

**ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИЙ ИНСТИТУТ ТАДЖИКИСТАНА
ГНУ «ИНСТИТУТ ХИМИИ им. В.И. НИКИТИНА»**

На правах рукописи



БАДАЛОВ Джамолиддин Нурдинович

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ
КОМБИНИРОВАННОЙ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЦОВО-
ЦИНКОВЫХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗАРНИСОР**

Специальность: 2.6.7 – Технология неорганических веществ

ДИССЕРТАЦИЯ

на соискание учёной степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук,
профессор Самихзода Ш.Р.

Душанбе- 2026

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	4
ГЛАВА I. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД (ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР).....	13
1.1. Краткие сведения о месторождении «Зарнисор» (Республики Таджикистан).....	13
1.2. Особенности и преимущества метода обогащения с использованием тяжёлых сред.....	15
1.3. Современные технологии переработки сульфидных свинцово-цинковых руд.....	21
1.4. Режимы технологической переработки сульфидных свинцово-цинковых руд.....	27
1.5. Актуальные направления улучшения методов обогащения свинцово- цинкового сырья.....	34
1.6. Способы извлечения свинца и цинка из руд и концентратов.....	37
1.7. Азотнокислотное выщелачивание свинцово-цинковых концентратов....	42
1.8. Выводы и постановка задач исследования.....	46
ГЛАВА II. ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ, МИНЕРАЛОГО - ХИМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ГРАВИТАЦИОННАЯ ПЕРЕРАБОТКА РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗАРНИСОР.....	48
2.1. Обоснование выбора объекта исследования.....	48
2.2. Минералогический и химический анализ свинцово-цинковой руды Зарнисорского месторождения.....	49
2.3. Распределение металлов по классам крупности в руде месторождения Зарнисор.....	55
2.4. Исследования измельчаемости руды месторождения Зарнисор.....	59

2.5. Переработка руды месторождения Зарнисор гравитационным методом	63
2.6. Выводы по второй главе	77
ГЛАВА III. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД.....	79
3.1. Исследование селективной флотации свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор	79
3.2. Рентгенофазовый анализ свинцово-цинковых руд и продуктов их обогащения.....	85
3.3. Термодинамический анализ протекающих процессов при азотнокислотном разложении свинцово-цинкового концентрата	91
3.4. Азотнокислотное выщелачивание свинцово-цинкового концентрата месторождения Зарнисор	97
3.5. Кинетика разложения свинцово-цинкового концентрата месторождения Зарнисор	102
3.6. Математическое моделирование процесса азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата	106
3.7. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Зарнисор	117
3.8. Выводы по третьей главе.....	121
ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ.....	123
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ.....	125
ПРИЛОЖЕНИЕ.....	138

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность работы. Современные тенденции к развитию горно-металлургических комплексов предполагают разработку и внедрение комбинированных технологий переработки свинцово-цинковых руд, сочетающих методы обогащения и гидрометаллургической переработки, что позволит максимально использовать минеральный потенциал и сократить объем производственных отходов.

Таджикистан занимает одно из ведущих мест в мире по запасам свинца и цинка. Из 20 изученных в республике месторождений и проявлений свинца и цинка 19 месторождений свинцово-цинковых и полиметаллических руд приурочены к Карамазорскому рудному району. В пределах Карамазорской зоны Северного Таджикистана зафиксировано около 200 проявлений и признаков оруденения свинцом и цинком, при этом в государственном балансе числится 24 месторождения полиметаллических руд.

Иными словами, 90% разведанных запасов сосредоточены в районах Карамазора. Только в месторождениях Большой Конимансур и Зарнисор обнаружено более миллиарда тонн свинцово-цинковой руды.

Месторождение Зарнисор представляет собой перспективный источник свинца и цинка, однако характеризуется сложным минеральным и химическим составом. Руда содержит сульфиды свинца и цинка (галенит и сфалерит), а также сопутствующие минералы – пирит, кварц, кальцит, гранат, борнит и другие. Сложная взаимная сростанность сульфидных минералов, мелкая вкрапленность, а также наличие значительного количества тонкодисперсных фракций существенно затрудняют применение традиционных методов флотационного или гравитационного обогащения. В результате наблюдается низкая степень раскрытия минералов и повышенные потери ценных компонентов в хвостах.

Особую значимость приобретают исследования, направленные на оптимизацию параметров измельчения и обогащения, выявление закономерностей распределения металлов по классам крупности, а также

изучение возможности повышения эффективности процессов выщелачивания. Современные подходы в области переработки свинцово-цинковых руд предполагают применение комбинированных схем, включающих предварительное гравитационное или флотационное обогащение с последующей гидрометаллургической переработкой концентратов. Такой подход позволяет существенно повысить извлечение металлов, сократить объём отходов и снизить негативное воздействие на окружающую среду, что соответствует принципам рационального недропользования.

Таким образом, **актуальность диссертационного** исследования определяется необходимостью решения важной научно-технической задачи, направленной на разработку и обоснование эффективных технологических решений для переработки свинцово-цинковых руд Зарнисорского месторождения, обеспечивающих высокую степень извлечения ценных компонентов.

Решение данной задачи будет способствовать увеличению уровня комплексного использования минеральных ресурсов, развитию отечественной минерально-сырьевой базы и укреплению технологической независимости в сфере цветной металлургии.

Основой работы послужил комплекс лабораторных исследований, позволивших установить физико-химические принципы, лежащие в основе оптимизации обогатительного процесса для руд данного месторождения. Предложенная схема включает три ключевых этапа: гравитационное обогащение, флотацию и выщелачивание концентрата, что обеспечивает высокую степень извлечения свинца и цинка с минимизацией потерь в хвостах.

Введение комбинированных методов, таких как гравитационное обогащение, флотация и азотнокислотное выщелачивание, позволяет улучшить показатели извлечения свинца и цинка, снизить расходы реагентов и уменьшить объём отходов.

ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА РАБОТЫ

Степень разработанности темы исследования

К моменту начала настоящего исследования отсутствовали публикации, содержащие сведения о применении комбинированных схем переработки руд Зарнисорского месторождения с целью максимизация извлечения свинца и цинка при сочетании флотационных и гидрометаллургических методов.

На основании анализа доступных литературных источников можно выделить основные методы переработки свинцово-цинковых руд, среди которых: обогащение с использованием тяжёлых сред, флотация сульфидных руд, гидрометаллургические способы извлечения свинца и цинка, кислотное выщелачивание, а также комбинированные методы переработки концентратов. Каждый из перечисленных методов владеет своими технологическими особенностями и требует соблюдения специфических режимов работы.

Целью работы является обоснование технологии переработки свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор, основанный на последовательном применении флотационного обогащения и азотнокислотного выщелачивания концентрата, с целью максимизации извлечения свинца и цинка.

Для достижения цели были решены следующие задачи:

- изучение минералогического и химического составов исходной руды месторождения Зарнисор;
- исследование гравитационного и флотационного методов обогащения с целью улучшения содержания целевых компонентов (свинца и цинка) в получаемом концентрате;
- поиск рациональных условий селективной флотации свинца и цинка, включая оптимальный подбор реагентов, обеспечивающих получение концентратов высокого качества;
- установление физико-химических закономерностей азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата для максимального извлечения свинца и цинка при минимальных потерях в хвостах;

- изучение термодинамических и кинетических характеристик разложения азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата с разработкой его математической модели;
- разработка принципиальной технологической схемы комбинированной переработки руды месторождения Зарнисор.

Научная новизна работы:

- установлены физико-технологические тенденции улучшения эффективности флотационного обогащения свинцово-цинковых руд путем увеличения содержания класса – 0,074 мм до 75 % в пульпе. Разработанная двухстадийная схема измельчения с применением гидроциклона обеспечивает более полное раскрытие галенита и сфалерита, повышает селективность флотации и позволяет получать концентраты свинца и цинка с существенно улучшенными технологическими показателями.
- исследованы технологические особенности поведения свинцово-цинковой руды месторождения «Зарнисор» в процессе гравитационного обогащения, что позволило выявить оптимальные параметры разделения минералов и повысить эффективность выделения тяжёлой фракции для улучшения качества конечного продукта.
- изучены закономерности азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата месторождения «Зарнисор», установлены оптимальные условия растворения металлов и выявлены особенности поведения сопутствующих минералов, обеспечивающие повышение полноты извлечения свинца и цинка в раствор.
- определены термодинамические и кинетические параметры процессов растворения свинца и цинка из обогащённого концентрата, выявлены лимитирующие стадии и определены механизмы выщелачивания, что позволило обосновать оптимальные режимы гидрометаллургической переработки концентрата.

Теоретическая значимость работы

Теоретические аспекты данного исследования используется и внедрены в учебный процесс кафедры «Разработки месторождения полезных ископаемых» Горно- металлургического института Таджикистана, при чтении лекции, проведении лабораторных работ, написании научных работ, дипломных работ, рефератов по предметам технология обогащения руд цветных металлов, химической технологии и другие.

Практическая значимость работы:

- Изучена измельчаемость руды, распределение металлов по классам крупности, минералогический состав руды, а также выявлены закономерности распределения свинца, цинка и сопутствующих элементов в процессе дробления и измельчения, что позволило обосновать оптимальные режимы подготовки руды к флотационному и гравитационному обогащению.
- Разработаны рациональные и эффективные режимы гравитационного и флотационного обогащения свинцово-цинковых руд Зарнисорского месторождения.
- Изучена термодинамика и кинетика процессов азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового флотоконцентрата, показано влияние различных факторов на скорость и степень извлечения металлов. На основании проведённых исследований найдены оптимальные условия азотнокислотного выщелачивания флотоконцентрата месторождения Зарнисор.
- На ООО «Таджикско-Китайская горнопромышленная компания» были проведены опытно-промышленные испытания свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор, в результате которых достигнута степень извлечения свинца – 89,6 %, а цинка – 88,6 %.

