) в пределах от 0,01 до 0,025 мм.

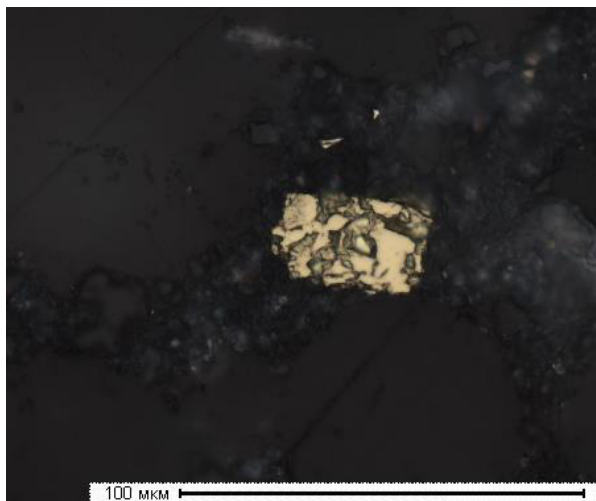


Рисунок 5 - Самостоятельные зерна халькопирита, размер 0,038 мм. Увел. 50х

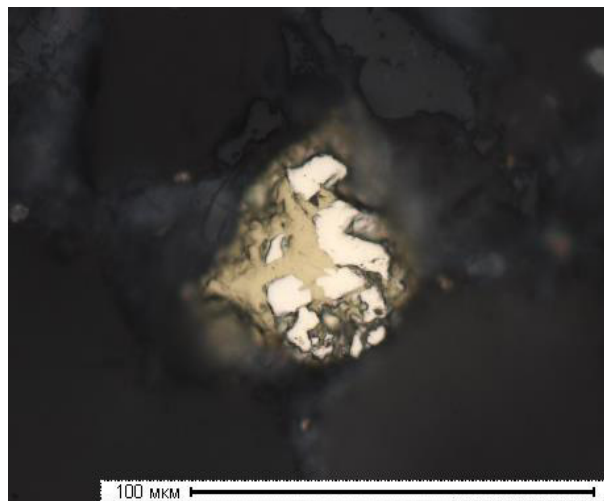


Рисунок 6 - Реликты пирита (белое) в халькопирите (желтое) Увел. 50х

Сфалерит ZnS составляет 0,3 % (или 4,0 % от рудной минерализации). Формы выделения сфалерита ксеноморфные. 80 % зерен сфалерита имеют размер 0,025 – 0,05 мм. Сфалерит встречается как в свободных образованиях, так и в сростках с халькопиритом (рисунок 8), реже с пиритом. Как описано выше, в сфалерите часто присутствует халькопирит в виде эмульсионных структур (рисунок 7).

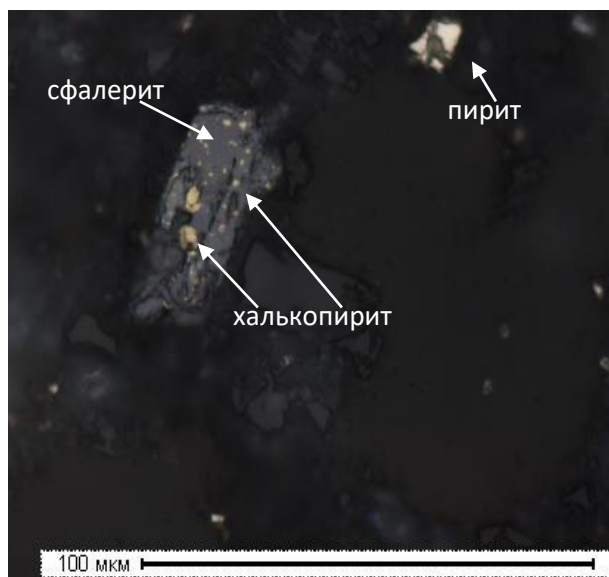


Рисунок 7 - Эмульсионное включение халькопирита в сфалерите. Увел. 50х

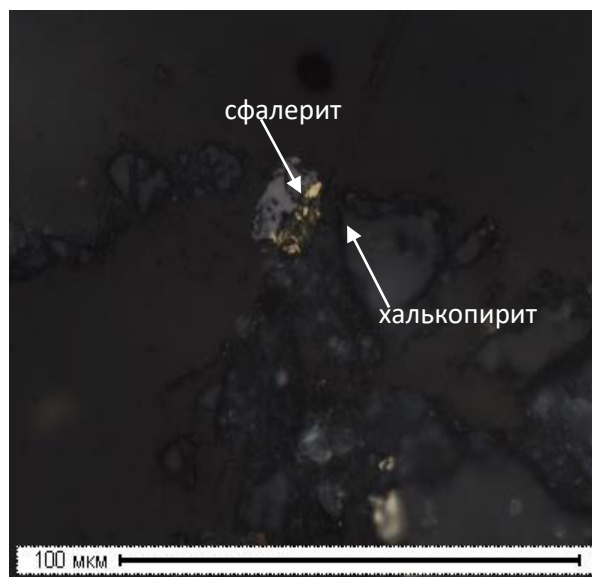


Рисунок 8 - Сфалерит в сростке с халькопиритом. Увел. 50х

Разновидность **халькозина** – **дигенит** в сочетании с ковеллином встречаются крайне редко, в основном в ассоциации с гидроокислами железа (рисунок 10). Размер зерен варьируется в пределах их от 0,01 до 0,025 мм.

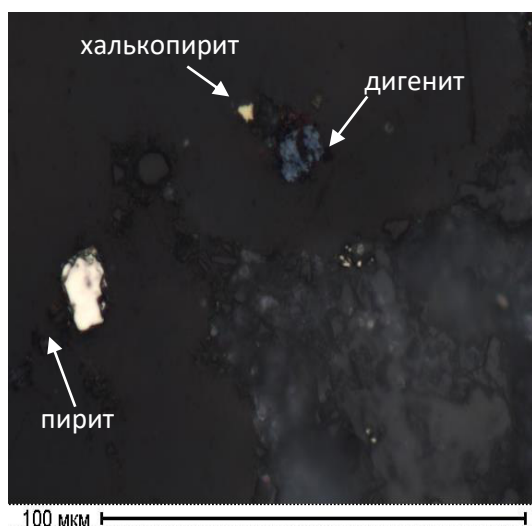


Рисунок 9 - Дигенит частично замещен ковеллином. Размер 0,011 мм. Увел. 50х



Рисунок 10 - Гидроокислы железа, по центру зерно ковеллина. Увел. 50х

В таблице 5 представлены сводные данные по описанным минералам.

Таблица 5 - Общие данные по основным рудным минералам и их сросткам

Минерал	Масс. %	Поверхность	
		Раскр. / В сростке с ...	Доля, %
Пирит	5,5	Свободные зерна	50,6
		Нерудные	34,7
		Халькопирит	14,4
		Край изображения	0,3
Халькопирит	1,5	Свободные зерна	67,2
		Нерудные	10,5
		Пирит	21,6
		Сфалерит	0,8
Сфалерит	0,3	Свободные зерна	49,2
		Нерудные	40,1
		Халькопирит	10,7
Гематит	0,1	Свободные зерна	53,7
		Нерудные	30,9
		Дигенит	15,4
Дигенит	0,0	Свободные зерна	58,1
		Гематит	41,9
Итого	7,4 %		
Нерудные минералы	92,6	Свободные зерна	72,7
		Пирит	8,2
		Халькопирит	1,7
		Сфалерит	0,5
		Гематит	0,1
		Край изображения	16,9

В таблице 6 представлены сводные данные по размерам рудных зерен.

Таблица 6 – Сводные данные по рудным зернам и их размерам

Минерал	Масс. доля, %	Абс. раскр. зёрна, %	Все зёрна			Абс. раскр. зёрна		
			Кол-во	Размеры, мкм	%	Кол-во	Размеры, мкм	%
Пирит	5,5	30,1	462	0-10	9,1	124	0-10	9,0
				10-25	38,0		10-25	36,1
				25-50	39,0		25-50	32,5
				50-125	13,9		50-125	22,4
Халькопирит	1,5	47,1	589	0-10	31,4	244	0-10	36,7
				10-25	51,9		10-25	58,0
				25-50	16,7		25-50	5,2
Сфалерит	0,3	28,2	11	0-10	0,9	4	0-10	-
				10-25	19,1		10-25	53,6
				25-50	80,0		25-50	46,4
Гематит	0,1	0,0	1	25-50	100	0	25-50	-

Выводы по минералогии

1) Предоставленная проба лежалых хвостов является отходом обогащения на КОФ руд месторождений Космурун, Акбастау, Абыз.

2) Преобладающим рудным минералом в пробе является пирит, составляющий 74,3 % всей рудной минерализации, учитывая возможную ассоциацию золота с пиритом, пирит является одним из ценных компонентов в пробе.

Пирит встречается преимущественно в виде отдельных зерен (50, 6 %) и агрегатов, при этом 34, 7 % зерен пирита находится в сростках с пустой породой, следовательно, для их извлечения потребуется дополнительное измельчение хвостов. 34, 2 % сростков пирита на 95 % представлены целевым минералом, что будет способствовать из высокому извлечению. Редко встречаются сростание пирита с халькопиритом, реже со сфалеритом. Халькопирит поздней генерации замещает пирит.

3) Второй по значимости ценный компонент – халькопирит, составляет 20 % рудной минерализации. Часто встречается в свободных зернах (67, 2 %), а в 48,3 % сростков является преобладающим минералом, что позволяет отнести его к легкоизвлекаемым компонентам.

4) Другие рудные компоненты не имеют промышленного значения. Золото, ввиду низкого содержания (0,22 г/т), в представленной пробе хвостов минералогически не визуализируется.

3.3 Гранулометрический анализ

Результаты гранулометрического анализа исходных хвостов приведены в таблице 8.

Из данных таблицы 8 следует, что содержание наиболее ценных компонентов составило: меди - 0,169 %, цинка - 0,157%, золота - 0,22 г/т, серебра - 2,00 г/т.

Наибольший выход имеет класс крупности $-0,045+0$ мм - 46,97 %, в который распределено основное количество благородных металлов, железа, серы, свинца.

С целью наиболее точного определения распределения ценных компонентов решено провести классификацию нижних классов крупности $-0,071+0$ мм на анализаторе гранулометрического состава CYCLOSIZER, который используется для классификации тонких частиц различных материалов, в т.ч. микрошлямов с размером частиц менее 74 микрон. Результаты приведены в таблице 9.

Из результатов таблицы 9 следует, что наибольшее распределение благородных металлов сосредоточено в классах крупности:

- $-0,045+0,032$ мм:
 - золота 40,90%;
 - серебра 46,62%.
- $-0,022+0,011$ мм:
 - золота 26,40%,
 - серебра 22,69%.

Наличие в пробе лежалых хвостов тонких шламов (**менее 0,01—0,005 мм**) ухудшает процесс флотации. Шламы пустой породы могут налипать на поверхность флотируемого минерала, снижая его гидрофобность.

Таблица 8 - Результаты гранулометрического анализа

[illegible]

Таблица 9 - Результаты ситового анализа класса крупности $-0,071+0$ мм, проведенного на CYCLOSizer

[illegible]

4 Определение физических свойств

Результаты определения физических свойств приведены в таблице 10.

Таблица 10 –Физические свойства

Наименование	Результат определения
Удельный вес, г/см ³	2,63
Насыпная плотность, г/см ³	1,30

5 Обогащение флотационными методами

Согласно результатам химического анализов лежалых хвостов, содержание основных ценных компонентов в пробе составляет: меди 0,167%, цинка 0,157%, золота 0,22 г/т, серебра 2,00 г/т, железа 4,62 %.

Для получения объективных данных по флотации лежалых хвостов лабораторные исследования осуществлялись в следующем порядке:

- выбор оптимальной тонины помола, позволяющей максимально извлекать ценные компоненты;
- проведение опытов по действующей схеме КОФ;
- определение оптимального времени флотации;
- подбор реагентов-собирателей и депрессоров различных производителей и их сочетаний;
- выбор оптимальной pH среды;
- проведение исследований с делительной классификацией хвостов, с последующей раздельной флотацией: песков (с доизмельчением) и шламов;
- выбор технологической схемы;
- анализ полученных результатов и реализация технологии в непрерывном цикле.

5.1 Исследование кинетики измельчения пробы лежалых хвостов без предварительной классификации

Результаты определения кинетики измельчения исходной пробы хвостов без предварительной классификации с контролем крупности исходного продукта представлены в таблице 11.

Таблица 11 – Кинетика измельчения

Класс крупности, мм	Исходная проба	Время измельчения, мин		
		5	10	15
		Выход, %		
+ 0,071	36,18	26,55	16,00	6,75
- 0,071 + 0,00	63,82	73,45	84,00	93,25
в т.ч:				
- 0,071 + 0,045	16,85	15,30	13,30	16,25
- 0,045 + 0,00	46,97	58,15	70,70	77,00
Итого	100,00	100,00	100,00	100,00

Зависимость выхода класса крупности минус 0,071 мм от времени измельчения показан на рисунке 11.

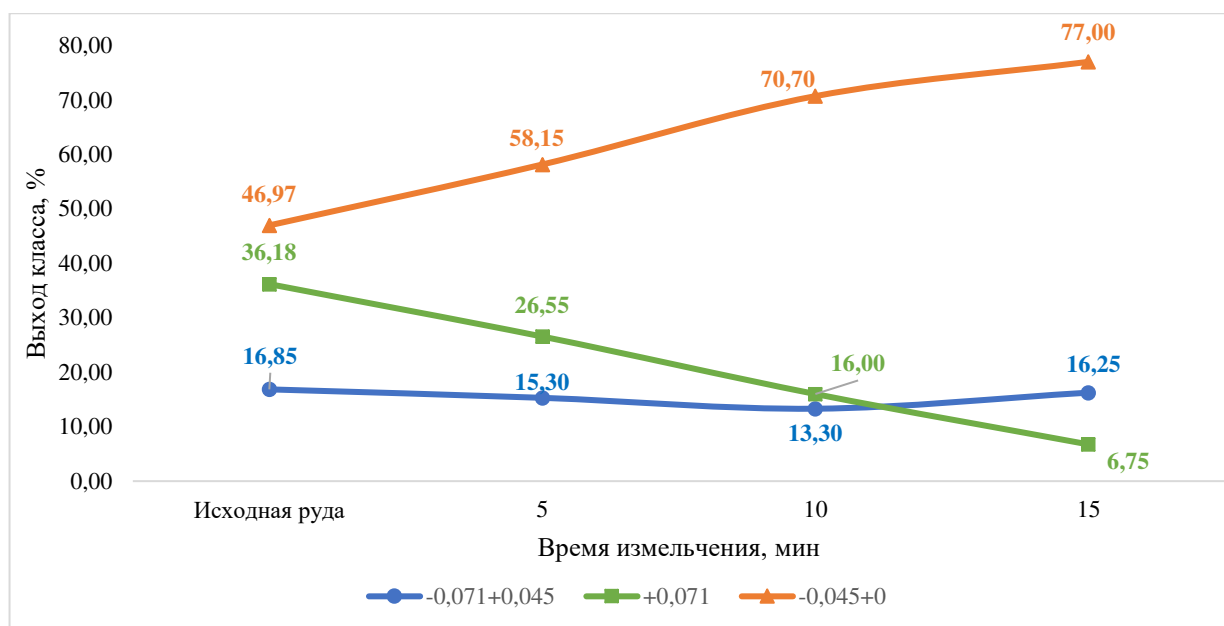


Рисунок 11 – Зависимость выхода классов крупности от времени измельчения

На основании результатов кинетики измельчения (таблица 11 и рисунок 7) следует, что при 8 минутах измельчения выход класса крупности - 0,071+0,045 мм стабилизировался в диапазоне 16,40% – 17,14%, дальнейшее измельчение приводит к увеличению класса крупности -0,045+0 мм и ошламованию флотационного процесса.

5.2 Исследование влияния степени измельчения лежалых хвостов на извлечение ценных компонентов

С целью определения влияния степени измельчения на извлечение минералов выполнены флотационные тесты на «голодном» реагентном режиме: Кх-30 г/т. МиБК-40 г/т.

Результаты исследований приведены в таблице 12. Схема проведения опыта указана на рисунке 12.

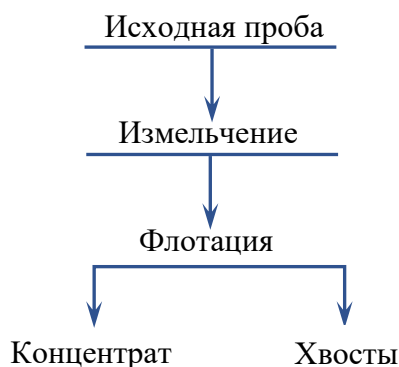


Рисунок 12 – Схема проведения опыта

Таблица 12 – Качественно-количественные показатели исследуемой пробы в зависимости от степени измельчения

Содержание класса минус 0,071 мм, %	Наименование продуктов	Выхо д, %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
			Cu	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Тест 1										
60% (без измельчение.)	Концентрат	4,70	1,23	20,51	1,06	8,57	34,14	20,88	22,70	20,16
	Хвосты	95,30	0,12	3,84	0,18	1,68	65,86	79,12	77,30	79,84
	Исходная руда	100	0,17	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 2										
75 % (измельчение 5 мин.)	Концентрат	4,07	2,25	23,17	1,36	11,58	54,34	20,42	25,29	23,59
	Хвосты	95,93	0,08	3,83	0,17	1,59	45,66	79,58	74,71	76,41
	Исходная руда	100	0,17	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 3										
85 % (измельчение 10 мин.)	Концентрат	2,04	4,05	25,98	1,66	13,42	48,81	11,46	15,47	13,67
	Хвосты	97,96	0,088	4,18	0,19	1,76	51,19	88,54	84,53	86,33
	Исходная руда	100	0,17	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 4										
95 % (измельчение 15 мин.)	Концентрат	2,12	3,88	24,71	1,71	13,08	48,75	11,36	16,46	13,89
	Хвосты	97,88	0,089	4,18	0,19	1,76	51,25	88,64	83,54	86,11
	Исходная руда	100	0,17	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Время флотации – 5 минут; Ксантогенат бутиловый – 50 г/т; МИБК– 40 г/т; pH - 7,5										

С увеличением тонины помола по классу крупности -0,071+0 мм с 60 % до 75 % наблюдается увеличение извлечения меди, железа и драгоценных металлов в концентрат: меди - от 34,14% до 54,34%, серебра - от 20,16% до 23,59%, золота 22,70% до 25,29%, и железа - от 20,51% до 23,17%, что соответственно, свидетельствует о достаточном «раскрытии» минералов. При тонине помола более 75% готового класса крупности минус 0,071 мм извлечение меди, железа и драгоценных металлов снижается.

На основании результатов кинетики измельчения, для получения качественного концентрата по содержанию железа, золота и серебра, принято решение о проведении флотации при тонине помола **75 % класса -0,071мм**, при котором выход концентрата составил 4,07%, с содержанием железа – 23,17 %, серебра – 11,58 г/т, золота – 1,36 г/т.

5.3 Проведение опыта по схеме обогащения, действующей на Карагайлинской обогатительной фабрике

Проведены лабораторные исследования по обогащению хвостов по схеме КОФ для определения возможно достижимых показателей обогащения. Лабораторные исследования проводились без измельчения исходного материала, в открытом цикле. Схема исследований представлена на рисунке 13.

Показатели технологического режима и результаты тестовых флотационных опытов представлены, соответственно, в таблицах 13 и 14.

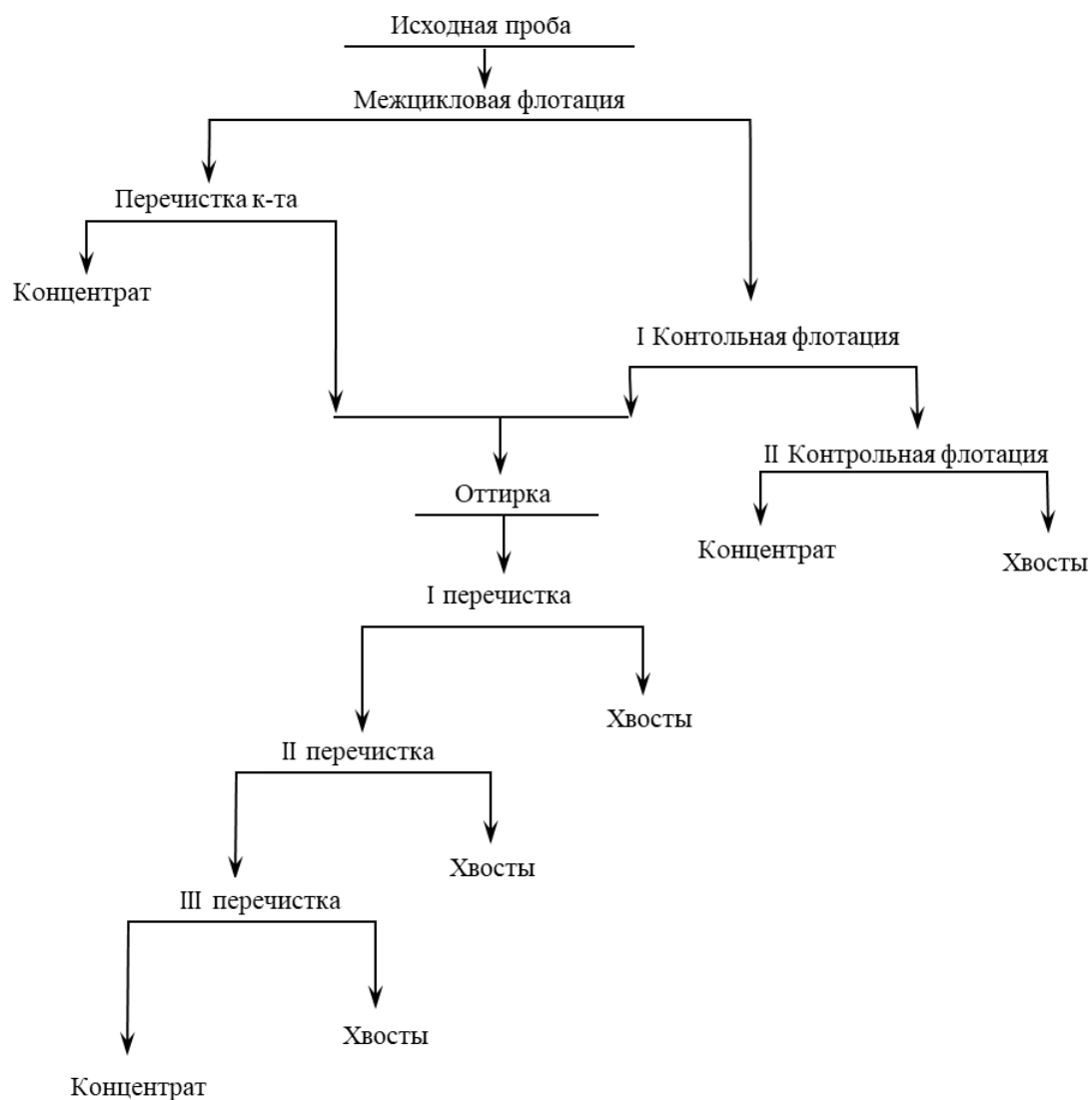


Рисунок 13 – Схема лабораторных исследований без измельчения лежалых хвостов

Таблица 13 – Технологический режим обогащения хвостов без измельчения исходного материала

Точки подачи	Время флотации, мин	pH	Расход реагентов, г/т		
			СаО	Кх	МИБК
Межцикловая флотация	3	9,0	1200	25	15
I основная флотация	3	9,0	-	120	15
Измельчение II стадии			300	-	-
II основная флотация	10	9,0	-	120	20
Контрольная флотация	5	9,2	-	50	-
I перечистка	3	9,3	200	5	-
II перечистка	2	9,3	100	-	-
III перечистка	1,5	9,3	100	-	-

Таблица 14 – Результаты обогащения лежалых хвостов по схеме КОФ без доизмельчения

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
		Cu	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Концентрат перерешетки м/ц фл.	1,04	2,07	33,20	2,16	19,52	12,72	7,41	10,14	10,15
Концентрат III перерешетки	1,14	3,15	34,93	2,90	24,53	21,28	8,56	14,96	14,02
Суммарный концентрат	2,19	2,64	34,11	2,55	22,14	34,00	15,97	25,09	24,17
Концентрат контр флотации	1,60	0,36	12,77	0,69	5,85	3,39	4,37	4,96	4,66
Промпродукт	5,45	1,18	22,42	0,85	7,85	38,07	21,82	15,82	16,71
Хвосты	92,36	0,05	2,92	0,13	1,18	24,54	57,85	54,13	54,45
Исходная проба	100,0	0,169	4,67	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0

При проведении открытого схемного опыта по технологической схеме КОФ выход концентрата составил 2,19 %, извлечение золота - 25,09%, серебра – 24,17%, при содержании в концентрате – 2,55 г/т и 22,14 г/т, соответственно.

Проведены лабораторные исследования по обогащению лежалых хвостов с доизмельчением исходного материала по схеме КОФ (рисунок 14).

Показатели технологического режима и результаты тестовых флотационных опытов представлены, соответственно, в таблицах 15 и 16.