Методологическая основа и методы исследования

Методологической основой исследования стали работы отечественных и зарубежных учёных в области технологии переработки свинцово-цинковых

руд и гидрометаллургии. В работе были использованы сертифицированные лабораторные установки, современные методы анализа для изучения химического и минералогического состава свинцово-цинковых руд и результатов их переработки. Полученные данные служат основой для разработки комплексной схемы переработки руды.

Основные положения, выносимые на защиту:

На защиту выносятся следующие научные положения и результаты работы:

1. Результаты изучения химического и минералогического состава исходной руды и продуктов обогащения на анализаторах высокой технологии;
2. Результаты применения двухстадийного измельчения с гидроциклонной классификацией и повышением содержания класса $-0,074$ мм до 75 % обеспечивает более полное раскрытие минералов свинца и цинка и существенно повышает эффективность их селективной флотации для руд месторождения Зарнисор;
3. Результаты прямой селективной схемы флотации свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор с использованием бутилового ксантогената калия в качестве собирателя и депрессией цинковых минералов в свинцовом цикле комбинацией сульфита натрия и цинкового купороса, что обеспечивает повышение извлечения свинца и цинка по сравнению с существующей технологической схемой;
4. Результаты рентгенофазового анализа исходной руды и продуктов их обогащения;
5. Установленные закономерности и оптимальные параметры азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата, обеспечивающие высокую степень извлечения металлов: температура процесса - 80 °С, продолжительность - 120 мин, концентрация азотной кислоты - 400 г/дм³ и соотношение твёрдого к жидкому (Т:Ж) - 1:5;
6. Разработана принципиальная технологическая схема переработки свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор.

Достоверность и обоснование результатов: Обоснованность результатов и научных выводов работы обеспечена большим объемом выполненных экспериментов с применением современных методов исследования: в работе использованы современные аналитические и технологические методы, включая минералогический и рентгенофазовый анализ, определение распределения металлов по классам крупности, исследование измельчаемости и испытание различных способов обогащения и выщелачивания.

Минералогический состав руды и продуктов её переработки изучен с применением рентгенофазового анализа Дрон-3 и микроскопии, что позволило установить фазовую принадлежность свинцовых и цинковых минералов, степень их раскрытия при измельчении и особенности поведения в процессах обогащения. Химический состав руды, концентратов и промежуточных продуктов определён атомно-абсорбционным анализом на приборе AAnalyst 300, что обеспечило высокую точность определения концентраций металлов.

Полученные данные согласуются между собой и подтверждаются воспроизводимостью результатов, что обеспечивает их научную обоснованность и достоверность

Вклад автора заключается в литературном анализе по теме исследования, нахождении способов и решений поставленных задач, непосредственное планирование экспериментальных исследований и необходимых расчётов для достижения намеченной цели. Автором самостоятельно сформулированы основные положения, выводы и научные результаты диссертационной работы, а также выполнены оформление и написание диссертации.

Апробация работы: Материалы диссертации докладывались и обсуждались на профильных конференциях: V Международного Косыгинского форума «Современные задачи инженерных наук. Проблемы промышленного роста» (РГУ имени А.Н. Косыгина, Москва, 2025); VI-я международная научно-техническая конференция на тему «Комплексное

инновационное развитие Зарафшанского региона: достижения, проблемы и перспективы» Узбекистан (НГГТУ, Навои 2025); I-Международной научно-практической конференции. Актуальные вопросы естественных, точных и математических наук и информационных технологий. Российско-Таджикский (Славянский) университет Душанбе 2025; Международной научно-практической конференции «Актуальные проблемы инновационные решения и перспективы химической промышленности» Узбекистан (АФТГТУ, Алмалык, 2024); II ежегодной научно-практической конференции «Развитие национальной промышленности и геологии Таджикистана за годы независимости страны», (ГМИТ, Бустон 2023); Промышленный форум под названием «Устойчивые шаги на пути развития национальной промышленности», посвящённый 15-летию со дня основания Таджикского горно-металлургического института, (ГМИТ, Бустон, 2021); Республиканской научно-практической конференции на тему «Применение инновационных технологий в преподавании естественных дисциплин в средне-общеобразовательных школах и высших учебных заведениях», посв. 150-летию периодической таблицы химических элементов Д.И. Менделеева (Душанбе, 2019); Международной научно-практической конференции «Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых» (ГМИТ, Бустон 2019); IV Международной научной конференции: «Проблемы физической и координационной химии» (ТНУ, Душанбе, 2019); Международной научно – практической конференции «Перспективы использования материалов устойчивых к коррозии в промышленности Республики Таджикистан» посвященной «Дню химика» и 70 – летию доктора химических наук, профессора, академика АН Республики Таджикистан Ганиев Изатулло Наврузовича (НАНТ, Душанбе, 2018); Республиканская научно- практическая конференция «Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых», (ГМИТ, Бустон, 2018); Республиканская научно-практическая конференция «Перспективы инновационной технологии в развитии химической промышленности Таджикистана», (ТНУ. Душанбе, 2017).

Публикации. По результатам исследований опубликовано 21 научная работа в отечественных и зарубежных изданиях, из них 4 статьи – в рецензируемых журналах, рекомендуемых ВАК Министерства высшего образования и науки Российской Федерации. 17 работ представлены в виде докладов на республиканских и международных конференциях.

По материалам исследований получен 1 малый патент Республики Таджикистан № ТД 1131, на основании которого оформлен акт внедрения в ООО «Таджикско-Китайская горнопромышленная компания».

Структура и объем работы: Диссертация состоит из введения, трех глав, посвященных обзору литературы, технике эксперимента и экспериментальным исследованиям, а также выводов и списка использованной литературы. Диссертационная работа изложена на 141 страницах, включает 23 таблиц, 20 рисунков и 121 библиографических ссылок.

ГЛАВА I. СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД (ЛИТЕРАТУРНЫЙ ОБЗОР)

1.1. Краткие сведения о месторождении «Зарнисор» (Республики Таджикистан)

Зарнисорское (Алтын-Топканское) полиметаллическое рудное поле расположено в северной части Республики Таджикистан, в отрогах Кураминского хребта. Рудное поле включает несколько месторождений, из которых промышленному освоению подверглись Зарнисор (Алтын-Топкан), Сардоб, Бузургпадар (Чал-Ата) и Пай-Булак. Более крупным по запасам свинца и цинка считается месторождение Зарнисор (Алтын-Топкан), касающееся аналогичных месторождений в Центральной Азии. Все месторождения Алтын-Топканского рудного поля расположены в гористой, труднодоступной и сильно пересеченной местности с высотными отметками от 1200 до 1800 метров над уровнем моря [1,86]. Географическое положение месторождения Зарнисор (Алтын-Топкан), указаны на карте республики Таджикистан (рис.1.1).

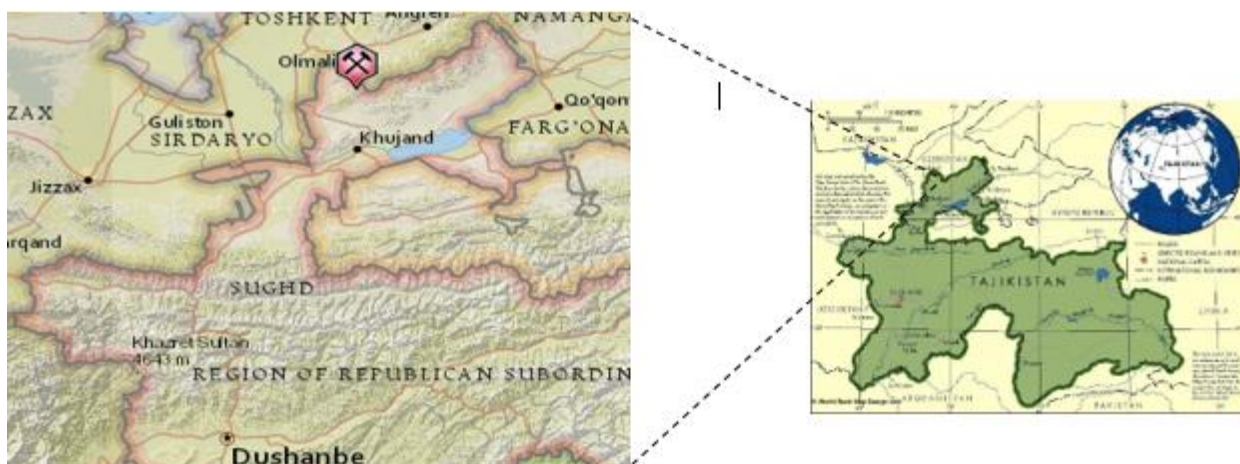


Рисунок 1.1. Карта расположения свинцово-цинковой руды
месторождения Зарнисор (Алтын-Топкан)

Для освоения месторождений в 1948 г. Было создано Зарнисорское (Алтын-Топканское) рудоуправление. Предприятию была поручена добыча

руды, тогда как ее переработка осуществлялась на обогатительной фабрике Алмалыкского ГМК в Узбекистане. Освоение рудного поля началось с месторождения Зарнисор (Алтын-Топкан), где проектами института «Гипроцветмет» предусматривалось создание комплекса, включающего карьер мощностью 700 тыс. т руды в год и подземный рудник производительностью 800 тыс. т. Открытые работы были начаты в 1951 г., подземная добыча - в 1958 г. Доставка руды в условиях пересечённого рельефа осуществлялась по подвесной канатной дороге.

После распада СССР экономическая ситуация существенно ухудшилась: разрыв кооперационных связей, рост цен на производственные ресурсы и снижение платежеспособности потребителей привели к убыточности добычи. [88]. В 1996 г. Объекты рудного поля были законсервированы. В 2000 г. Алтын-Топканское рудоуправление было передано в собственность Республики Таджикистан, однако отсутствие собственной обогатительной фабрики препятствовало возобновлению добычи.