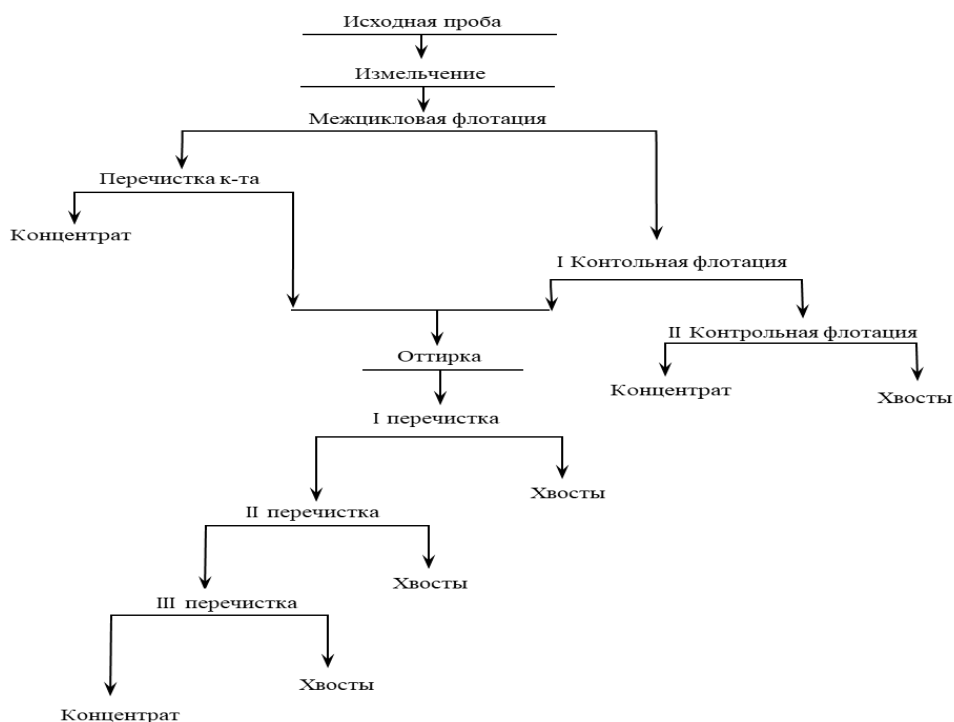


Рисунок 14 – Схема лабораторных исследований с доизмельчением лежалых ХВОСТОВ

Таблица 15 – Технологический режим обогащения хвостов с доизмельчением исходного материала

Точки подачи	Время флотации, мин	pH	Расход реагентов, г/т		
			СаО	Кх	МИБК
Межцикловая флотация	3	9,0	1200	25	15
I основная флотация	3	9,0	-	120	15
Измельчение II стадии			300	-	-
II основная флотация	10	9,0	-	120	20
Контрольная флотация	5	9,2	-	50	-
I перечистка	3	9,3	200	5	-
II перечистка	2	9,3	100	-	-
III перечистка	1,5	9,3	100	-	-

Таблица 16 – Результаты обогащения лежалых хвостов КОФ с доизмельчением

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
		Cu	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Концентрат перечистки м/ц фл.	0,57	4,45	24,18	2,29	24,15	32,34	13,78	21,03	19,58
Концентрат III перечистки	1,77	3,09	36,41	2,58	22,15	15,04	2,95	6,02	6,89
Суммарный концентрат	2,34	3,42	33,43	2,51	22,64	47,38	16,73	27,05	26,47
Концентрат контр флотации	1,58	0,32	12,37	0,42	4,27	3,00	4,19	3,06	3,38
Промпродукт	5,32	0,81	17,06	0,77	6,09	28,58	23,60	21,89	19,56
Хвосты	92,34	0,044	3,02	0,12	1,17	24,04	59,66	51,06	53,98
Исходная проба	100,0	0,169	4,67	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0

Результаты опыта показывают, что при обогащении лежалых хвостов по технологической схеме Карагайлинской ОФ с доизмельчением исходного материала, выход концентрата составил 2,34 %, извлечение золота - 27,05%, серебра – 26,47%, при содержании в концентрате - 2,51 г/т и 22,64 г/т, соответственно.

В таблице 17 приведены сравнительные данные лабораторных исследований, проведенных на исходных и доизмельченных хвостах.

Таблица 17 – Сравнительные данные

Наименование	Исходные хвосты КОФ	Доизмельченные хвосты КОФ	+/-
Выход, %	2,19	2,34	+0,15
<i>Медь</i>			
Извлечение, %	34,00	47,38	+13,38
Содержание в концентрате, %	2,64	3,42	+0,78
<i>Золото</i>			
Извлечение, %	25,09	27,05	+1,96
Содержание в концентрате, г/т	2,55	2,51	-0,04
<i>Серебро</i>			
Извлечение, %	22,19	26,47	+4,28
Содержание в концентрате, г/т	20,36	22,64	+2,28
<i>Железо</i>			
Извлечение, %	15,97	16,73	+0,76
Содержание в концентрате, г/т	34,11	33,43	-0,68

Как показывают сравнительные данные, доизмельчение лежалых хвостов до содержания класса -0,071 мм - 75% позволяет повысить извлечение:

- меди - с 34,00 % до 47,38 %;
- золота - с 38,17 % до 25,01%;
- серебра - с 38,54% до 32,79%;
- железа - с 41,57 до 33,86%;

Анализируя полученные данные, можно сделать вывод, что за счет доизмельчения хвостов наибольший прирост по извлечению получен по меди – на 13,38 %; также значительный прирост получен по извлечению золота – на 1,96 %; и серебра - на 4,28 %.

5.4 Определение времени флотации

Для определения оптимального времени основной флотации выполнены опыты по кинетике флотации по схеме, приведенной на рисунке 12. Результаты кинетики флотации приведены в таблице 18.

Таблица 18 – Качественно-количественные показатели концентрата основной флотации в зависимости от времени

Продукты	Выход, %	Содержание, % г/т*				Извлечение, %			
		Cu	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Концентрат 2 мин	4,40	2,02	28,54	1,93	16,73	52,65	27,18	38,55	36,82
Концентрат 4 мин	2,02	0,90	18,56	1,46	12,21	10,73	8,13	13,44	12,35
Концентрат 6 мин	1,52	0,46	13,19	0,82	8,82	4,10	4,34	5,66	6,71

Продолжение таблицы 18

Продукты	Выход, %	Содержание, % г/т*				Извлечение, %			
		Cu	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Концентрат 8 мин	1,20	0,31	10,23	0,56	6,92	2,19	2,66	3,05	4,15
Концентрат 10 мин	1,09	0,24	8,42	0,51	5,29	1,54	1,99	2,52	2,89
Суммарный концентрат	10,23	1,18	20,00	1,36	12,30	71,20	44,29	63,21	62,92
Концентрат 13 мин	1,48	0,21	7,77	0,44	4,69	1,87	2,48	2,92	3,46
Концентрат 16 мин	1,44	0,19	6,85	0,33	3,86	1,62	2,13	2,17	2,78
концентрат 19 мин	1,41	0,17	6,18	0,26	3,14	1,45	1,88	1,66	2,21
концентрат 21 мин	1,15	0,17	5,85	0,24	2,86	1,16	1,45	1,24	1,64
концентрат 24 мин	1,34	0,15	5,09	0,24	2,31	1,15	1,47	1,45	1,54
Суммарный концентрат	17,04	0,78	14,57	0,94	8,75	78,46	53,71	72,64	74,55
Отвальные хвосты	82,97	0,04	2,58	0,07	0,61	21,54	46,29	27,36	25,45
Исходная руда	100,0	0,17	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Содержание класса -0,071 мм – 75%; Ксантогенат бутиловый – 40 г/т; ОПСБ– 30 г/т; pH - 7,5									

Результаты исследования показывают, что основное извлечение золота и серебра приходится в первые 10 минут флотации и составляет: для золота – 63,21 %, для серебра – 62,92 %. Дополнительная подача реагентов активировала процесс флотации и показала прирост извлечения и выхода на 13 минуте, что свидетельствует о необходимости подбора реагентного режима.

На рисунке 15 приведена графическая зависимость качественно-количественных показателей концентрата по золоту от времени флотации.

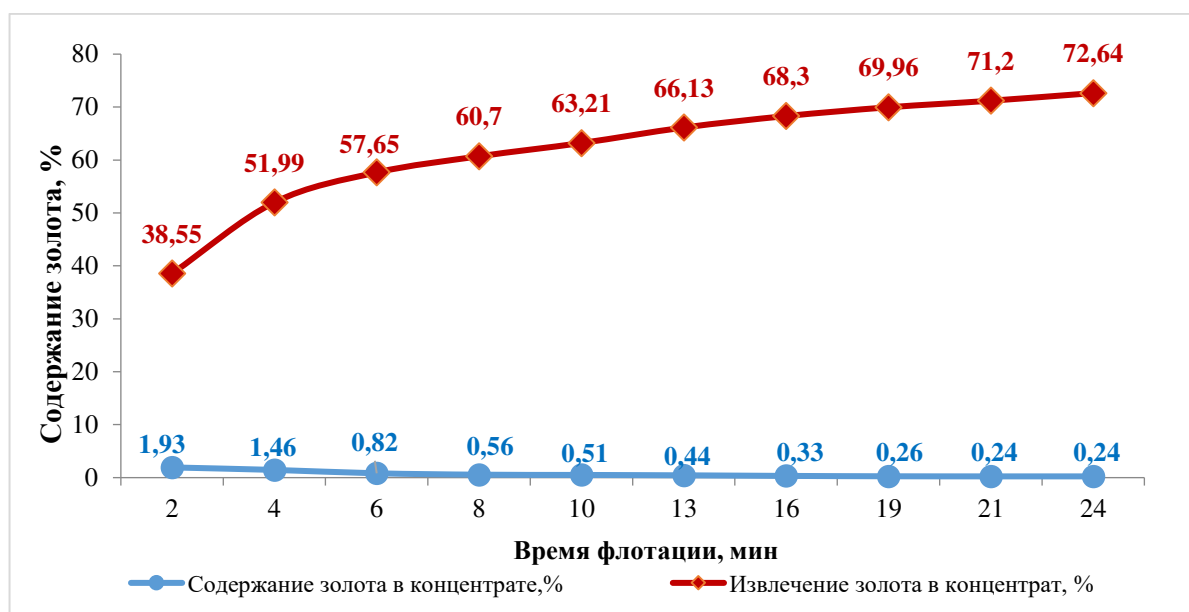


Рисунок 15 – Зависимость показателей флотации золота от времени

Из результатов таблицы 18 и графика на рисунке 15 следует что, оптимальное время основной флотации хвостов составляет 10 минут, контрольной флотации - 6 минут.

5.5 Подбор реагентного режима

5.5.1 Определение оптимального расхода собирателя

Для подбора расхода собирателя - ксантогената натрия бутилового проведен ряд лабораторных тестов с минимальным временем флотации 5 минут.

Опыт проводили по схеме, приведенной на рисунке 12, результаты и условия проведения тестов показаны в таблице 19.

Таблица 19 – Результаты тестов по подбору расхода ксантогената натрия бутилового (Кх)

Расход реагента Кх, г/т	Продукт	Выход %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
			Cu,	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Тест 1										
40	Концентрат	10,22	1,17	20,02	1,36	12,3	70,98	44,26	63,24	62,78
	Хвосты	89,78	0,055	2,87	0,09	0,83	29,02	55,74	36,76	37,22
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 2										
50	Концентрат	10,72	1,14	19,53	1,31	11,9	72,09	45,31	64,12	63,54
50	Концентрат	10,72	1,14	19,53	1,31	11,9	72,09	45,31	64,12	63,54
	Хвосты	89,28	0,053	2,83	0,09	0,82	27,91	54,69	35,88	36,46
	Исходная проба	100,0	0,169	4,620	0,219	2,008	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 3										
60	Концентрат	12,42	0,96	16,82	1,12	10,3	70,12	45,22	63,07	64,07
	Хвосты	87,58	0,058	2,889	0,09	0,82	29,88	54,78	36,93	35,93
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Содержание класса -0,071 мм -75%; Время флотации – 10 минут; ОПСБ– 30 г/т; рН - 7,5										

Наиболее высокое извлечение в концентрат получено при расходе бутилового ксантогената 50 г/т: золота – 64,12 %, серебра – 63,54 %, железа – 45,31 %, при этом содержание золота в концентрате составил 1,31 г/т, серебра – 11,9 г/т. С увеличением расхода ксантогената до 60 г/т выход концентрата увеличивается, а извлечение золота и серебра остается на одном уровне.

Оптимальный расход реагента бутилового ксантогената для основной флотации исходной пробы составил 50 г/т.

5.5.2 Определение оптимального расхода сернистого натрия

Схема обогащения приведена на рисунке 12, результаты и условия тестов приведены в таблице 20.

Таблица 20 – Результаты тестов, по подбору расхода сернистого натрия

Расход Na2S, г/т	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
			Cu,	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Тест 1 (базовый)										
0	Концентрат	10,72	1,14	19,53	1,31	11,9	72,09	45,31	64,12	63,54
	Хвосты	89,28	0,053	2,83	0,09	0,82	27,91	54,69	35,88	36,46
	Исходная проба	100,0	0,169	4,620	0,219	2,008	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 2										
10	Концентрат	11,30	1,07	18,40	1,21	10,98	71,63	45,05	62,04	62,13
	Хвосты	88,70	0,05	2,86	0,09	0,86	28,37	54,95	37,96	37,87
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 3										
30	Концентрат	11,45	1,08	18,66	1,25	11,32	73,24	46,19	64,94	65,26
	Хвосты	88,55	0,051	2,81	0,09	0,79	26,76	53,81	35,06	34,74
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 4										
50	Концентрат	10,34	1,17	19,42	1,22	11,46	71,41	43,48	59,21	57,26
	Хвосты	89,66	0,054	2,91	0,11	0,91	28,59	56,52	40,79	42,74
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 5										
100	Концентрат	10,58	1,02	15,12	1,09	9,80	61,93	34,42	51,85	52,49
	Хвосты	89,42	0,074	3,41	0,12	1,08	38,07	65,58	48,15	47,51
	Исходная проба	100,0	0,169	4,65	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Содержание класса -0,071мм -75%; Время флотации – 10 минут; Ксантогенат бутиловый – 50 г/т; ОПСБ– 30 г/т; pH - 7,5										

Как показывают результаты опытов, при добавлении сернистого натрия в количестве 10 г/т, извлечение металлов незначительно снижается, однако, при увеличении расхода сернистого натрия до 30 г/т наблюдается повышение извлечения в сравнении с базовым опытом: золота с 64,12 до 64,94 %, серебра - с 63,54 до 65,26%. Дальнейшее увеличение не дает прироста по качественно-количественным показателям концентрата.

Оптимальный расход реагента сернистого натрия для основной флотации составил 30 г/т.

5.5.3 Подбор pH среды для флотации

Проведены исследования по подбору pH среды для флотации хвостов в нейтральной, слабо щелочной и кислой среде. Для регулирования pH среды использовали соду и серную кислоту.

Схема обогащения приведена на рисунке 12, результаты и условия тестов - в таблицах 21, 22.

Таблица 21 – Результаты тестов по подбору оптимального значения pH среды с применением соды кальцинированной

Условие рН среды	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
			Cu,	Fe	Au*	Ag*	Cu	Fe	Au	Ag
Тест 1 (базовый)										
рН=7,5 ед	Концентрат	10,72	1,14	19,53	1,31	11,9	72,09	45,31	64,12	63,54
	Хвосты	89,28	0,053	2,83	0,09	0,82	27,91	54,69	35,88	36,46
	Исходная проба	100,0	0,169	4,620	0,2	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 2										
рН=8,0 ед Na ₂ CO ₃	Концентрат	12,80	0,96	15,53	1,12	9,79	72,67	43,02	63,87	62,56
	Хвосты	87,20	0,05	3,02	0,09	0,86	27,33	56,98	36,13	37,44
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 3										
рН=9,0 ед Na ₂ CO ₃	Концентрат	12,02	1,03	17,36	1,22	10,85	73,40	45,16	66,49	65,21
	Хвосты	87,98	0,051	2,88	0,08	0,79	26,60	54,84	33,51	34,79
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 4										
рН=10,0 ед Na ₂ CO ₃	Концентрат	15,27	0,86	12,75	0,91	8,31	75,60	42,09	62,12	63,41
	Хвосты	84,73	0,050	3,16	0,10	0,86	24,40	57,91	37,88	36,59
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 5										
рН=11,0 ед Na ₂ CO ₃	Концентрат	12,17	0,92	14,26	0,97	8,53	66,22	37,59	53,45	51,90
	Хвосты	87,83	0,065	3,28	0,12	1,10	33,78	62,41	46,55	48,10
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Содержание класса -0,071мм -75%; Время флотации – 10 минут; Ксантогенат бутиловый – 50 г/т; ОПСБ– 30 г/т										

Полученные результаты показывают, что при повышении pH до 9 ед. извлечение золота увеличилось с 64,12 % до 66,49 %, серебра - с 63,54 % до 65,21 %, при этом качество концентрата составило: 1,22 г/т золота и 10,85 г/т серебра. Дальнейшее увеличение уровня pH не дает положительных результатов по качественно-количественным показателям концентрата.

Таблица 22 – Результаты тестов по подбору оптимального значения pH среды с применением серной кислоты

Условие рН среды	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %, г/т*				Извлечение, %			
			Cu,	Fe	Au, г/т	Ag, г/т	Cu	Fe	Au	Ag
Тест 1 (базовый)										
рН=7,5 ед	Концентрат	10,72	1,14	19,53	1,31	11,9	72,09	45,31	64,12	63,54
	Хвосты	89,28	0,053	2,83	0,09	0,82	27,91	54,69	35,88	36,46
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,20	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 2										
рН=6,0 ед H ₂ SO ₄	Концентрат	12,37	0,96	17,28	1,10	10,09	70,02	46,25	62,03	62,40
	Хвосты	87,63	0,06	2,83	0,10	0,86	29,98	53,75	37,97	37,60
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 3										
рН=5,0 ед H ₂ SO ₄	Концентрат	12,54	0,94	17,32	1,09	10,12	69,55	47,01	62,19	63,45
	Хвосты	87,46	0,059	2,80	0,10	0,84	30,45	52,99	37,81	36,55
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Тест 4										
рН=4,0 ед H ₂ SO ₄	Концентрат	13,40	0,84	17,14	1,08	9,76	67,12	49,75	65,77	65,41
	Хвосты	86,60	0,064	2,68	0,09	0,80	32,88	50,25	34,23	34,59
	Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0
Содержание класса -0,071мм -75%; Время флотации – 10 минут; Ксантогенат бутиловый – 50 г/т; ОПСБ– 30 г/т										

Результаты опытов показывают, что при повышении pH до 4 ед. извлечение золота и серебра повышается по сравнению с базовым опытом на 0,2% по золоту и на 1,87 % по серебру, при этом качество концентрата составило - 1,06 г/т золота и 9,76 г/т серебра.

Сравнительные данные по подбору pH среды приведены в таблице 23.

Таблица 23 – Сравнительные данные по подбору pH среды

pH среда	Извлечение, %	
	Au	Ag
7,5	64,12	63,54
9,0	66,49	65,21
4,0	65,77	65,41

Для определения наиболее эффективного регулятора pH-среды в таблице 24 приведены данные по эффективности обогащения, рассчитанные по формуле Ханкокка - Луйкена.

Таблица 24 – Результаты расчетов тестов по эффективности обогащения

рН среда	Эффективность обогащения, %	
	Au	Ag
7,5	53,90	53,52
9,0	54,59	54,27
4,0	52,48	53,06

Расчет показал, что при регулировании рН-среды содой до 9 ед. достигается максимальная эффективность: по золоту - 54,59 %, по серебру - 54,27 %.

На основании полученных данных, оптимальный рН уровень для проведения флотации лежалых хвостов принят рН-9 ед.

5.6 Проведение делительной классификации

По результатам ранее выполненного ситового анализа установлено, что исходная проба лежалых хвостов представляет собой тонкий продукт, что предопределяет появление большого количества шламов. Для обеспечения равнофлотируемости крупных и тонких частиц путем создания более плотной пленки собирателя на крупных частицах и менее плотной - на тонких, необходима раздельная флотация песков и шламов.

Учитывая результаты минералогических исследований и ситового анализа (таблицы 8, 9) решено провести исследования по обогащению лежалых хвостов по двум вариантам:

- 1) с делительной классификацией хвостов, с последующей раздельной флотацией: песков (с доизмельчением) и шламов;
- 2) с доизмельчением хвостов и последующей флотацией.

Для проведения делительной классификации выполнено разделение исходной пробы на сите минус 0,071 мм.

Для оценки роли шламов в процессе флотации, проведен сравнительный лабораторный опыт в открытом цикле без делительной классификации.

Схема проведения опыта с делительной классификацией представлена на рисунке 16, схема проведения опыта без делительной классификации представлена на рисунке 17, условия лабораторных опытов - в таблице 25, результаты - в таблице 26.

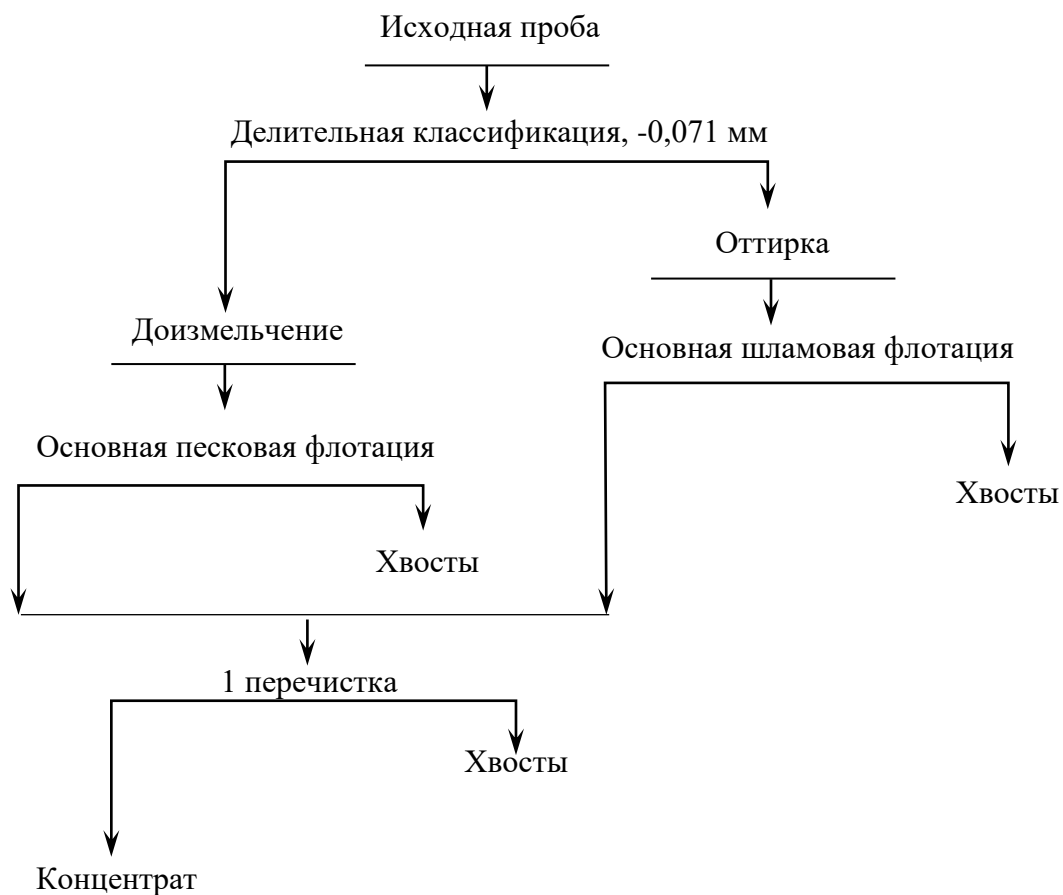


Рисунок 16 – Схема проведения опыта с делительной классификацией

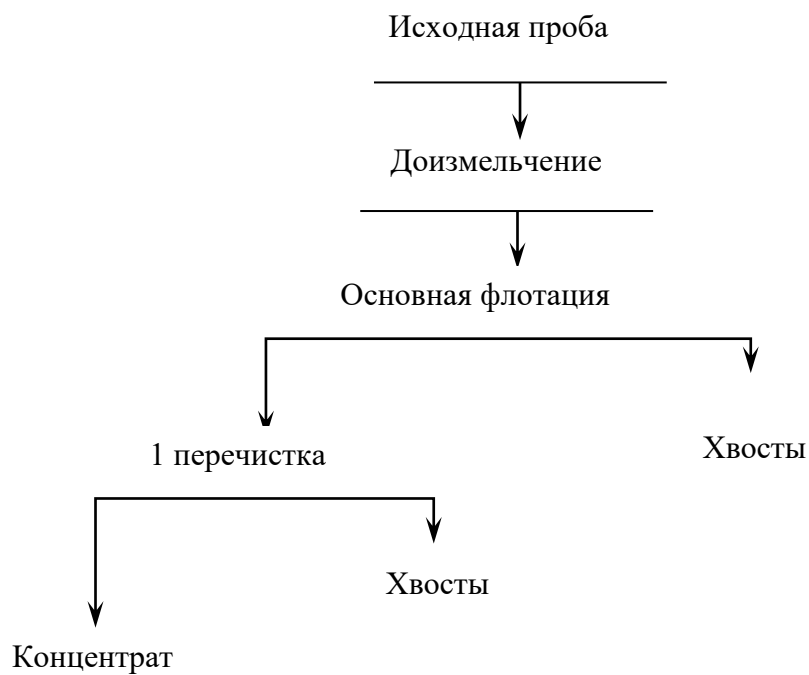


Рисунок 17 – Схема проведения опыта без делительной классификации

Таблица 25 – Условия проведения опыта

Операция, продукт	Содержание класса -0,071 мм, %	pH	Время, мин	Расход реагентов, г/т		
				Сода	Кх	ОПСБ
без делительной классификации						
Измельчение	75	-	-	11000	-	-
Основная флотация	-	9,0	10	-	50	30
1 перечистка	-	9,0	5	200	-	-
с делительной классификацией						
Классификация,-0,071 мм	-	-	-	-	-	-
Оттирка	-	9,0	15	6500	-	-
Основная шламовая флотация	-	9,0	6	6500	50	35
Доизмельчение	80	-	-	4500	-	-
Основная песковая флотация	-	9,0	5	-	50	18
1 перечистка	-	9,0	5	200	-	-

Таблица 26 – Результаты флотации

Наименование	Выход, %	Содержание, %, г/т					Извлечение, %				
		Cu	Fe	Au*	Ag*	Zn	Cu	Fe	Au	Ag	Zn
без делительной классификации											
Концентрат	7,76	1,43	23,66	1,46	13,65	1,32	65,65	39,76	51,45	52,98	65,21
Хвосты I перечистки	2,62	0,10	5,12	0,33	2,96	0,11	1,52	2,90	3,91	3,87	1,78
Хвосты	89,62	0,062	2,956	0,11	0,96	0,058	32,83	57,35	44,64	43,15	33,01
Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	0,157	100,0,	100,0	100,0	100,0	100,0
с делительной классификацией											
Концентрат	5,05	2,00	25,07	1,69	15,75	1,82	60,56	27,93	38,87	37,80	60,70
Хвосты I перечистки	8,32	0,19	6,05	0,38	3,57	0,13	9,53	10,90	14,54	14,87	6,64
Хвосты шлам	47,90	0,07	3,91	0,16	1,41	0,07	18,77	40,55	32,08	33,75	22,35
Хвосты песок	38,73	0,05	2,46	0,08	0,70	0,04	11,15	20,62	14,51	13,59	10,31
ΣХвосты	86,63	0,06	3,26	0,12	1,09	0,06	29,92	61,17	46,59	47,34	32,66
Исходная проба	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	0,16	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Результаты флотации показали, что проведение делительной классификации на сите по классу минус 0,071 мм снижает качественно-количественные показатели: извлечение золота снизилось с 51,45 % до 38,87%; серебра - с 52,98 % до 37,80 %; выход концентрата - с 7,76 % до 5,05%, следовательно. Проведение делительной классификации нецелесообразно.