Новый этап развития рудного поля начался в 2006 г., когда Китайская компания China Global New Technology I.E. Co., Ltd проявила интерес к его освоению. На основе соглашения с Министерством энергетики и промышленности Республики Таджикистан было создано совместное предприятие - СП ТК «Зарнисор». В 2008–2010 гг. на территории поселка Алтын-Топкан (ныне Зарнисор) была построена современная обогатительная фабрика. В 2010 г. Введена в эксплуатацию первая очередь фабрики производительностью 300 тыс. т руды в год. По данным министерства энергетики и промышленности РТ, в прошлом году предприятием «Зарнисор» произведено свыше 23,4 тыс. тонн свинцового порошка и более 37,3 тыс. тонн цинкового порошка на общую сумму 320,9 млн. сомони.

Ожидается, что в ближайшем будущем будет сдана в эксплуатацию вторая технологическая линия, после чего годовая мощность обогатительной фабрики увеличится до 2 млн. тонн.

1.2. Особенности и преимущества метода обогащения с использованием тяжёлых сред

Методика сепарации рудного сырья с применением тяжёлых суспензий основана на принципе различий в плотности минеральных компонентов. Разделение фаз осуществляется в искусственно созданной среде, плотностные характеристики которой находятся между аналогичными параметрами целевых и пустых пород. Процесс может протекать как в условиях действия гравитационных сил, так и в поле центробежных ускорений, что расширяет область его применения [2].

В отличие от классических гравитационных методов, где разделение проводится в водной среде с постоянной и сравнительно низкой плотностью, тяжелосредные технологии используют специально подготовленные взвеси. Эти суспензии представляют собой водные композиции с введёнными дисперсными утяжеляющими компонентами - как правило, это измельчённые тяжёлые минералы или металлические сплавы. Благодаря возможности тонкой настройки плотности среды, обеспечивается высокая эффективность разделения, особенно при обработке сложных многокомпонентных руд. [3].

Современные исследования в области минералообогатительных технологий акцентируют внимание на дальнейшем развитии и оптимизации процессов тяжелосредной сепарации. Несмотря на достигнутый прогресс, потенциал данного метода остаётся реализованным лишь частично, что обусловлено рядом технологических и методологических ограничений, а также недостаточной адаптацией оборудования к специфике перерабатываемого сырья. [4].

Процессы разделения минерального сырья с применением тяжёлых суспензий, как правило, демонстрируют более высокую эффективность по сравнению с традиционным отсадочным обогащением. Результативность метода определяется совокупностью факторов, включая минералогический состав исходного материала, реологические и плотностные характеристики

суспензии, конструктивные особенности сепарационных устройств, а также гранулометрический состав перерабатываемой массы.

Технология тяжёлосредней сепарации охватывает широкий диапазон крупностей: от крупной рудой (порядка 3–500 мм), который преимущественно перерабатывается в установках статического действия, до мелкозернистых фракций (0,5–25 мм), обработка которых осуществляется в динамических или центробежных сепараторах. Такой подход обеспечивает гибкость процесса и позволяет адаптировать его к различным типам руд [5, 6].

В условиях динамической сепарации наблюдается существенное возрастание величин сил, ответственных за разделение частиц, различающихся по плотности. В частности, при гидроциклоническом разделении центробежная сила, воздействующая на поступающие частицы суспензии, может достигать двадцатикратного превышения силы тяжести, доминирующей в статических сепарационных аппаратах. Данная интенсификация силового поля оказывает влияние как на разделяемый материал, так и на несущую жидкостную фазу, что приводит к статистически значимому увеличению плотности пульпы, отводимой через песковую насадку (концентрат тяжёлой фракции), относительно её исходного значения. Соответственно, плотность суспензии, эвакуируемой через сливной патрубков (элюат лёгкой фракции), демонстрирует выраженное снижение по сравнению с плотностью входящего потока [7-9].

При надлежащем управлении технологическими параметрами тяжёлосредняя сепарация демонстрирует высокую избирательность разделения даже в случае переработки руд с незначительными различиями в плотности компонентов. Одним из ключевых преимуществ данного метода является возможность оперативной и точной настройки плотности разделяющей среды в условиях стандартных производственных параметров. Подобно другим гравитационным методам, процесс тяжёлосреднего обогащения представляет собой совокупность последовательно выполняемых

операций, эффективность которых определяет общую производительность системы. Среди них - подготовка исходного сырья, дозированная подача материала и среды, процесс разделения, выделение целевых фракций, а также регенерация и повторное использование суспензии.

Для восстановления среды осуществляется её доочистка - чаще всего с использованием магнитных сепараторов, где происходит отделение ферросилиция или магнетита от немагнитных загрязнений. Очищенная суспензия сгущается до требуемой концентрации в специальном классификационном оборудовании и возвращается в процесс. Перед повторным использованием уплотнённая среда направляется через размагничивающее устройство, обеспечивающее получение устойчивой, однородной, нефлокулированной взвеси, пригодной для эффективного разделения [10, 11].

Эффективность функционирования системы тяжелосредной сепарации во многом определяется рациональным подбором состава разделяющей среды и устойчивым контролем её физических и реологических характеристик, таких как плотность, вязкость и степень дисперсности. Надёжное управление этими параметрами позволяет поддерживать стабильность процесса и достигать высокой степени разделения при минимальных технологических потерях.

Метод тяжелосредного обогащения находит применение в ряде ключевых технологических направлений. Одним из распространённых подходов является использование сепарации для удаления пустой породы до стадии тонкого измельчения, что способствует значительному снижению энергозатрат и эксплуатационных расходов, а также положительно влияет на эффективность последующих стадий переработки [91]. Дополнительно, применение данной технологии позволяет расширить минерально-сырьевую базу за счёт включения в переработку низкосортных и бедных руд, ранее считавшихся нерентабельными. Отделённая пустая порода может быть использована вторично - в качестве сырья для строительной индустрии.

Благодаря относительно невысокой себестоимости операций тяжелосреднего обогащения, общий уровень затрат на переработку снижается в среднем на 15–20 %. Это делает метод экономически целесообразным при промышленной переработке таких полезных ископаемых, как уголь, железные и марганцевые руды. Кроме того, тяжелосредняя сепарация успешно применяется на стадиях предварительного обогащения, особенно в тех случаях, где требуется эффективное удаление пустых включений из крупных масс материала [12,13,14].

Также существенным является её способность к полной регенерации и последующему повторному использованию, что снижает операционные издержки. Возможность оперативного регулирования плотности суспензии в широком диапазоне - ещё один фактор, обеспечивающий гибкость технологического процесса. Для эффективного разделения важно также, чтобы остатки среды легко удалялись с поверхности продуктов путём промывки струёй воды под давлением [9].

При обогащении полезных ископаемых обычно используются нестабильные суспензии. Для поддержания необходимой плотности по всей высоте сепарационной емкости создаются циркуляционные потоки, обеспечивающие равномерное распределение плотности. Скорость вращения определяется на основе лабораторных данных, что позволяет поддерживать оптимальные условия сепарации.

Максимальная разница в плотности между верхней и нижней частями сепарационной емкости обычно составляет 100–200 кг/м³. Отсутствие такой разницы свидетельствует о том, что в суспензии произошла значительная флокуляция [17, с. 17]. Для повышения стабильности системы часто добавляют мелкие частицы утяжелителей и тонкодисперсные стабилизирующие добавки, которые способствуют стабилизации суспензии. Кроме того, необходимая стабильность суспензии обеспечивается за счет соответствующей степени очистки шлама от исходного материала, подаваемого в процесс сепарации. [15]. В определенных случаях для

повышения свойств суспензии добавляют 1–3% глинистого материала или используют смесь утяжелителей различной плотности, например смесь ферросилиция с магнетитом или пирротином.

Граница между лёгкой и тяжёлой фракциями определяется плотностью используемой суспензии [90]. Этот параметр имеет решающее значение для обеспечения точности и эффективности процесса сепарации, поскольку он напрямую влияет на выбор подходящей среды и настройку рабочих условий в сепараторе. [93-97].

Плотность суспензии (кг/м³) определяют по формуле:

$$\rho_c = C (\rho_y - 1) + 1, \quad (1.2.1)$$

где C – объемная концентрация утяжелителя, доли ед.;

ρ_y – плотность утяжелителя, кг/м³.

Максимальная плотность суспензии определяется максимально возможным объемным содержанием утяжелителя.

Максимальная плотность суспензии, достижимая при использовании гранулированного ферросилиция в качестве утяжелителя с содержанием сферических частиц до 90 %, составляет 3,5 кг/м³.

Плотность рабочей суспензии зависит от ряда факторов, наиболее важными из которых являются следующие:

- Реологические характеристики суспензии. В неструктурированных суспензиях плотность рабочей жидкости поддерживается обычно выше, чем в структурных, из-за более интенсивного осаждения утяжелителя на частицах породы. В структурных суспензиях, имеющих несколько меньшую плотность, скорость и кинетическая энергия частиц увеличиваются, что способствует преодолению сопротивления суспензии при сдвиге. Для получения чистой тяжёлой фракции из легкообогатимой руды плотность разделения повышается путём увеличения структурообразования в суспензии.
- Время пребывания руды в сепараторе и интенсивность осаждения утяжелителя на частицах.

- Крупность обогащаемого материала. Для мелких классов плотность суспензии обычно устанавливается ниже, чем для крупных частиц того же материала.
- Плотность кусков обогащаемой руды. В случаях, когда встречаются породы с трещинами, пористые или содержащие закрытые поры, плотность таких частиц будет ниже, чем у монолитной руды. Это требует снижения плотности суспензии, чтобы обеспечить разделение легкой фракции.
- Минералогико-петрографические характеристики исходной руды.