5.7 Выполнение лабораторного опыта по воспроизведению полной схемы обогащения в замкнутом цикле с применением «чистой» воды

Воспроизведен опыт в замкнутом цикле по выбранной схеме обогащения, приведенной на рисунке 18. Условия проведения опыта показаны в таблице 27, результаты приведены в таблице 28.

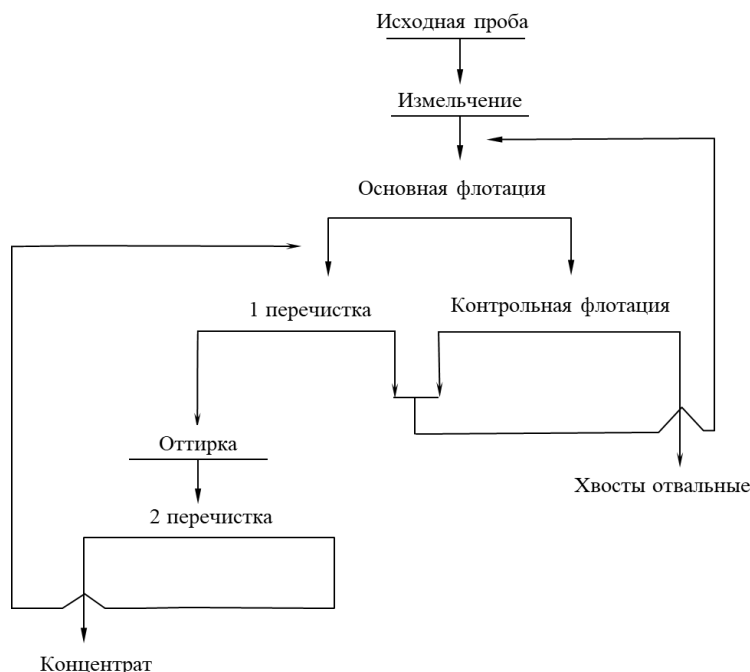


Рисунок 18 – Схема проведения опыта

Таблица 27 – Условия проведения опыта

Операция, продукт	Содержание класса -0,071 мм, %	pH	Время, мин	Расход реагентов, г/т			
				Сода	Na ₂ S	Kх	ОПСБ
Измельчение	75	-	-	-	-	-	-
Основная флотация	-	9,0	10	11000	30	60	30
Контрольная флотация	-	9,0	5	300	-	30	5
Оттирка	-	9,0	15	-	-	-	-
1 перечистка	-	9,0	8	200	-	-	-
2 перечистка	-	9,0	4	100	-	-	-

Таблица 28 – Результаты замкнутого опыта

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т					Извлечение, %				
		Cu	Fe	Au*	Ag*	Zn	Cu	Fe	Au	Ag	Zn
Концентрат	5,48	2,35	38,22	2,49	24,15	2,11	76,12	45,37	62,03	66,21	74,02
Хвосты	94,52	0,04	2,67	0,09	0,71	0,04	23,88	54,63	37,97	33,79	25,98
Исходная руда	100	0,169	4,62	0,22	2,00	0,157	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

При обогащении хвостов по разработанной технологической схеме и подобранному реагентному режиму на «чистой» воде получен концентрат со следующими показателями:

- выход 5,48 %;
- содержание:
 - золота 2,49 г/т;
 - серебра 24,15 г/т;
 - меди 2,35 %;
 - цинка 2,11%.
- извлечение:
 - золота 62,03 %;
 - серебра 66,21 %;
 - меди 76,12%
 - цинка 74,02%.

5.7.1 Выполнение лабораторного опыта по воспроизведению полной схемы обогащения в замкнутом цикле с применением «оборотной» воды Карагайлинской ОФ

Опыт в замкнутом цикле воспроизведен по выбранной схеме обогащения, приведенной на рисунке 18. Условия проведения опыта указаны в таблице 29. Полученные результаты приведены в таблице 30.

Таблица 29 – Условия проведения опыта

Операция, продукт	Содержание класса -0,071 мм, %	pH	Время, мин	Расход реагентов, г/т		
				Сода	Кх	ОПСБ
Измельчение	75	8,5	-	5000	-	-
Основная флотация -	-	9,0	10	8800	60	35
Контрольная флотация	-	9,0	5	400	30	10
Оттирка		9,0	15	300	-	-
1 перечистка	-	9,0	8	-	-	-
2 перечистка	-	9,0	3	200	-	-

Таблица 30– Результаты замкнутого опыта

Продукт	Выход, %	Содержание, %, г/т				Извлечение, %			
		Cu	Fe	Au	Ag	Cu	Fe	Au	Ag
Концентрат	6,61	1,920	31,96	2,00	19,36	75,13	45,78	60,10	64,03
Хвосты	93,39	0,045	2,68	0,094	0,77	24,87	54,22	39,90	35,97
Исходная руда	100,0	0,169	4,62	0,22	2,00	100,0	100,0	100,0	100,0

При обогащении хвостов по разработанной технологической схеме и подобранному реагентному режиму на «оборотной» воде получен концентрат со следующими показателями:

- выход 6,61 %;
- содержание:
 - медь 1,92 %;
 - железо 31,96 %;
 - золота 2,00 г/т;
 - серебра 19,36 г/т;
- извлечение:
 - медь 75,13 %;
 - железо 45,78 %;
 - золота 60,10 %;
 - серебра 64,03 %.

Сравнительные данные по обогащению лежалых хвостов в замкнутом цикле на чистой и «оборотной» воде приведены в таблице 31.

Таблица 31 – Сравнительные показатели обогащения руды

Наименование	на чистой воде	на «оборотной» воде Карагайлинской ОФ	+/-
Выход, %	5,48	6,61	+1,13
<i>Медь</i>			
Извлечение, %	76,12	75,13	-0,99
Содержание в концентрате, %	2,35	1,92	-0,43
<i>Цинк</i>			
Извлечение, %	74,02	74,34	+0,32
Содержание в концентрате, %	2,11	1,76	-0,35
<i>Золота</i>			
Извлечение, %	62,03	60,10	-1,93
Содержание в концентрате, г/т	2,49	2,00	-0,49
<i>Серебра</i>			
Извлечение, %	66,21	64,03	-2,18
Содержание в концентрате, г/т	24,15	19,36	-4,79

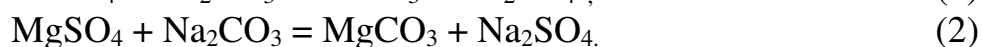
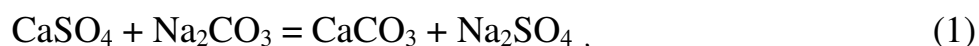
Использование оборотной воды при проведении замкнутого опыта отрицательно повлияло на показатели обогащения золота и серебра. Извлечение золота снизилось на 1,93 %, серебра – на 2,18 %; при этом качество концентрата по золоту снизилось на 0,49 г/т, по серебру - на 4,79 г/т.

Для оценки влияния «оборотной» воды на показатели обогащения выполнен анализ жидкой фазы «оборотной» воды (таблица 32).

Таблица 32 – Результаты анализа жидкой фазы оборотной воды

Наименование	Содержание в литре		
	мг	мг-экв	%мг-экв
Катионы			
Натрий и калий	378	16,45	44,46
Кальций	351	17,50	47,30
Магний	36	3,00	8,11
Fe общее	0,90	0,05	0,13
Итого	766	37,00	100,0
Анионы			
Хлориды	80	2,25	6,08
Сульфаты	1621	33,74	91,19
Гидрокарбонаты	61	1,00	2,70
Нитраты	0,70	0,01	0,03
Итого	1762	37,00	100,0
Жесткость общ	20 мг –экв/дм ³		
рН	7,12 ед		
Сухой остаток	2498 мг/дм ³		
Общая минерализация	2528 мг/дм ³		

Согласно представленным результатам, «оборотная» вода КОФ имеет высокую жесткость и повышенное содержание сульфатов, что влияет на изменение ионного состава, особенно на изменение содержания сульфоксидных ионов. Ионно-молекулярный состав «оборотной» воды оказывает влияние на жидкофазные реакции с участием применяемых флотореагентов и на состав, образование и закрепление соединений на поверхности минералов. Для смягчения постоянной жесткости воды в цикл измельчения добавлен реагент - сода с расходом 5 г/л.



На рисунке 19 представлена качественно-количественная схема обогащения руды с применением «оборотной» воды. На рисунке 20 – водно-шламовая схема. В таблице 33 приведен баланс воды.

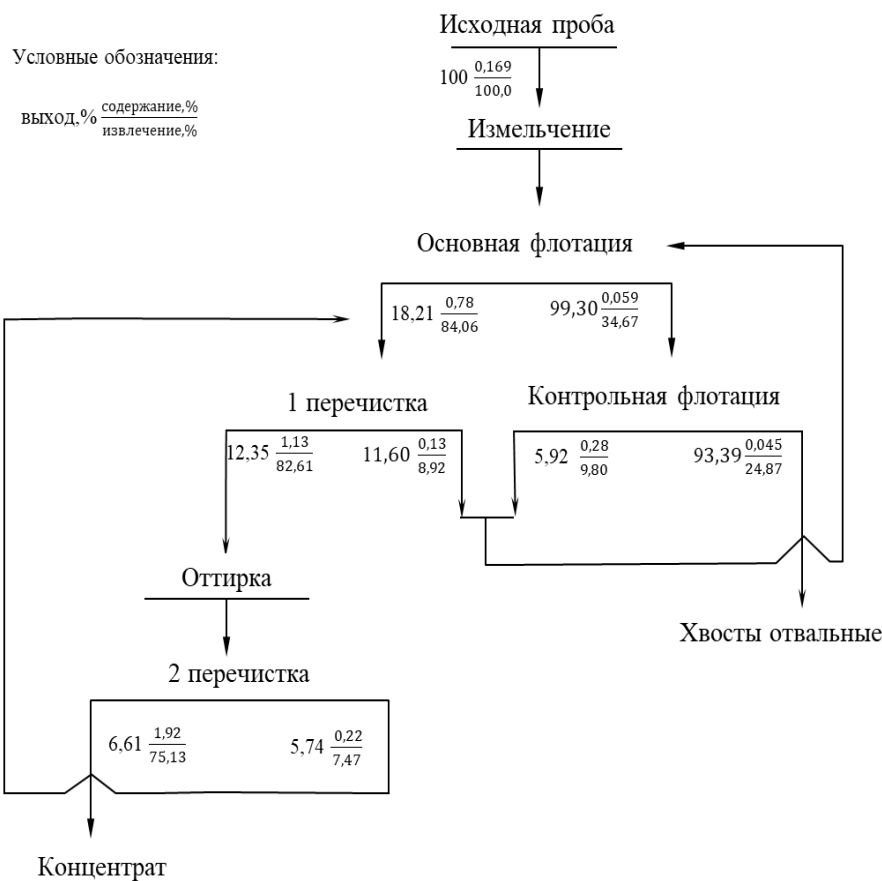


Рисунок 19 – Качественно-количественная схема переработки руды с применением «оборотной» воды КОФ

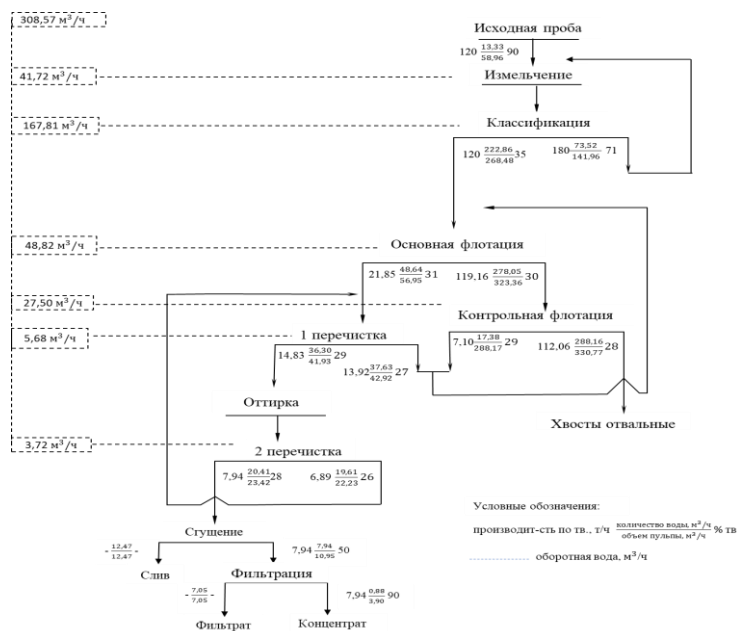


Рисунок 20 – Водно-шламовая схема переработки руды с применением «оборотной» воды КОФ

Таблица 33 – Баланс воды

Поступает в процесс	W, м³/ч	Уходит из процесса	W, м³/ч
С исходной рудой	13,333	с хвостами флотации	288,165
На измельчение 1-ст.	41,717	со сливом сг. хв	12,471
Классификация-1	167,807	фильтрат	7,054
Основная флотация	48,822	с концентратом	0,882
Контрольная флотация	27,498		
1 перечистка	5,676		
2 перечистка	3,719		
Итого:	308,571	Итого:	308,571

5.8 Изучение вещественного состава продуктов обогащения

Результаты химического анализа продуктов обогащения, полученных в результате проведения замкнутого опыта, представлены в таблице 34.

Таблица 34 – Химический анализ продуктов обогащения

Компоненты, %	Массовая доля, %	
	Концентрат	Хвосты отвальные
Cu	1,920	0,045
Pb	0,075	0,013
Zn	1,76	0,043
Fe	31,96	2,68
S	34,54	0,79
Au, г/т	2,00	0,09
Ag, г/т	19,36	0,77
Mo	0,036	0,001
As	0,066	0,002
Sb	0,002	0,001
Sn	0,005	0,001
Cd	0,004	0,001
SiO ₂	36,34	72,54
Al ₂ O ₃	7,26	18,81
MgO	0,34	3,35
CaO	0,66	1,38
K ₂ O	0,99	1,81
TiO ₂	0,45	0,33
P ₂ O ₅	0,16	0,14
MnO ₂	0,029	0,045
BaO	0,16	0,38

Гранулометрический состав и распределение полезных компонентов в пробах концентрата и хвостов по классам крупности приведен в таблице 35. Баланс металлов по рекомендуемой технологии приведен в таблице 36.

Таблица 35 - Гранулометрический состав и распределение полезных компонентов по классам крупности проб концентрата и хвостов

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание, %							Распределение металлов, %						
		Cu	Zn	Au, г/т	Ag, г/т	Fe	S	Si	Cu	Zn	Au	Ag	Fe	S	SiO ₂
Концентрат															
+0,071 мм	14,35	1,81	0,67	1,01	11,11	16,30	19,11	24,49	13,52	5,48	7,26	8,24	7,32	7,94	20,73
-0,071+0,045 мм	13,12	1,91	1,42	2,07	20,09	29,11	36,91	19,13	13,04	10,62	13,60	13,62	11,95	14,02	14,80
-0,045+0 мм	72,52	1,94	2,04	2,18	20,86	35,58	37,17	15,08	73,44	83,90	79,15	78,14	80,73	78,04	64,48
Итого	100,0	1,92	1,76	2,00	19,36	31,96	34,54	16,96	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Хвосты отвальные															
+0,071 мм	18,75	0,07	0,04	0,09	0,75	2,40	0,81	36,60	27,76	16,19	17,98	18,26	16,75	19,32	20,27
-0,071+0,045 мм	18,44	0,06	0,04	0,08	0,67	2,26	0,74	35,42	23,64	16,35	15,72	16,05	15,53	17,20	19,30
-0,045+0 мм	62,82	0,04	0,05	0,10	0,81	2,89	0,80	32,56	48,60	67,46	66,29	65,69	67,72	63,47	60,43
Итого	100,0	0,045	0,043	0,09	0,77	2,68	0,79	33,85	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 36 - Баланс металлов по рекомендуемой технологии

[illegible]

6 Испытание сгущение и фильтрации

6.1 Выбор флокулянта

Исследования по сгущению выполнялись с использованием различных флокулянтов на основе полиакриамида.

Для выбора оптимального флокулянта проведен качественный сравнительный анализ по размерам и качеству флокул, а также по чистоте осветленной воды.

Тесты с измерением скорости осаждения были проведены на 3-х типах флокулянтов:

- высокий молекулярный вес, анионный, высокий заряд (POLYPAM A-CS, FLOTENT CHEMICAL);
- высокий молекулярный вес, анионный, средний заряд (POLYPAM A-WS, FLOTENT CHEMICAL);
- высокий молекулярный вес, неионогенный (POLYPAM N-AC, FLOTENT CHEMICAL).

В таблице 37 представлены результаты зависимости скорости осаждения при изменении дозировки флокулянта для концентратов.

Таблица 37 – Результаты подбора флокулянта

Флокулянт	Концентрация флокулянта, % (масс)	Дозировка, г/т	Концентрация пульпы, % (масс)	Размер флокул	Чистота осветленной воды	Скорость осаждения, м/ч
Анионный с высоким зарядом	0,025	10	9,5	отсутствуют	мутная	0,8
Анионный с высоким зарядом	0,025	15	9,5	отсутствуют	мутная	1,7
Анионный с высоким зарядом	0,025	20	9,5	мелкие	мутная	2,1
Анионный с средним зарядом	0,025	10	9,5	мелкие	мутная	1,9
Анионный с средним зарядом	0,025	15	9,5	средние	непрозрачная	2,4
Анионный с средним зарядом	0,025	20	9,5	средние	чистая	3,9
Неионогенные	0,025	10	9,5	отсутствуют	мутная	0,71
Неионогенные	0,025	15	9,5	отсутствуют	мутная	0,93
Неионогенные	0,025	20	9,5	мелкие	мутная	2,1

Для данного вида концентрата наиболее эффективные результаты показал высокомолекулярный анионный среднезаряженный флокулянт.

6.2 Испытания по фильтрации

Испытания по фильтрации концентрата были проведены двумя способами:

- фильтрация под разрежением, с использованием вакуум-фильтра;
- фильтрация под избыточным давлением, с использованием пресс-фильтра.

Результаты испытаний по вакуумной фильтрации представлены в таблице 38.

Таблица 38 – Результаты вакуумной фильтрации

Наименование	Параметр	Ед.изм.	Значение
Характеристики образца	Удельный вес продукта	кг/дм ³	1,67
	Удельный вес фильтрата	кг/дм ³	1
	Содержание твердого	г/дм ³ пульпы	1000,0
Фильтрация	Диаметр фильтра	м	0,12
	Поверхность фильтрации	м ²	0,011
	Температура фильтрации	°С	Комн.
	Время фильтрации	мин.	15
	Разряжение	МПа	-0,07
	Качество фильтрата	-	чистый
Характеристики кека	Качество кека	-	рассыпчатый
	Сухость кека	% (105°С)	87,21
	Влажность кека	% (105°С)	12,79

Фильтрация под вакуумом позволяет достичь требуемых показателей по влажности концентрата - 12,79 %.

Фильтрационные тесты под давлением были проведены на пилотной установке, моделирующей работу промышленного фильтр-пресса, с фильтрующей поверхностью 0,008 м² на каждую сторону и получением отдельного кека.

Рабочее давление (подача, сжатие, продувка и т. д.) осуществлялось посредством сжатого воздуха, регулируемого при помощи специальной пневматической панели.

Результаты тестов по фильтрации представлены в таблице 39.

Таблица 39 – Результаты фильтрации под давлением

Этап	Параметры	Единица измерения	Показатели
Характеристики образца	Удельный вес продукта	кг/дм ³	1,67
	Удельный вес фильтрата	кг/дм ³	1
	Содержание твердого в питании	г/л	989,1
Общая информация	Тип камеры		1/2 CM 50
	Поверхность фильтрации	м ²	0,008

Продолжение таблицы 39

Этап	Параметры	Единица измерения	Показатели
	Температура фильтрации	°С	22
Подача	Давление подачи	бар	5
Продувка	Тип подачи воздуха при продувке	бар	СС
	Давление продувки	бар	5
Отжатие	Давление отжатия	бар	0 => 10
	Отделение кека		Автоматический
	Качество фильтрата		Чистый
Характеристики кека	Качество кека		Рассыпчатый
	Влажность кека	% (105°С)	9,4

Процесс фильтрации под избыточным давлением достаточно эффективен и позволяет достичь влажности 9,4 %.

Проведенные исследования показали, что для получения требуемых параметров по влажности осадка в условиях высокого содержания тонкого класса крупности в фильтруемом материале вакуум-процессы малоэффективны.

Для получения концентрата с требуемой влажностью целесообразно использовать пресс-фильтры.

7 Рекомендации по адаптации разработанной технологии обогащения лежалых хвостов в условиях КОФ

Разработанная технологическая схема обогащения лежалых хвостов КОФ (рисунок 18) включает следующие основные операции:

- измельчение до содержания фракции -71+0 мкм на уровне 80 %;
- оттирка слива классификации;
- операцию основной флотации, на которую поступает концентрат контрольной флотации и хвосты первой перечистки;
- операцию контрольной флотации, на которую поступает хвосты основной флотации;
- операцию 1 перечистки, на которую поступает медный продукт, состоящий из камерного продукта 2 медной перечистки и концентрата основной флотации;
- операцию 2 медной перечистки, на которую поступает концентрат 1 перечистки после оттирки.

Основные параметры процесса флотации и расчет основного технологического оборудования отделения флотации в условиях Карагайлинской ОФ приведены в таблице 40.

Таблица 40 - Основные параметры процесса флотации и расчет основного технологического оборудования отделения флотации

Наименование операции	Время флотации, мин		V поток пульпы, м ³ /мин	Требуемый объем флотокамеры, м ³	Существующий объем флотокамер, м ³	Суммарный объем существующих флотомашин, м ³	+/-, м ³
	лабораторное	промышленное					
Агитация	3	3	4,77	14,32	15	15	-0,54
Основная флотация	10	18	5,61	101,00	42	84	-4,53
Контрольная флотация	5	9	7,01	63,05	42	64,5	-1,04
Оттирка	15	15	0,59	8,84	15	15	-6,07
1 перечистка	8	14,4	1,87	26,95	7,65	45,9	-3,49
2 перечистка	4	7,2	1,08	7,75	7,65	30,6	-7,51

Существующую схему флотации Карагайлинской ОФ (рисунок 21) возможно адаптировать под разработанную технологию обогащения лежалых хвостов КОФ, без дополнительного оборудования.

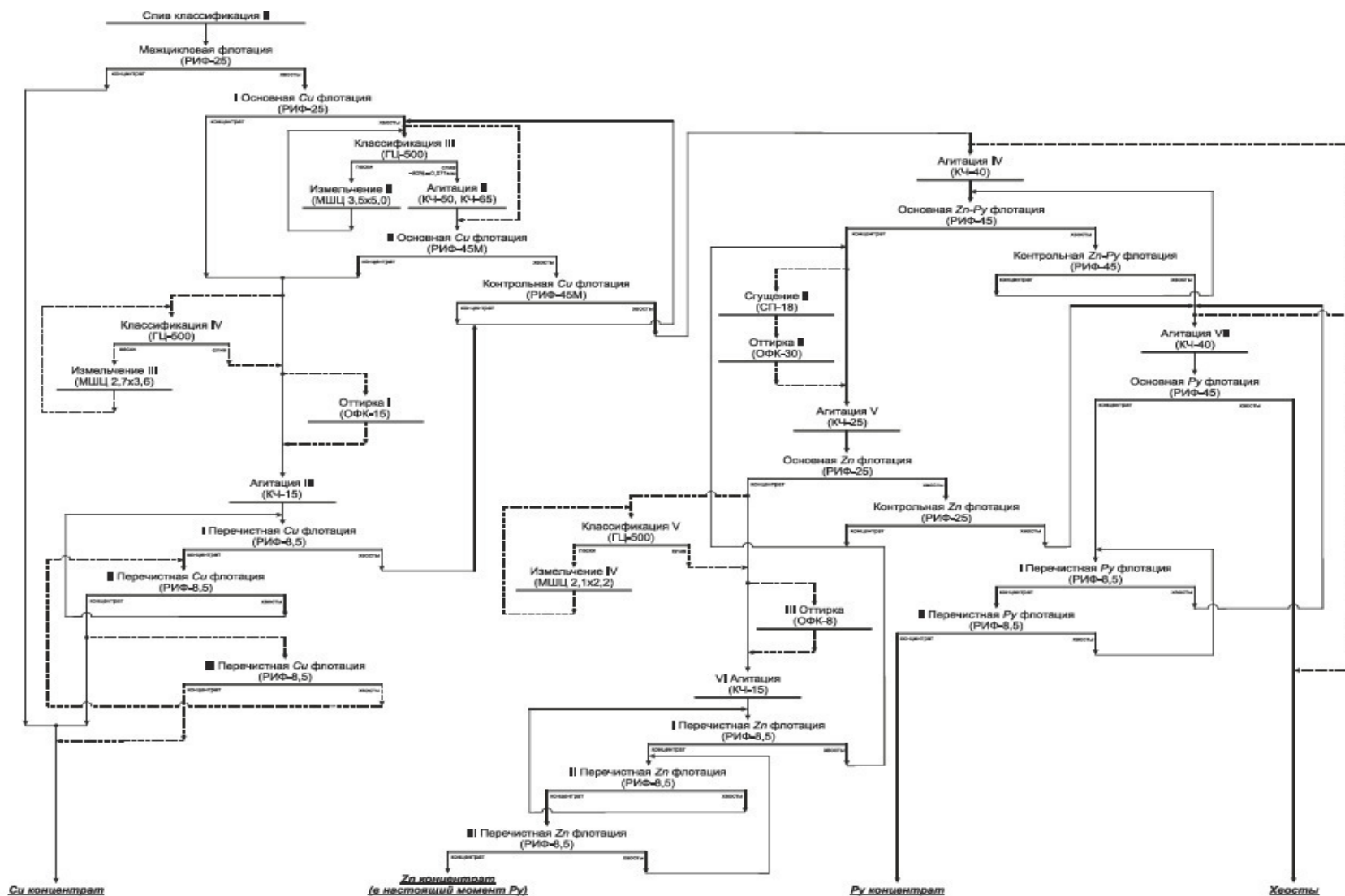


Рисунок 21 – Существующая схема флотации Карагайлинской ОФ с указанием используемого оборудования

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Проведены научно-исследовательские работы по разработке технологии вторичной переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики с получением промпродуктов, пригодных для дальнейшей переработки. В ходе проведения научно-исследовательских работ: определено содержание основных компонентов лежалых хвостов: медь 0,167%; серебро 2,00 г/т, золото 0,22 г/т, цинк 0,157 %, железо 4,62%. Фазовый анализ показал, что медь в хвостах представлена преимущественно сульфидной формой – на 80,47 %; предоставленная проба лежалых хвостов является отходом обогащения на КОФ руд месторождений Космурун, Акбастау, Абыз. Преобладающим рудным минералом в пробе является пирит, составляющий 74,3 % всей рудной минерализации, учитывая возможную ассоциацию золота с пиритом, пирит является одним из ценных компонентов в пробе. Второй по значимости ценный компонент – халькопирит, составляет 20 % рудной минерализации. Часто встречается в свободных зернах (67, 2 %), а в 48,3 % сростков является преобладающим минералом, что позволяет отнести его к легкоизвлекаемым компонентам. Исследованиями гранулометрического состава установлено, что наибольший выход – 46,97 % имеет класс крупности -0,045+0 мм, где сосредоточено значительное количество благородных металлов, меди, железа, серы, цинка. Проведенные исследования по применению делительной классификации показали ее нецелесообразность. В ходе исследований по обогащению определены оптимальные условия и реагентный режим флотации:

Таблица 41- Определения оптимальные условия и реагентный режим флотации

Операция, продукт	Содержание класса -0,071 мм, %	pH	Время, мин	Расход реагентов, г/т		
				Сода	Кх	ОПСБ
Измельчение	75	8,5	-	5000	-	-
Основная флотация	-	9,0	10	8800	60	35
Контрольная флотация	-	9,0	5	400	30	10
Оттирка		9,0	15	300	-	-
1 перечистка	-	9,0	8	-	-	-
2 перечистка	-	9,0	3	200	-	-

Установлено, что такие показатели «оборотной» воды, как высокая жесткость (20 мг –экв/дм³) и сульфатизация (содержание сульфат-ионов 1621 мг/л) отрицательно сказываются на показателях флотации. Рекомендовано для смягчения воды добавлять соду в количестве 5 г/л. При обогащении

хвостов по разработанной технологической схеме и реагентному режиму на «оборотной» воде получен концентрат со следующими показателями:

- выход 6,61 %;
- содержание:
 - меди 1,92 %;
 - цинка 1,76 %;
 - золота 2,00 г/т;
 - серебра 19,36 г/т;
- извлечение:
 - меди 75,13 %;
 - цинка 74,34 %;
 - золота 60,10 %;
 - серебра 64,03 %.