При незначительном содержании промпродуктовых фракций в руде и значительной разнице в плотности породы и тяжелых полезных минералов, изменения плотности суспензии до определённого предела почти не влияют на эффективность обогащения [17, с. 17-18]. В то время как при равномерном распределении фракций различной плотности в руде даже небольшие изменения плотности суспензии могут существенно повлиять на технологические параметры процесса [98-100].

Оптимальная плотность рабочей суспензии выбирается в процессе промышленной эксплуатации оборудования, в зависимости от конкретных условий обогащения и требований к качеству конечного продукта [16].

Утяжелители для тяжелосредной сепарации. Утяжелители должны соответствовать ряду строгих требований: иметь высокую плотность, быть химически инертными, не растворяться в воде, легко отделяться от продуктов обогащения, поддаваться извлечению при регенерации, быть экономичными и доступными, не содержать вредных веществ, которые могут ухудшить качество концентратов [17, 18].

В мировой практике обогащения для создания суспензий в качестве утяжелителей применяют: минералы (пирит, пирротин, барит, магнетит, галенит), сплавы (ферросилиций, металл-свинец) [103]. Часто используется комбинация минералов и сплавов для оптимизации процесса.

Характеристика утяжелителей, применяемых на практике, приведена в таблице 1.2.1 [17, с. 19].

Таблица 1.2.1

Характеристика утяжелителей, применяемых при обогащении в тяжелых средах

Утяжелитель	Плотность утяжелителя, кг/м ³	Максимальная плотность суспензии, кг/м ³
Барит	4400	2200
Пирротин	4600	2300
Пирит	5000	2500
Магнетит	5000	2500
Ферросилиций марки ФС15 (измельченный)	6900	3100
Ферросилиций марки ФС15Г (гранулированный)	6900	3500
Галенит	7500	3300

Крупность частиц, составляющих среду, также важна, так как выше отмечено ее влияние на взаимосвязь плотности суспензии и вязкости суспензии. При обогащении руд максимальная крупность ферросилиция не должна быть выше 0,15 мм [19]. Зерна гранулированного ферросилиция в отличие от измельченного представлены в большинстве своем округлыми формами, что оказывает влияние на полноту отмывки от продуктов разделения и уменьшение интенсивности окисления [17, с. 19].

1.3. Современные технологии переработки сульфидных свинцово-цинковых руд

Бурное развитие современных технологий и расширение научно-исследовательской базы обуславливают трансформацию существующих методологических подходов к решению задач, связанных с переработкой твёрдых полезных ископаемых. Это приводит к активному внедрению новых, экологически ориентированных и ресурсосберегающих технологических решений, направленных на повышение эффективности производственных

процессов и улучшение технико-экономических показателей функционирующих горно-обогатительных предприятий [20, с. 10].

В последние годы в практику обогащения сульфидных руд, содержащих свинец и цинк, всё шире внедряются усовершенствованные технологические схемы, способствующие повышению эффективности процессов разделения. Среди них можно выделить использование интенсивных методов подготовки пульпы, включающих активацию модифицированных форм целевых минералов [22]; оптимизацию стадий измельчения и классификации, в том числе за счёт регулирования тонкости помола; интеграцию современных систем автоматизированного управления и контроля; а также применение технологий, обеспечивающих глубокое извлечение ценных компонентов из хвостов флотации [21-25].

Как и большинство других полиметаллических руд с преобладанием сульфидных минералов, свинцово-цинковые руды преимущественно перерабатываются с применением флотационных методов. Наиболее распространёнными технологическими подходами являются: прямая селективная флотация (см. рис. 1.31.а), предварительная коллективная флотация всех сульфидных минералов с последующим их пофазным разделением из коллективного концентрата (рис. 1.3.1.б), а также комбинированная коллективно-селективная схема флотации (рис. 1.3.1.в).

Несмотря на широкое применение флотационных методов при обогащении сульфидных свинцово-цинковых руд, имеется обоснованная возможность предварительного использования гравитационных методов, что позволяет оптимизировать затраты на последующие стадии переработки. В ряде случаев предварительная концентрация обеспечивает извлечение до 30–35 % пустой породы, тем самым существенно снижая объём материала, поступающего на флотацию. Согласно исследованиям Тихонова, Богданова и Клебанова [26–28], гравитационное предварительное обогащение — преимущественно в тяжелых суспензиях - получило широкое распространение на зарубежных обогатительных фабриках в таких странах, как США, Италия,

Канада и бывшая Югославия.

Так, на фабрике «Людерих» (Германия) из руд с фракцией 40–12 мм удаётся выделить до 33 % лёгкой фракции, содержащей минимальное количество ценных компонентов. На фабрике «Мегген» (Германия) при переработке аналогичных руд выделяется до 18 % пустой породы с остаточным содержанием свинца и цинка на уровне 0,2 %. В Австрии, на предприятии «Блайберг», данный метод применён к руде с крупностью 40–4 мм и содержанием свинца 2,3 %, а цинка - 6,3 % [29].

По статистике, около 60 % свинцово-цинковых сульфидных руд в США подвергается предварительной концентрации с применением тяжёлых сред или отсадки [30]. На зарубежных обогатительных предприятиях обогащение в тяжёлых суспензиях осуществляется с использованием конусных и барабанных сепараторов типов «Вемко», «Ведаг», «Вено Пик», а также гидроциклонов, предназначенных для работы в тяжёлых средах. В качестве утяжелителя, как правило, применяют ферросилиций. Полученная тяжёлая фракция (концентрат) после доведения до требуемой степени измельчения направляется на последующую флотацию [20, с. 10-11].

На территории стран СНГ опыт предварительного гравитационного обогащения свинцово-цинковых сульфидных руд с применением тяжёлых суспензий реализован, в частности, на обогатительной фабрике №2 Лениногорского горно-металлургического комбината (Казахстан). Это объясняется тем, что существенная часть свинцовых и цинковых минералов содержится в форме жильных образований с крупными включениями галенита и сфалерита. В процессе гравитационного обогащения лёгкая фракция, представляющая собой преимущественно кремнистую пустую породу, эффективно отделяется от ценных компонентов. Объём этой фракции достигает 30 % от общей массы исходного рудного сырья [31], причём она полностью утилизируется в качестве материала для приготовления твердеющих и гидравлических закладочных смесей на Тишинском месторождении.

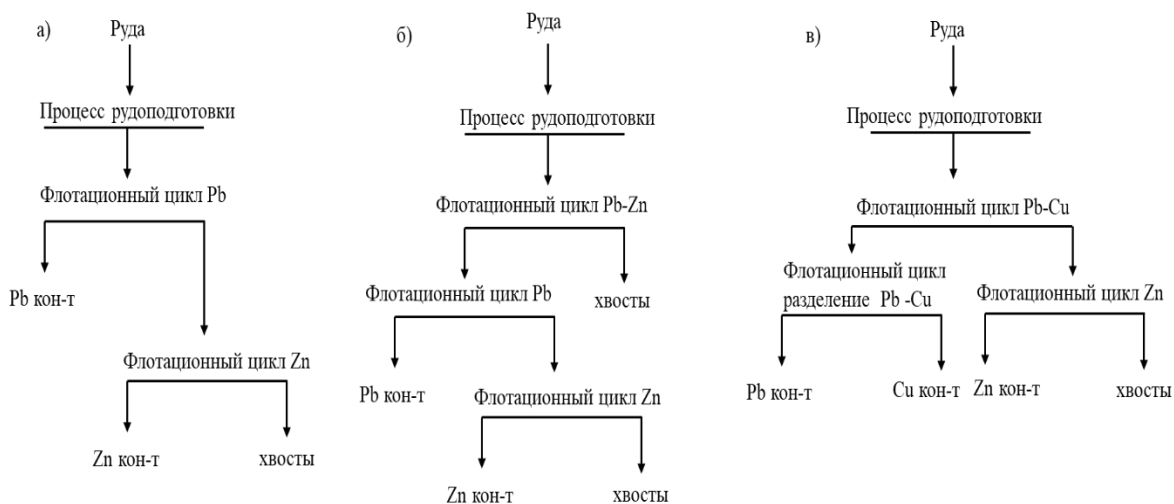


Рисунок 1.3.1. – Принципиальные схемы флотации.

а) прямая селективная флотация; б) предварительная коллективная флотация всех сульфидов с последующей селекцией коллективного концентрата; в) комбинированная коллективно-селективная схема флотации

Выбор конкретной технологической схемы флотационного обогащения руд указанного типа определяется совокупностью факторов, включая степень вкраплённости и распределения полезных минералов, наличие и активность различных модификаций сфалерита и пирита, особенности их флотируемости, а также литологический состав вмещающих пород [23, 25, 26]. В каждом случае обоснование оптимальной схемы обогащения производится на основе комплексного анализа технологической целесообразности и экономической эффективности возможных вариантов.

В соответствии с технологической схемой прямой селективной флотации, исходное рудное сырьё подвергается измельчению до заданной крупности, после чего осуществляется последовательное извлечение целевых минералов путём поэтапной флотации. В случае необходимости полученные грубые концентраты дополнительно измельчаются и проходят стадию перечистки. Как отмечается в работах Абрамова, Богданова, Тихонова, Vulatovic и других исследователей [25, 26, 27, 32], данный принцип флотационного обогащения используется на ряде зарубежных предприятий, включая обогатительные

фабрики «Балмат» (США), «Райпура-Дариба» (Индия), «Элура» (Канада), «Калькирику» (Перу), «Зинк Корпорейшен» и «Нью Брокен-Хилл» (Австралия), «Рудоземская» (Болгария), «Горни-Бенешов» (Чехия) и другие. Среди отечественных предприятий, применяющих аналогичную схему, можно выделить обогатительные фабрики «Центральная», «Новоангарский обогатительный комбинат», «Мизурская ОФ» и др.