Рассчитаны качественно-количественная, водно-шламовая схемы обогащения и баланс металлов. Изучен вещественный состав продуктов обогащения. В ходе проведения исследований по сгущению и фильтрации определено:

- для сгущения концентрата наиболее эффективные результаты показал высокомолекулярный анионный среднезаряженный флокулянт;
- для получения концентрата с требуемой влажностью целесообразно использовать пресс-фильтры.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Petrenko E.S., Vechkinzova E.A., Urazbekov A.K. (2019) Analiz sostoyaniya i perspektiv y razvitiya gorno-metallurgicheskoy otrasli Kazakhstana [Context analysis and prospects of development of the mining and metallurgical industry of Kazakhstan]. Ekonomicheskie otnosheniya. 9. (4). – 2661-2676. DOI: 10.18334/eo.9.4.
2. Повторная переработка перспективных объектов техногенных минеральных образований (ТМО) Карагандинской области. Доклад Премьер-министру Республики Казахстан К.К. Масимову в АО «Национальная компания «Социально-предпринимательская компания Сарыарка»». Караганда, 2012, -14с.
3. Руднев Борис Петрович. Обоснование и разработка эффективных методов обогащения текущих и лежалых хвостов обогащения руд цветных, благородных и редких металлов : Дис. ... д-ра техн. наук : 25.00.13 : М., 2004 193 с.
4. В.С. Чередниченко, Н.Д. Стороженко, А.Г. Олейников и др. / К оценке влияния хвостохранилища Соколовско – Сарбайского обогатительного объединения на окружающую среду // Гидрометеорология и экология . - 1997. № 2 - С. 192-202.
5. Кожакан, А. К. Научно-технологический анализ вторичной переработки техногенных отходов энергетики и горно-химических предприятий / А. К. Кожакан, Ш. М. Умбетова. — Текст : непосредственный // Молодой ученый. — 2009. — № 12 (12). — С. 54-57. — URL: <https://moluch.ru/archive/12/898/> (дата обращения: 27.10.2020).
6. Енбаев И.А., Руднев Б.П., Шамин А.А., Качевский А.И. Переработка отвальных хвостов фабрик и нетрадиционного сырья с применением эффективных обогатительных процессов. М., 1998, 60 с.
7. Mining Journal, 1987, v.308, № 7910, p. 231.
8. South African Mining and Engineering Journal, 1981, v.92, № 7910, p. 50-5
9. Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана: справочник. - Ал маты, 2000. - 122 с.
10. Robert J. Collins, Richard H. Miller. Utilization of mining and mineral processing wastes in the United States // Mineral sand the Environment. - 1979. - Vol.1, Iss. 1. - P. 8-19.
11. Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Недра, 1974. – 352 с.
12. Леонов С.Б., Белькова О.Н. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. – М.: Интермет инжиниринг, 2001. – 631 с
13. Зеленов В.И. Методика исследований золото- и серебросодержащих руд. 3-е изд.; пере. И доп. - М.: Недра, 1989. – 302 с;
14. ГОСТ 25732-88. Методы определения истинной, объемной, насыпной плотности и пористости;

15. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. – М.: Горная книга, 2008. – 707с.

Приложение А

Список опубликованных работ

1 Макашева Г.К., Шаутонов М.Р., Исследование лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики/ XXI Уральская горнопромышленная декада// XXVIII Международной научно-технической конференции 2023 г. – С. 197-201.





Министерство науки и высшего образования РФ

Уральский государственный горный университет

Горно-металлургическая секция
Российской академии естественных наук

ООО «Таилс КО»

XXI УРАЛЬСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ДЕКАДА

МАТЕРИАЛЫ
XXVIII Международной научно-технической
конференции

«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
06-07 апреля 2023 г.

Екатеринбург – 2023

Список литературы

- 1 Богданов О.С., Максимов И.И., Подиц А.К. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1990. – 361 с.
- 2 Митрофанов С.И. Селективная флотация. М.: Недра, 1967. – 570 с.
- 3 Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Книга 2. М.: МГТУ, 2005. – 470 с.
- 4 Митрофанова Г.В., Е.В. Черноусенко, Ю.С. Каменова, И.Н. Вишнякова. Опробование комплексобразующего реагента на основе гидроксамовых кислот при флотации минералов переходных металлов // Вестник Кольского научного центра РАН, 2019, №2 – С.95-104.
- 5 Moharram Asadi, Faraz Soltani, Mohammad Reza Tavakoli Mohammadi, Ahmad Khodadadi Darban, Mahmoud Abdollahy. A successful operational initiative in copper oxide flotation: Sequential sulphidisation-flotation technique // Physicochemical Problems of Mineral Processing, 2019, 55(2). – PP. 356-359.

УДК 622.765

**ИССЛЕДОВАНИЕ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ
КАРАГАЙЛИНСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ**

Макашева Г.К., Шаутенов М.Р.

Казахский национальный исследовательский технический университет
имени К.И. Сатпаева, г. Алматы, Казахстан

Появившиеся в последние десятилетия техногенные месторождения являются результатом интенсивного развития горнодобывающей и перерабатывающей промышленности. Увеличение объемов добычи полиметаллических руд, обусловлено растущим спросом на металлы, с одной стороны, и резкое сокращение легкодоступных запасов в коренных рудах и, как следствие, снижение промышленных кондиций, с другой, послужили причиной активного вовлечения в переработку техногенных минеральных ресурсов [1]. Причем наибольшие запасы ТМО сосредоточены в хвостохранилищах. Необходимость вовлечения в производство именно хвостов обогащения диктуется следующими обстоятельствами:

- сроки эксплуатации хвостохранилищ ограничены, заполнение многих уже закончено или заканчивается в ближайшие годы;
- хвосты занимают огромные территории и в связи с тем, что представляют собой тонкодисперсный и легкосдуваемый материал, являются источником повышенного экологического риска для регионов действия горно-обогатительных комплексов [2].

Проведены научно-исследовательские работы по разработке технологии вторичной переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатитель-

ной фабрики, с получением промпродуктов, пригодных для дальнейшей переработки. Со средним содержанием основных компонентов лежалых хвостов: медь 0,167%; серебро 2,00 г/т, золото 0,22 г/т, цинк 0,157 %, железо 4,62 %. Фазовый анализ показал, что медь в хвостах представлена преимущественно сульфидной формой – на 80,47 %;

Предоставленная проба лежалых хвостов является отходом обогащения на КОФ руд месторождений Космурун, Акбастау, Абыз.

Преобладающим рудным минералом в пробе является пирит, составляющий 74,3 % всей рудной минерализации, учитывая возможную ассоциацию золота с пиритом, пирит является одним из ценных компонентов в пробе.

Второй по значимости ценный компонент – халькопирит, составляет 20 % рудной минерализации. Часто встречается в свободных зернах (67,2 %), а в 48,3 % сростков является преобладающим минералом, что позволяет отнести его к легкоизвлекаемым компонентам.

Результаты гранулометрического анализа исходных хвостов следует, что наибольший выход имеет класс крупности $-0,045+0$ мм – 46,97 %, в который распределено основное количество благородных металлов.

С целью наиболее точного определения распределения ценных компонентов решено провести классификацию нижних классов крупности $-0,071+0$ мм на анализаторе гранулометрического состава CYCLOSIZER, который используется для классификации тонких частиц различных материалов, в т.ч. микрошламов с размером частиц менее 74 микрон. Результаты приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты ситового анализа класса крупности $-0,071+0$ мм, проведенного на «CYCLOSIZER»

Класс крупности, мм	Выход	Содержание %, г/г*				Распределение металлов, %			
	%	Cu	Zn	Au*	Ag*	Cu	Zn	Au	Ag
$-0,071 + 0,058$	2,82	0,33	0,47	0,97	6,7	8,36	6,97	11,42	8,27
$-0,058 + 0,045$	9,35	0,15	0,22	0,28	2,75	12,52	10,65	11,02	11,23
$-0,045 + 0,032$	49,59	0,11	0,17	0,2	2,15	46,74	44,78	40,9	46,62
$-0,032 + 0,022$	11,46	0,09	0,17	0,18	1,9	9,57	10,11	8,55	9,51
$-0,022 + 0,011$	24,89	0,09	0,2	0,25	2,08	21,00	25,66	26,4	22,69
$-0,011 + 0,008$	1,89	0,11	0,18	0,22	2,03	1,81	1,83	1,71	1,68
Итого	100,0	0,11	0,19	0,24	2,29	100,0	100,0	100,0	100,0

Из результатов табл. 1 следует, что наибольшее распределение благородных металлов сосредоточено в классах крупности $-0,045 + 0,032$ мм (золота 40,90 %, серебра 46,62 %) и $-0,022 + 0,011$ мм (золота 26,40 %, серебра 22,6 %).

Наличие в пробе лежалых хвостов тонких шламов (менее $0,01-0,005$ мм) ухудшает процесс флотации. Шламы пустой породы могут налипать на поверхность флотируемого минерала, снижая его гидрофобность.

Проведены лабораторные исследования по обогащению хвостов по схеме КОФ для определения возможно достижимых показателей обогащения. Лабораторные исследования проводились без измельчения и с доизмельчением, в открытом цикле.

В табл. 2 приведены сравнительные данные лабораторных исследований, проведенных на исходных и доизмельченных хвостах.

Таблица 2 – Сравнительные данные

Наименование	Исходные хвосты КОФ	Доизмельченные хвосты КОФ	+/-
Выход, %	2,19	2,34	+0,15
Медь			
Извлечение, %	34,00	47,38	+13,38
Содержание в концентрате, %	2,64	3,42	+0,78
Золото			
Извлечение, %	25,09	27,05	+1,96
Содержание в концентрате, г/т	2,55	2,51	-0,04
Серебро			
Извлечение, %	22,19	26,47	+4,28
Содержание в концентрате, г/т	20,36	22,64	+2,28

Анализируя полученные данные, можно сделать вывод, что за счет доизмельчения хвостов наибольший прирост по извлечению получен по меди – на 13,38 %; также значительный прирост получен по извлечению золота – на 1,96 %; и серебра – на 4,28 %.

В ходе исследований по обогащению определены оптимальные условия и реагентный режим флотации. На основании полученных результатов в серии открытых опытов выбран оптимальный режим для постановки заключительного опыта (по принципу непрерывного процесса).

Опыт в замкнутом цикле воспроизведен по выбранной схеме обогащения, приведенной на рис. 1. Условия проведения опыта указаны в табл. 3. Полученные результаты приведены в табл. 4.

Таблица 3 – Условия проведения опыта

Операция	pH	Время, мин	Расход реагентов, г/т			
			Сода	Na ₂ S	Kx	ОПСБ
Измельчение, -0,071 мм – 75%	-	-	-	-	-	-
Основная флотация	9,0	10	1100	30	60	30
Контрольная флотация	9,0	5	300	-	30	5
Оттирка	9,0	15	-	-	-	-
1 пересортика	9,0	8	200	-	-	-
2 пересортика	9,0	4	100	-	-	-

- извлечение:
 - меди - 76,12%;
 - золота - 62,03 %;
 - серебра - 66,21 %.

Список литературы

1. Прокопьев С.А., Гладкочуб Д.П., Шульгина М.Е., Прокопьев Е.С., Технологические исследования по переработке лежалых и текущих хвостов золотонизвлекательной фабрики «Высочайший» (Иркутская область, г. Бодайбо) // Серия «Науки о Земле» 2017. Т. 22. С. 92–103.
2. Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана: справочник. - Алматы, 2000. - 122 с.
3. Robert J. Collins, Richard H. Miller. Utilization of mining and mineral processing wastes in the United States // Mineral sand the Environment. - 1979. - Vol.1, Iss. 1. - P. 8-19.
4. Митрофанов С.И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. - М.: Недра, 1974. - 352 с.
5. Квитка В.В., Кушакова Л.Б., Яковлева Е.П. Переработка лежалых хвостов обогатительных фабрик Восточного Казахстана // Горн. журн. 2001. № 9. С. 57—61



УРАЛЬСКАЯ
ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ
ДЕКАДА

Выдан *Макашевой Гулдане
Какумовне*
в том, что она приняла очное участие
в работе XXVIII Международной научно-
технической конференции «Научные основы
и практика переработки руд и техногенного
сырья» с 06 по 07 апреля 2023 г.,
проводимой в рамках XXI Уральской
горнопромышленной декады
Уральским государственным горным
университетом (03-12 апреля 2023 г.)



Проректор по научной работе
ФГБНУ ВО «УГГМУ»

Алакушев Р.А.

Профессор ФГБНУ ВО «УГГМУ»

Козин В.З.

Профессор ФГБНУ ВО «УГГМУ»

Морозов Ю.П.

РЕЦЕНЗИЯ

на магистерскую диссертацию
Макашевой Гулдане Какимовне

по специальности 7M07223 – Metallургия и обогащение полезных
ископаемых

на тему: «Разработка технологии переработки лежалых хвостов
Карагайлинской обогатительной фабрики».

Выполнено:

а) графическая часть на 20 листах

б) пояснительная записка на 64 страницах

ХАРАКТЕРИСТИКА ДИССЕРТАЦИИ:

В магистерской диссертации в достаточном объеме выполнен анализ существующих технологий по переработке хвостов обогащения и различных отходов стран ближнего и дальнего зарубежья. На основании литературного обзора выполнена грамотная постановка задач исследования.

В работе в необходимом объеме исследован вещественный, минералогический и гранулометрический состав исходного сырья. Также был проведен химический анализ различных классов крупности, по результатам которого определена характеристика распределения меди, цинка, золота и серебра. Основываясь на полученных данных, а также опыте предыдущих исследований, были проведены лабораторные исследования по разработке технологии по переработке хвостов обогащения методом флотации. Изучен вещественный состав продуктов обогащения и проведены испытания по обезвоживанию. Рассмотрена возможность переработки лежалых хвостов в условиях Карагайлинской обогатительной фабрики.

Достоинством магистерской диссертации является разработка технология по переработке лежалых хвостов обогащения с получением промпродукта с содержанием меди 1,92%, золота 2 г/т и серебра 19,36 г/т при извлечении 75,13%, 60,10% и 64,03% соответственно.

Результаты магистерской диссертации были опубликованы в материалах международной научно – технической конференции, проводимой в рамках XXI Уральской горнопромышленной декады 03-12 апреля 2023г. – Екатеринбург.

Методики, использованные в рецензируемой магистерской диссертации и, в частности, постановки опытов по флотации, могут быть использованы в учебном процессе для развития навыков исследовательской работы у студентов.

ЗАМЕЧАНИЯ К РАБОТЕ

К магистерской диссертации имеется ряд замечаний:

- 1) Работу можно было дополнить подбором селективных реагентов для повышения извлечения металлов.

ОЦЕНКА РАБОТЫ

Проведенные исследования в данной диссертации сравнимы с хорошими достижениями в области переработки лежалых хвостов предъявляемыми к данному виду научно-исследовательских работ. Исследования проведены на достаточно высоком уровне, заслуживают оценки отлично и присвоения автору – Макашевой Г.К. степени магистра по специальности 7М07223 – Metallургия и обогащение полезных ископаемых.

Рецензент



Малдыбаев Ғалымжан Кенжекеевич

Занимаемая должность: Доктор РНД, и.о. начальника производственно-технического департамента «ИП «ИД КПМС РК»

«02» 06 2023 г.

ОТЗЫВ

НАУЧНОГО РУКОВОДИТЕЛЯ

на магистерскую диссертацию

(наименование вида работы)

магистранта Макашевой Гульданы Какимовны

(Ф.И.О. обучающегося)

7 M07223-Обогащение полезных ископаемых

(шифр и наименование ОП)

Тема: «Разработка технологии переработки лежалых хвостов
Карагайлинской обогатительной фабрики».

Магистрантом проведены научно-исследовательские работы по
разработке технологии вторичной переработки лежалых хвостов обогащения
Карагайлинской обогатительной фабрики с получением промпродуктов,
пригодных для последующей переработки.

В ходе исследований определены минеральный, фазовый и
вещественный составы техногенного сырья с использованием современных
методов анализа. Установлено, что преобладающим рудным минералом в
пробе является пирит, как носитель золота. Второй по значимости ценный
компонент халькопирит. Содержание наиболее ценных компонентов в
исходном сырье: меди-0,169%, цинка-0,157%, золота-0,22 г/т и
серебра-2,0г/т.

Распределение ценных компонентов в нижних классах крупности (-
0,071+0мм) определялось с использованием анализатора CYCLOSIZER.

Установлено, что наибольшее распределение благородных металлов
сосредоточено в классах крупности -0,045+0,032мм (золото- 40,90%, серебро-
46,62%) , в классе -0,022+0,011мм (золото-26,40%, серебро-22,69%).

С целью раскрытия минералов в исходном техногенном сырье
магистрантом проведены исследования по увеличению тонины помола по
классу крупности -0,071+0мм с 60%до 75%. При этом установлено увеличения
извлечения меди, железа и драгоценных металлов в концентрат: меди от
34,14% до 54,34%, серебра от 20,16% до 23,59%, золота с 22,70% до 25,29% и
железа от 20,51% до 23,17%.

Проведенными исследованиями по флотационному обогащению
хвостов по разработанной технологической схеме и подобранному
реагентному режиму получен концентрат со следующими технологическими
показателями: выход концентрата -5,48%; содержание меди – 2,35%, золота
– 2,49 г/т; серебра – 24,15 г/т; Извлечение: меди – 76,12%, золото – 62,03%,
серебра – 66,21%.

Запланированный объем исследовательских работ по теме
диссертации полностью выполнен. Оценка выполненной научно-
исследовательской работы магистранта Макашевой Гульданы Какимовны
заслуживает оценки 98 баллов, автор выполненной магистерской
диссертации заслуживает присвоение ей степени магистра специальности
7M07223-Обогащение полезных ископаемых.

Научный руководитель

К.Т.Н. профессор

(должность, уч. степень, звание)

Шаутенов М.Р.  Ф. И.О.

(подпись)

«10» июня 2025 г.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Макашева Гулдана Какимовна

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Магистерская диссертация

Название работы: Разработка технологии переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики

Научный руководитель: Мэлс Шауенов

Коэффициент Подобия 1: 2.4

Коэффициент Подобия 2: 0

Микропробелы: 3

Знаки из других алфавитов: 2

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

- ☒ Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.
- ☐ Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.
- ☐ Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.
- ☐ Обоснование:

Дата
05.06.2023 г.

Заведующий кафедрой

Бермешин М.Б.

М.Б.
Т.Б.

Протокол

о проверке на наличие неавторизованных заимствований (плагиата)

Автор: Макашева Гулдана Какимовна

Соавтор (если имеется):

Тип работы: Магистерская диссертация

Название работы: Разработка технологии переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики

Научный руководитель: Мэлэ Шаутенов

Коэффициент Подобия 1: 2.4

Коэффициент Подобия 2: 0

Микропробелы: 3

Знаки из здругих алфавитов: 2

Интервалы: 0

Белые Знаки: 0

После проверки Отчета Подобия было сделано следующее заключение:

☒ Заимствования, выявленные в работе, является законным и не является плагиатом. Уровень подобия не превышает допустимого предела. Таким образом работа независима и принимается.

☐ Заимствование не является плагиатом, но превышено пороговое значение уровня подобия. Таким образом работа возвращается на доработку.

☐ Выявлены заимствования и плагиат или преднамеренные текстовые искажения (манипуляции), как предполагаемые попытки укрытия плагиата, которые делают работу противоречащей требованиям приложения 5 приказа 595 МОН РК, закону об авторских и смежных правах РК, а также кодексу этики и процедурам. Таким образом работа не принимается.

☐ Обоснование:

Дата 05. июня 2023г.

проверяющий эксперт



Метаданные

Название

Разработка технологии переработки лежалых хвостов Карагайлинской обогатительной фабрики

Автор

Макашева Гулдана Какимовна

Научный руководитель / Эксперт

Мэлс Шаутинов

Подразделение

Г_М_И

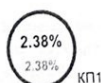
Список возможных попыток манипуляций с текстом

В этом разделе вы найдете информацию, касающуюся текстовых искажений. Эти искажения в тексте могут говорить о ВОЗМОЖНЫХ манипуляциях в тексте. Искажения в тексте могут носить преднамеренный характер, но чаще, характер технических ошибок при конвертации документа и его сохранении, поэтому мы рекомендуем вам подходить к анализу этого модуля со всей долей ответственности. В случае возникновения вопросов, просим обращаться в нашу службу поддержки.

Замена букв	В	2
Интервалы	A	0
Микропробелы		3
Белые знаки		0
Парафразы (SmartMarks)	a	10

Объем найденных подоби

Обратите внимание! Высокие значения коэффициентов не означают плагиат. Отчет должен быть проанализирован экспертом.



KP1

25

Длина отрывка для коэффициента подобия 2



KP2

7842

Уровень строк с подоби



KC

53668

Количество фрагментов

Подобия по списку источников

Просмотрите список и проанализируйте, в особенности, те фрагменты, которые превышают КП №2 (выделенные жирным шрифтом). Используйте ссылку «Обозначить фрагмент» и обратите внимание на то, являются ли выделенные фрагменты повторяющимися короткими фразами, разбросанными в документе (совпадающие сходства), многочисленными короткими фразами расположенными рядом друг с другом (парафразирование) или обширными фрагментами без указания источника («криптоцитаты»).

10 самых длинных фраз

Цвет текста

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ И АДРЕС ИСТОЧНИКА URL (НАЗВАНИЕ БАЗЫ)	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	Цвет текста
1	Коллекция КартУ 3/22/2023 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda State Technical University)	19	0.24 %
2	Коллекция КартУ 3/22/2023 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda State Technical University)	16	0.20 %
3	http://www.kstu.kz/wp-content/uploads/2017/04/Dicertacia_Ramazanovoi.pdf	15	0.19 %

4	http://docs1.chomikuj.pl/1755258610.PL.0.0.surowce-II-st-2011-12-01-wykonanie-ST-i-NST-zw-chem-cz-l-woda.pdf	12	0.15 %
5	http://docs1.chomikuj.pl/1755258610.PL.0.0.surowce-II-st-2011-12-01-wykonanie-ST-i-NST-zw-chem-cz-l-woda.pdf	12	0.15 %
6	Коллекция КарТУ 3/22/2023 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda State Technical University)	11	0.14 %
7	http://www.kstu.kz/wp-content/uploads/2017/04/Dicertacia_Ramazanovoi.pdf	11	0.14 %
8	https://research-journal.org/wp-content/uploads/2018/03/3-1-69.pdf	10	0.13 %
9	https://docplayer.net/58383651-Ministerstvo-osviti-i-nauki-ukrayini-zhitomirskiy-derzhavniy-tehnologichniy-universitet-metodichni-vkazivki.html	8	0.10 %
10	Исследование гравитационной обогатимости и разработка технологии переработки лежалых марганцевых хвостов с получением концентрата с содержанием марганца не менее 38% 5/27/2019 Satbayev University (Г_М_И)	8	0.10 %

из базы данных RefBooks (0.00 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР НАЗВАНИЕ КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)

из домашней базы данных (0.24 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	Исследование гравитационной обогатимости и разработка технологии переработки лежалых марганцевых хвостов с получением концентрата с содержанием марганца не менее 38% 5/27/2019 Satbayev University (Г_М_И)	14 (2)	0.18 %
2	Исследование обогатимости и разработка технологии обогащения руды месторождения Космурун 6/3/2021 Satbayev University (ИМИПИ)	5 (1)	0.06 %

из программы обмена базами данных (1.05 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	НАЗВАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	Коллекция КарТУ 3/22/2023 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda State Technical University)	33 (3)	0.42 %
2	Коллекция КарТУ 3/22/2023 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda State Technical University)	25 (4)	0.32 %
3	Коллекция КарТУ 3/22/2023 Abylkas Saginov Karaganda Technical University (Karaganda State Technical University)	24 (2)	0.31 %

из интернета (1.10 %)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	ИСТОЧНИК URL	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)	
1	http://www.kstu.kz/wp-content/uploads/2017/04/Dicertacia_Ramazanovoi.pdf	26 (2)	0.33 %
2	http://docs1.chomikuj.pl/1755258610.PL.0.0.surowce-II-sl-2011-12-01-wykonanie-ST-i-NST-zw-chem-cz-l-woda.pdf	24 (2)	0.31 %
3	https://docplayer.net/58383651-Ministerstvo-osviti-i-nauki-ukrayini-zhitomirskiy-derzhavniy-tehnologichniy-universitet-metodichni-vkazivki.html	21 (3)	0.27 %
4	https://research-journal.org/wp-content/uploads/2018/03/3-1-69.pdf	15 (2)	0.19 %

Список принятых фрагментов (нет принятых фрагментов)

ПОРЯДКОВЫЙ НОМЕР	СОДЕРЖАНИЕ	КОЛИЧЕСТВО ИДЕНТИЧНЫХ СЛОВ (ФРАГМЕНТОВ)
------------------	------------	---