Тем не менее, применение схемы прямой селективной флотации сопряжено с рядом технологических ограничений и экономических недостатков [23, 24, 27, 28, 32]. К основным из них относятся: высокая энергоёмкость и значительные материальные затраты на стадии подготовки руды; необходимость использования большого количества флотационных машин, поскольку поток пульпы проходит последовательно через все стадии процесса; повышенный расход реагентов, обусловленный необходимостью многократной корректировки их концентраций и ассортимента на каждом этапе флотации с целью селективной депрессии и активации определённых групп минералов; сложность эффективного разделения минералов с близкими флотационными свойствами; а также трудности, возникающие при организации замкнутого водооборота на предприятии.

По мнению Богданова и соавторов [33], применение схем прямой селективной флотации является обоснованным на предприятиях с относительно небольшой производственной мощностью, даже в случаях, когда содержание пустой породы в рудном материале является высоким. Это объясняется тем, что использование коллективной флотации всех сульфидных минералов на начальной стадии переработки не всегда обеспечивает заметные технологические или экономические преимущества в таких условиях.

Альтернативный подход, основанный на предварительной коллективной флотации всех сульфидов с последующим разделением полученного коллективного концентрата, представляет интерес для переработки бедных руд с агрегатной формой вкраплённости полезных компонентов. В рамках этой схемы основная часть пустой породы удаляется уже на стадии

коллективной флотации, проводимой после грубого измельчения, достаточного для раскрытия сростков между полезными минералами и вмещающими породами. Последующее доизмельчение, необходимое для дезагрегации агрегатов полезных минералов, осуществляется лишь для ограниченного объёма материала - коллективного концентрата, предварительно очищенного от собирательных реагентов путём десорбции [20, с. 13].

Преимущества применения подобной схемы заключаются в следующем [23,24]:

- снижение затрат на измельчение за счёт возможности выделения пустой породы при более крупной степени помола в коллективной флотации;
- сокращение флотационного оборудования за счёт уменьшения количества стадий флотации, через которые проходит основной поток пульпы;
- снижение эксплуатационных расходов до 30 %;
- реализация замкнутой схемы водооборота в пределах коллективной флотации, что позволяет уменьшить потребление реагентов.

Несмотря на явные экономические и технологические преимущества, схемы предварительной коллективной флотации всех сульфидов с последующим разделением свинцово-цинкового концентрата не получили широкого распространения и реализованы на следующих фабриках [24, 26, 27, 29, 32, 33]: «Хандиза» (Узбекистан), «Анаконда» (США), «Mount Isa» (Австралия), «Greens Creek», «Porko», «Bolivar» и «El Mochito». Это обусловлено тем, что активированная и сфлотированная в коллективном свинцово-цинковом цикле цинковая обманка при дальнейшей селекции плохо подавляется реагентами депрессорами по бесцианидной технологии. Поэтому данные фабрики вынуждены депрессировать сфалерит по цианидной технологии. Также, сложностью применения коллективно-селективных схем

является необходимость внедрения в технологическую схему дополнительных операций по подготовке коллективного концентрата перед циклом селекции: десорбция реагентов - собирателей с поверхности минералов, и в некоторых случаях, доизмельчение коллективного концентрата до необходимой крупности. Кроме того, не всегда получают высококачественные концентраты и из за грубого измельчения исходной руды наблюдается потери благородных металлов с хвостами коллективной флотации.

Наиболее широко при переработке свинцовых полиметаллических руд находят применение различные модификации коллективно-селективной схемы флотации [20, с. 13-15]. Как правило, вначале из исходного рудного сырья осуществляется коллективная флотация медных и свинцовых минералов с использованием реагентов-депрессоров, подавляющих флотируемость сфалерита и пирита. После этого полученный медно-свинцовый концентрат подвергается селективному разделению, а из хвостов этого цикла дополнительно извлекают цинковый минерал (сфалерит), а в отдельных случаях и пирит [23]. Подобная последовательность операций реализуется на большинстве отечественных и зарубежных обогатительных фабрик, перерабатывающих полиметаллическое сырьё [26, 27], включая такие предприятия, как: «Зыряновская», «Золотушинская», «Березовская», «Мизурская» (Россия и СНГ), а также «Сан-Франциско», «Пандора», «Болиден», «Виханти», «Бучанс», «Гарпенберг», «Рамсельберг» и другие зарубежные фабрики.

1.4. Режимы технологической переработки сульфидных свинцово-цинковых руд

Степень измельчения свинцово-цинковых руд перед флотацией определяется минералогическими особенностями - в частности, характером распределения сульфидных и окисленных минералов в руде, а также выбранной технологической схемой флотационного обогащения. В случае применения коллективной флотации, как правило, процесс измельчения

проводится до достижения 45–55 % фракции класса -0,074 мм. При наличии неравномерной вкрапленности сульфидных компонентов коллективная флотация реализуется по двухстадийной схеме, при этом отвальные хвосты отделяются на стадии, где степень измельчения достигает 80–85 % класса - 0,074 мм. [89,92].

Применение стадийных схем флотации, как показывает практика, способствует получению более высоких и стабильных технологических показателей. При использовании схем с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата, последнему этапу предшествует дополнительное измельчение - например, на Алмалыкской обогатительной фабрике степень измельчения доводится до 85 % класса -0,044 мм.

Для повышения эффективности разделения, а также улучшения качественных характеристик конечных концентратов, на ряде предприятий осуществляется дополнительное измельчение концентратов основных циклов свинцовой и цинковой флотации или промежуточных продуктов - данный подход, в частности, применяется на фабрике «Бункер Хилл» (США).

Согласно сведениям, приведённым С.И. Полькиным [29], около половины свинцово-цинковых руд подвергаются флотационному обогащению при естественном уровне кислотности среды, тогда как остальная часть перерабатывается преимущественно в щелочных условиях с показателем рН, варьирующимся от 8,6 (на примере фабрики «Бу Беккер») до 11 (фабрика «Анаконда»). В исследовании Абрамова и Шеттиби [34] подчёркивается, что эффективное значение рН в процессе флотации галенита должно соответствовать уровню, при котором его поверхность обладает нулевым или минимальным электрическим зарядом. Такая среда способствует формированию на поверхности минерала оптимального сорбционного слоя реагента-собирателя, что критично для успешного отделения [101,104].

В качестве регуляторов кислотно-щелочного баланса при флотации свинцовых минералов применяются сода (в дозировке от 50 до 1400 г/т) и

известь (в среднем 100–1000 г/т). Выбор между указанными реагентами осуществляется с учётом минералогического состава обогащаемой руды, в особенности содержания железосодержащих сульфидов. При этом использование извести требует повышенного внимания к её дозировке, поскольку её избыточное количество может приводить к угнетению флотационной активности галенита и, в ряде случаев, золота. Соответственно, при увеличении дозы извести, особенно в стадиях измельчения, необходимо пропорционально усиливать действие собирателя, чтобы сохранить эффективность процесса флотации.

На обогатительных фабриках России и стран СНГ в качестве основных флотационных собирателей широко применяются ксантогенаты, как в чистом виде, так и в виде их смесей - преимущественно бутиловый и этиловый ксантогенаты в соотношении 2:1 [5, 8–10]. На зарубежных предприятиях переработки свинцово-цинковых руд активно используются аэрофлоты марок 31, 121, 242, а также этиловый и изопропиловый ксантогенаты. Кроме того, получили распространение реагенты серии **РАХ**, выпускаемые компанией **Cytec**.

Для эффективной флотации руд, содержащих труднофлотируемые окисленные формы свинца, в качестве собирателя применяют **Аэропомотор 404** (меркаптобензотиазол), иногда в сочетании с аэрофлотом 242, что способствует улучшению отделения слабофлотируемых разновидностей цинковых минералов.

Средний расход используемых реагентов составляет: для аэрофлотов – 35-40 г/т, для ксантогенатов – 30-60 г/т. Как правило, в одном и том же цикле селективной флотации редко применяются смеси различных ксантогенатов; чаще практикуется раздельное использование собирателей в свинцовом и цинковом циклах. Например, в первом может использоваться аэрофлот, а во втором - ксантогенат.

Снижение потерь ценных компонентов с хвостами коллективной флотации возможно при предварительном введении значительной доли

собирателей (до 70 %) на стадии измельчения, что способствует более равномерному распределению реагента и повышает эффективность последующего флотационного разделения [29].

При проведении селективной флотации, как в отношении коллективных концентратов, так и непосредственно исходных руд, на первом этапе, как правило, реализуется свинцовая либо свинцово-медная флотация, сопровождаемая депрессией сульфидных минералов цинка и железа. На практике обогатительных фабрик наиболее распространён способ подавления сфалерита по методу Шеридана-Гризвольда, при котором применяются цианид и сульфат цинка в щелочной среде. Этот подход используется в промышленности с 1922 года [35].

В ряде случаев в качестве депрессора применяют исключительно цианид, как это реализовано, например, на фабриках «Сулливан», «Ривес Макдональд» и ряде других [36]. Также известны технологические схемы, в которых цианид используется в сочетании с реагентом Экоф Р-82 (Италия, Германия) либо сульфатом цинка, как на фабриках «Анаконда», «Джерси», «Центральная» и т. Д. [37].

Помимо указанных, в качестве депрессоров сфалерита нашли применение и другие реагенты и их комбинации: сульфит натрия в сочетании с сульфатом цинка, сернистая кислота, диоксид серы, сульфиты, тиосульфат натрия, а также железный купорос. В подавляющем большинстве случаев данные реагенты вводятся на стадии измельчения вместе с регуляторами рН среды, что позволяет повысить эффективность процесса разделения.

В таблице 1.4.1 приведены основные типы реагентов, применяемых для депрессии сфалерита, а также их наиболее распространённые сочетания.

Депрессирующее действие сульфата цинка (цинкового купороса) на сфалерит связано с образованием коллоидных цинксодержащих осадков на поверхности минерала. Согласно исследованиям П.Г. Хаджиева и Л.И. Гросмана [23], депрессия сфалерита с помощью цинкового купороса наиболее

эффективна при рН от 9 до 9,5. В этом диапазоне осадки гидроксида цинка обладают минимальной растворимостью и максимальной стабильностью как в объеме пульпы, так и на поверхности минерала.

Таблица 1.4.1

Реагенты для депрессии сфалерита

Применяемые реагенты	Примеры фабрик и дозировки
Цианид натрия (NaCN)	«DY Yukon» (Канада) – 100 г/т; «Leadville» (США) – 120г/т; «Laisval» (Швеция) – 10 г/т; «Mogul» (Ирландия) – 195 г/т; «Nanisivic» (Канада) – 20 г/т; «Reocin» (Испания) – 90 г/т; «Салаир» (Россия) – 50 г/т.
Цианид натрия + Экоф Р-82	Фабрики Германии и Италии; «Grund» (Германия) – NaCN 40 г/т + Экоф Р-82 10 г/т.
Цианид натрия + сульфат цинка (ZnSO ₄)	«Алтын-Топканская» (Казахстан) – 35 г/т NaCN + 215 г/т ZnSO ₄ ; «Рудоземская» (Болгария) – 45 г/т NaCN + 150 г/т ZnSO ₄ ; «Центральная» (Россия) – 66 г/т NaCN + 165 г/т ZnSO ₄ ; «Bolivar» (Боливия) – 1200 г/т NaCN + 1250 г/т ZnSO ₄ ; «Buick» (США) – 4 г/т NaCN + 600 г/т ZnSO ₄ ; «Casandra» (Греция) – 100 г/т NaCN + 500 г/т ZnSO ₄ ; «El Mochito» – 150 г/т NaCN + 280 г/т ZnSO ₄ ; «Fletcher» (США) – 4 г/т NaCN + 725 г/т ZnSO ₄ ; «Gays River» (Канада) – 5 г/т NaCN + 150 г/т ZnSO ₄ ; «Newfoundland Zinc» (Канада) – 10 г/т NaCN + 600 г/т ZnSO ₄ ; «Milpo Mine» (Перу) – 20 г/т NaCN + 250 г/т ZnSO ₄ ; «Olympias» (Греция) – 120 г/т NaCN + 400 г/т ZnSO ₄ .
Цианид натрия + сульфат цинка (ZnSO ₄)	«Porko» (Боливия) – совокупно 214 г/т; «Pend Orielle» (США) – 20 г/т NaCN + 100 г/т ZnSO ₄ ; «San Cristobal» (Перу) – 30 г/т NaCN + 300 г/т ZnSO ₄ ; «Sikhote-Alin» (Россия) – 193 г/т NaCN + 250 г/т ZnSO ₄ ; «Sweetwater» (США) – 5 г/т NaCN + 900 г/т ZnSO ₄ ; «West Fork» (США) – 4 г/т NaCN + 920 г/т ZnSO ₄ .
Сульфит натрия + сульфат цинка	«Mayflower» – дозировки не указаны.
Сульфат цинка (ZnSO ₄)	«Сумсарская» (Киргизия) – дозировка не указана; «Zinc Corporation» (Австралия) – 166 г/т ZnSO ₄ .

На Мизурской фабрике [38], перерабатывающей свинцово-цинковые руды из Садоно-Згидской группы месторождений, была внедрена перманганатная технология разделения сульфидов свинца и цинка. В процессе

использовались следующие дозировки: перманганат калия – 45-50 г/т, цианид натрия - 0,31 г/т и цинковый купорос - 9,1 г/т. Позднее подачу цинкового купороса исключили, а расход цианида натрия был увеличен до 20 г/т.

Для активации сфалерита в цинковом цикле флотации чаще всего применяется медный купорос. Его расход варьируется от 50 до 1000 г/т в зависимости от конкретных условий. Важную роль в эффективности процесса играет правильная точка подачи медного купороса и время его контактирования с флотационной пульпой. Перемешивание пульпы с медным купоросом может длиться от нескольких минут до 1 часа. Оптимальная точка подачи медного купороса определяется экспериментально: он может быть добавлен до подачи извести, после нее или совместно с ней [25].

Из пенообразователей, применяемых при флотации свинцово-цинковых руд, наиболее распространены на зарубежных фабриках такие вещества, как Дауфрос 250, Аэрофрос 77 (высшие спирты с прямой углеводородной цепью), МИБК (метилизобутилкарбинол), а также другие вещества, такие как доуфрос, гексиловый спирт, диметилфталат (Д-3), сосновое масло, терпинеол, крезоловая кислота и крезол. На отечественных фабриках и в странах СНГ наиболее часто применяются пенообразователи Т-66, Т-80 и циклогексанол.

Для улучшения качества пены, в качестве добавки к синтетическим пенообразователям используется древесный креозот, расходуемый в пределах 15-20 г/т (на фабриках США), а также иногда применяется каменноугольный креозот. На большинстве свинцово-цинковых фабрик в различных циклах флотации применяются разные пенообразователи. Например, в свинцовом цикле чаще всего используются Дауфрос 250 или крезол, в то время как в цинковом цикле предпочтение отдается спиртовым пенообразователям. Также отмечается [23, 28], что при использовании в качестве собирателей аэрофлотов, необходимость в пенообразователе часто отпадает [20, с. 18-19].

В ряде обогатительных фабрик, при наличии незначительного избытка сульфгидрильных собирателей на поверхности минеральных частиц в коллективном концентрате, в качестве мер очистки ограничиваются, как

правило, его сгущением или фильтрацией. Иногда применяют перемешивание с активированным углём, реже - ультразвуковую обработку либо механическую очистку поверхности. Термическая обработка, в частности обжиг концентрата перед его селективным разделением, практически не находит применения.

В последние годы активизировались исследования и внедрение биотехнологических методов в процесс переработки минерального сырья [41, 42]. Особое внимание уделяется биодеструкции остаточных количеств реагентов, что обусловлено широкими перспективами применения, высокой эффективностью и экологической безопасностью подобных решений [43].

На Алмалыкской обогатительной фабрике, осуществляющей переработку свинцово-цинковых сульфидных руд из месторождений Алтын-Топкан и Кургашынкан, процесс десорбции сульфгидрильных реагентов с поверхности коллективного концентрата реализуется по следующей технологической схеме [29]. После проведения двух стадий перемешивания и десорбции с использованием сернистого натрия, с последующей промывкой и доизмельчением. Расход сернистого натрия при этом составляет 100-150 г/т, а также вводится реагент ИМД-10 в дозировке 10–15 г/т, выполняющий функцию депрессора медных сульфидов [46-48].

Согласно данным, приведённым Польшкиным и соавторами [29], проведение десорбционной обработки в условиях высокой щелочности и при температуре около 85 °С значительно активизирует подготовку концентрата к дальнейшему обогащению: снижается потребление сернистого натрия, а эффективность селективной флотации возрастает.

Доизмельчение коллективного концентрата осуществляется до крупности, соответствующей 83–85 % класса –0,044 мм, с добавлением цианистого натрия (18–20 г/т), сульфита натрия (45–46 г/т) и цинкового купороса (100–110 г/т) - эти реагенты обеспечивают депрессию сфалерита. На стадии основной свинцовой флотации применяются ксантогенаты в

количестве 5–6 г/т. Во второй основной флотации дополнительно вводятся: цианистый натрий (7–9 г/т), цинковый купорос (45–50 г/т), сульфит натрия (20–21 г/т) и ксантогенат (2 г/т). При проведении первой контрольной флотации используются те же реагенты, за исключением цианистого натрия: цинковый купорос (20–25 г/т), сульфит натрия (10–11 г/т), ксантогенат (2–3 г/т).

В процессе перерешетки свинцового концентрата добавляются цинковый купорос (в первую стадию – 25–30 г/т), цианистый натрий (5–6 г/т в первую и 3–10 г/т во вторую), а также сульфит натрия (12–13 г/т и 7–8 г/т соответственно). Хвосты после контрольной свинцовой флотации, предварительно обработанные медным купоросом (60–65 г/т) и ксантогенатом (9–12 г/т), направляются на флотацию цинково-пиритного коллективного концентрата. Хвостовые продукты этой стадии, в которую также подают медный купорос (25–30 г/т) и ксантогенат (5–6 г/т), считаются отходами. Полученный цинково-пиритный концентрат далее подвергается цинковой флотации при поддержании pH на уровне 10,5–11, обеспечиваемом внесением извести. На данной стадии используют ксантогенат в дозировке 1–2 г/т и медный купорос в количестве 5–10 г/т. При наличии в руде значительных количеств пирита также добавляется до 8 г/т цианистого натрия. В контрольной цинковой флотации используют медный купорос (2–5 г/т) и ксантогенат (1–2 г/т). Вторая перерешетка цинкового концентрата проводится при pH 11,5.

В результате обработки получают свинцовые концентраты с содержанием свинца 52–54 % и уровнем извлечения 83 %, а также цинковые концентраты с содержанием 54–55 % цинка при извлечении до 75 %.

1.5. Актуальные направления улучшения методов обогащения свинцово-цинкового сырья

Проведённое А.А. Абрамовым исследование [49], посвящённое анализу и критической оценке актуальных теоретических концепций и практических

решений в сфере обогащения цветнометаллических руд, позволило выделить стратегические направления дальнейшего усовершенствования отрасли. К числу наиболее перспективных он относит расширение масштабов внедрения методов предварительной подготовки и концентрирования минерального сырья, модернизацию технологических схем переработки, а также оптимизацию и интенсификацию флотационных процессов для повышения их эффективности и селективности.

Расширение применения методов предварительного обогащения руд связано с активным использованием процессов гравитационного разделения, таких как сепарация в тяжёлых средах и отсадка, а также радиометрические технологии, что обусловлено совершенствованием схем подготовки руды. [102]. Эти методы направлены на обеспечение оптимального соотношения между крупностью продуктов дробления и измельчения, что позволяет снизить затраты и повысить экономическую эффективность. Важно отметить, что потери свинца при переработке полиметаллических руд часто происходят из-за недостаточного раскрытия галенита, его переизмельчения в процессе дробления, а также наличия крупных, плохо флотируемых частиц сульфидов свинца. Очевидно, что для эффективной переработки необходимо предварительно выделить значительное количество галенита до начала флотации. Таким образом, использование гравитационных методов обогащения на стадии предварительной концентрации галенита представляется экономически обоснованным. Согласно исследованиям Г.А. Пахомовой [50], для руд, содержащих крупные части галенита, гравитационные методы обогащения могут быть не только альтернативой флотации, но и единственно эффективным способом получения свинцового концентрата, учитывая хрупкость и склонность галенита к образованию шлама. Технологические эксперименты показали, что из сульфидных свинцово-цинковых руд можно получить гравитационный свинцовый концентрат с содержанием свинца 78 % и извлечением около 64 %.

Исследования, проведённые А.М. Паньшиным и соавторами [51],

показали, что интеграция операций гравитационного обогащения, таких как отсадка и концентрация на столах, в начальную стадию технологической схемы на Мизурской обогатительной фабрике значительно улучшает переработку сульфидных свинцово-цинковых руд. Результаты экспериментов показали, что из разгрузки мельницы возможно извлечение от 15 до 20 % свинца в концентрат, который по качеству близок к товарному (около 40 % содержания свинца).

Анализ технологических характеристик полиметаллических руд Ново-Широкинского месторождения [52] продемонстрировал, что наибольшие результаты по извлечению ценных металлов достигаются при применении комбинированной схемы обогащения. Эта схема включает предварительное гравитационное обогащение, направленное на извлечение свинца и золота, и последующее селективное флотационное обогащение для получения концентратов меди, свинца, цинка и пирита.

Развитие технологических схем обогащения руд, по мнению А.А. Абрамова [49], ориентировано на применение флотационных схем с предварительной коллективной флотацией, которые оказываются наиболее эффективными для обработки бедных крупно вкрапленных руд и руд с агрегатной вкрапленностью. В таких схемах уже на стадии грубого измельчения возможно удаление основной массы породы в хвосты, что существенно снижает дальнейшие затраты на переработку. К преимуществам этих схем относятся снижение капитальных и эксплуатационных затрат, улучшение комплексного использования сырья, повышение качества концентратов, возможность применения оборотных вод без предварительной подготовки, а также благоприятные условия для автоматизации технологического процесса. Однако значительным минусом таких схем является сложность разделения коллективных концентратов.

Перспективным направлением развития всех технологических схем является увеличение числа стадий измельчения и обогащения руды, что позволяет добиться максимально полного раскрытия сростков,

минимизировать переизмельчение полезных минералов и повысить извлечение металлов, а также улучшить качество получаемых концентратов. Это особенно важно для переработки сульфидных свинцово-цинковых руд с учётом хрупкости и склонности галенита к образованию шлама. В лабораторных исследованиях Цветичанина, Вучинича и других [53] было установлено, что скорость флотации галенита значительно уменьшается с уменьшением крупности частиц до 18 мкм, при этом для классов частиц менее 18 мкм характерна самая низкая скорость флотации.

Для свинцово-цинковых руд, в которых наблюдается тонкое прораствание сфалерита в оксидные минералы железа, существует возможность использования высокоградиентной магнитной сепарации для улучшения качества свинцового концентрата и повышения сортности конечного продукта. Например, по результатам исследований руды Горевского месторождения [54], внедрение операции обесцинкования на высокоградиентном магнитном сепараторе с напряжённостью поля 880 кА/м позволило значительно увеличить содержание свинца в концентрате, с 56 % до 79 %, при этом содержание цинка было снижено с 4,9 % до 1,5 %. Этот метод активно используется на шведском руднике Voliden AB.

1.6. Способы извлечения свинца и цинка из руд и концентратов

Извлечение свинца и цинка из руд и концентратов представляет собой сложный и многогранный процесс, который требует применения различных методов переработки в зависимости от типа исходного материала, химического состава руды и желаемого качества конечного продукта [62]. Основными методами, используемыми для извлечения этих металлов, являются пирометаллургия и гидрометаллургия, а также их комбинации, что позволяет оптимизировать процессы извлечения и повысить экономическую эффективность.

Пирометаллургические методы получения свинца и цинка из руд и концентратов. Промышленное производство свинца и цинка из природного

сырья базируется преимущественно на пирометаллургических процессах. Основное сырьё – сульфидные руды, содержащие галенит (PbS) и сфалерит (ZnS). Эти минералы концентрируются флотацией, после чего полученные концентраты направляются на переработку, включающую стадии обжига, плавки и восстановления [63]. Из-за различий в физико-химических свойствах (в частности, температуре кипения и термодинамике восстановления) процессы получения свинца и цинка, хотя и взаимосвязаны, реализуются с использованием различных технологических схем и оборудования.

Технология получения свинца. Преобладающий способ получения свинца – восстановительная доменная плавка. Концентраты галенита с высоким содержанием Pb (более 60%) подвергаются окислительному обжигу в токе воздуха или обогащённого кислорода с образованием PbO и SO₂ по реакции:



На втором этапе оксид свинца восстанавливается углеродом или оксидом углерода:



Процесс проводится в доменных или шахтных печах при температурах 1100–1400 °С. Большая часть черного свинца (~95%) производится по этой классической технологии.

Современные процессы, как **КИВЦЭТ** и **Boliden**, являются усовершенствованными системами прямой выплавки с использованием кислородного дутья. Процесс КИВЦЭТ, разработанный в ВНИИЦветМет (Усть-Каменогорск), использует автогенную плавку в проточном реакторе, где тонкоизмельчённый концентрат подаётся через кислородную горелку. Результатом является черновой свинец с остаточной серой, шлак и газообразный SO₂ [62, 64]. Этот процесс позволяет перерабатывать также вторичные свинцосодержащие материалы.

Другие процессы - **QSL, Outokumpu, Калдо** - основаны на концепции кислородно-шлаковой ванны, нижней продувки, вращающихся реакторов и модульной очистки газов. Их основное преимущество — сокращение числа стадий и снижение выбросов [62].

Технология получения цинка. Процесс получения цинка значительно отличается из-за летучести элемента. Наиболее распространённая технология - **процесс Вельца**, в котором восстановление оксида цинка осуществляется в длинной вращающейся печи при температуре 1000–1300 °С:



Образующийся газообразный цинк улавливается и конденсируется в специальных камерах. Обязательным этапом является предварительный обжиг концентрата:



Процесс Вельца применяется преимущественно для окисленных и частично сульфидных концентратов. Он энергоёмкий и сопровождается выбросами оксидов серы и пыли, но остаётся широко используемым из-за технологической простоты и способности перерабатывать вторичное сырьё.

Более сложные технологии - **ISP (Imperial Smelting Process)** - позволяют одновременно извлекать свинец и цинк из смешанных концентратов. В шахтной печи цинк испаряется и улавливается, свинец остаётся в расплавленном виде [66]. Процесс требует использования кокса и флюсов и эффективен при переработке железистых и комплексных руд.

В перспективе рассматриваются **плазменные технологии и пиролизные методы**, позволяющие повысить степень извлечения и минимизировать вредные выбросы. Они находятся на стадии опытной или полукommerческой реализации [65].

Гидрометаллургические методы получения свинца и цинка. Гидрометаллургические процессы [67] представляют собой один из наиболее эффективных способов извлечения свинца и цинка из руд и концентратов. В отличие от пирометаллургических методов, эти процессы позволяют

избирательно извлекать металлы с использованием водных растворов химических реагентов при относительно низких температурах. Это особенно актуально для бедных и труднообогатимых руд, а также для вторичных материалов, таких как отходы производства. Гидрометаллургия обеспечивает снижение загрязнения атмосферы, так как не сопровождается вредными выбросами, характерными для пирометаллургических методов [105].

Процесс гидрометаллургического извлечения свинца и цинка начинается с выщелачивания. Для свинца и цинка, основными выщелачивающими агентами являются соляная кислота, серная кислота и растворы щелочей. Например, свинец из сульфидных руд (галенита) можно извлечь с помощью растворов соляной кислоты, при этом образуются хлориды свинца и сероводород. Этот процесс используется для упрощения переработки низкосортных руд без предварительной подготовки [106].

Исследования Тарабаева С.И. и Шурова К.А. [68] показали, что растворение сульфидов свинца и цинка в соляной кислоте происходит эффективно при определённых значениях рН раствора. Особое внимание было уделено тому, как добавки, такие как NaCl и CaCl₂, ускоряют растворение и диффузию ионов в процессе выщелачивания. С помощью этих добавок удается достичь избирательного извлечения свинца и цинка в одном растворе.

Технология флотации также применяется для разделения свинца и цинка, что позволяет повысить эффективность процесса. Скрылев Л.Д. [69] показал, что наилучший результат достигается при рН раствора 4,5 и расходе собирателя, равном 20% от стехиометрически необходимого. Эта схема позволяет эффективно отделять ионы свинца от ионов цинка и меди, что значительно улучшает результаты переработки.

Одной из наиболее перспективных технологий является процесс экстракции, который позволяет извлекать ценные компоненты из полупродуктов свинцового и цинкового производства. В частности, процесс экстракционного получения индия и теллура был успешно разработан в рамках исследований на свинцово-цинковых комбинатах [70]. Новые

технологические схемы переработки свинцовых и цинковых отходов, такие как использование баритовых утяжелителей и жидких ванн для переработки свинцовых кеков, значительно сокращают затраты и повышают устойчивость производственного процесса [71].

Процесс комплексного выщелачивания свинца и цинка, основанный на использовании щелочных растворов, также получил широкое распространение. Щелочное выщелачивание свинца из возгонов, как показали исследования [72], эффективно в сочетании с кислотным выщелачиванием цинка. В этом случае свинец извлекается из возгонов с помощью щелочного раствора, после чего он восстанавливается электролитическим методом. Такой подход минимизирует изменения в технологии и позволяет уменьшить количество отходов, так как свинец извлекается из концентратов до того, как цинк поддается выщелачиванию.

Другим интересным методом является выщелачивание с использованием ацетата натрия, которое было предложено Сорокиной В.С. [73]. Этот метод позволяет эффективно извлекать свинец из окисленных материалов, при этом ацетат натрия служит как растворитель, а процесс электролиза используется для восстановления свинца.

Кроме того, одним из важных аспектов является выщелачивание сульфидных концентратов, где в процессе растворения серы используется органический растворитель, что повышает эффективность извлечения свинца и цинка [74]. Этот метод особенно перспективен для переработки сложных и загрязненных материалов.

Таким образом, гидрометаллургические методы переработки свинцовых и цинковых материалов представляют собой экологически чистую и экономически выгодную альтернативу традиционным пирометаллургическим процессам. Они позволяют эффективно извлекать металлы из низкосортных руд и отходов, а также минимизировать загрязнение окружающей среды, что делает их важной частью современного металлургического производства.

Хлоридное выщелачивание свинца и цинка. Хлоридное выщелачивание является эффективным методом переработки как свинца, так и цинка. В этом процессе сульфидные минералы, такие как галенит (PbS), растворяются в хлоридных системах, образуя растворимые хлориды свинца и цинка, которые затем можно извлечь с помощью различных химических и электролитических процессов. Этот метод становится все более популярным благодаря своей низкой стоимости, высокой эффективности и экологическим преимуществам.

Одним из наиболее известных методов хлоридного выщелачивания является использование хлорида железа (III). Исследования, проведенные Норвежской компанией **Elkem** в сотрудничестве с канадской компанией **Falkonbridge**, описали технологическую схему, включающую выщелачивание комплексных концентратов сульфида свинца при температуре 105–115 °С. Это позволяет извлекать до 99% меди, цинка, свинца и до 95% серебра [75]. После выщелачивания раствор охлаждается, что приводит к выпадению чистых кристаллов хлорида свинца (PbCl₂), который затем подвергается электролизу для восстановления свинца в металле. В дальнейшем из остаточного раствора извлекаются медь и цинк с помощью трибутилфосфата. Этот процесс является замкнутым и соответствует строгим экологическим стандартам.

Важной особенностью хлоридного выщелачивания является возможность одновременной переработки как свинца, так и цинка. Процесс растворения сульфидов свинца и цинка в хлоридных системах происходит с образованием растворимых хлоридов, которые легко извлекаются электролизом. Процесс выщелачивания цинка аналогичен процессу для свинца, с тем различием, что здесь основным продуктом является хлорид цинка (ZnCl₂) [76, с. 18-20].

1.7. Азотнокислотное выщелачивание свинцово-цинковых концентратов

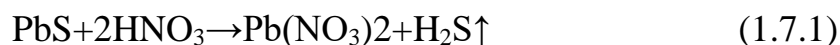
Азотнокислотное выщелачивание является одним из наиболее перспективных гидрометаллургических методов вскрытия упорных сульфидных свинцово-цинковых концентратов. Высокая эффективность

данного процесса обусловлена сочетанием значительного окислительного потенциала азотной кислоты (стандартный электродный потенциал $E^0=0,96$ В) и высокой растворимости образующихся нитратов свинца и цинка, что принципиально отличает данный метод от сернокислотных и солянокислотных схем переработки [108].

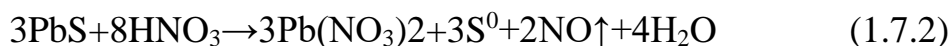
Применение азотной кислоты позволяет обеспечить интенсивное окислительное разложение сульфидных минералов с переводом целевых компонентов в растворимую форму, что создает благоприятные условия для последующих операций очистки растворов и извлечения металлов.

В отличие от процессов, протекающих в среде соляной или серной кислот, азотнокислотное выщелачивание носит преимущественно окислительно-восстановительный характер. Азотная кислота выступает одновременно в роли растворителя и сильного окислителя, обеспечивая разрушение кристаллической решётки сульфидных минералов [77-80,108].

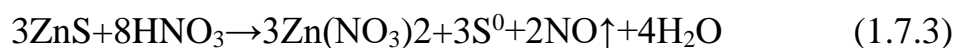
Наиболее изученным объектом азотнокислотного вскрытия является галенит (PbS), являющийся основным минералом свинца в полиметаллических рудах. При взаимодействии галенита с азотной кислотой в зависимости от концентрации реагента и условий процесса возможны различные направления реакции [83]. При недостаточном окислительном потенциале протекает реакция двойного замещения с образованием растворимого нитрата свинца и сероводорода:



Однако при достаточной концентрации азотной кислоты и повышенном окислительно-восстановительном потенциале процесс протекает с образованием элементарной серы, что является технологически предпочтительным, так как предотвращает выделение токсичного сероводорода:



Аналогичным образом протекает разложение сфалерита (ZnS), который является основным минералом цинка в свинцово-цинковых рудах:



Образование элементарной серы вместо газообразных серосодержащих продуктов существенно повышает экологическую безопасность процесса и упрощает обращение с отходами выщелачивания.

Для сравнения следует отметить, что соляная и серная кислоты, несмотря на их химическую активность, являются менее предпочтительными реагентами для вскрытия галенита. В солянокислотной среде образуется малорастворимый хлорид свинца:



В сернокислотной среде процесс сопровождается образованием практически нерастворимого сульфата свинца:



Формирование плотных труднорастворимых пленок PbCl_2 и PbSO_4 приводит к пассивации поверхности минералов и резкому снижению скорости дальнейшего разложения, что существенно ограничивает технологические возможности данных кислот.

Цинк в форме сфалерита характеризуется более высокой термодинамической активностью по сравнению со свинцом, что определяет его поведение в азотнокислотных средах. Нитрат цинка $\text{Zn}(\text{NO}_3)_2$ обладает исключительно высокой растворимостью (более 1000 г/л при 20 °С), что позволяет получать высококонцентрированные растворы цинка без риска его вторичного осаждения [120-122].

Кинетика разложения сфалерита существенно зависит от температуры и концентрации азотной кислоты. Экспериментальные данные показывают, что при температуре 80–90 °С степень извлечения цинка достигает 95–98 % уже в течение 60–90 минут выщелачивания [107].

Следует отметить, что в азотнокислотных условиях в раствор активно переходят сопутствующие примеси, прежде всего железо (из марматита и

пирита), что обуславливает необходимость последующей стадии очистки растворов, например, путем осаждения в форме гетита или ярозита.

Важным технологическим аспектом азотнокислотного выщелачивания является контроль окислительно-восстановительного потенциала (ОВП) системы. При избытке азотной кислоты и повышенных температурах возможно дальнейшее окисление элементарной серы до сульфат-ионов:



Это может привести к нежелательному осаждению сульфата свинца непосредственно в пульпе выщелачивания, что снижает извлечение свинца. Таким образом, поддержание оптимального ОВП является критическим фактором селективности и эффективности процесса.

Современные гидрометаллургические схемы, основанные на азотнокислотном выщелачивании (например, процесс Nitrox), предусматривают каталитическое использование оксидов азота [121]. В присутствии кислорода оксид азота NO окисляется до диоксида азота, который при взаимодействии с водой вновь образует азотную кислоту:



Такая схема позволяет практически полностью регенерировать растворитель и снизить расход азотной кислоты до уровня её потерь с кеками. Использование герметичных аппаратов или автоклавов под давлением кислорода обеспечивает минимальные выбросы NO_x и переводит процесс в категорию экологически безопасных технологий, соответствующих концепции «зелёной металлургии» [81-85].

Ряд зарубежных исследований посвящён разработке азотнокислотных технологий с замкнутым циклом регенерации реагента. Так, фирмой *Kennecott* (США) реализовано выщелачивание сульфидных концентратов при подаче кислорода в пульпу и непрерывной дозировке азотной кислоты с последующим извлечением металлов из раствора [118,119]. ВНИИцветметом

предложен способ вскрытия коллективных свинцово-цинковых концентратов растворами нитрата железа (III) с селективным осаждением свинца и последующей флотационной переработкой остатка [113-117].

Особый интерес представляют процессы, основанные на каталитическом использовании оксидов азота, такие как **Nitrox Process**, **Arseno Process** и **NSC**, в которых азотная кислота фактически выполняет роль регенерируемого окислителя. В данных технологиях протекают стадии окисления сульфидов, превращения NO в NO₂ и последующей регенерации HNO₃ [108-112,121].

1.8. Выводы и постановка задач исследования

Проведённый анализ литературных источников, посвященных обогащению и переработке свинцово-цинковых руд, позволяет сделать следующие выводы.

Установлено, что полиметаллические свинцово-цинковые руды, характерные для месторождений Зарнисор, отличаются сложным минералогическим составом, мелким, тонкой и равномерной вкрапленностью сульфидных минералов и значительным количеством пустой породы. Эти характеристики значительно усложняют их обогащение и металлургическую переработку, требуя технологических решений, объединяющих несколько методов.

Анализ существующих методов обогащения показал, что гравитационные процессы, в том числе обогащение в тяжёлых средах, эффективны на начальном этапе подготовки руды, уменьшая объем перерабатываемого материала за счет удаления пустой породы. В настоящее время селективная флотация играет ключевую роль в получении высококачественных свинцовых и цинковых концентратов, параметры которых необходимо подбирать с учетом минералогических характеристик конкретного рудника.

Технологии переработки сульфидных свинцово-цинковых концентратов, рассмотренные в литературе, показывают, что традиционные

пиromеталлургические методы характеризуются высоким энергопотреблением и значительным воздействием на окружающую среду. В связи с этим все большее внимание уделяется гидрометаллургическим методам переработки, которые обеспечивают высокую селективность извлечения металлов и сокращение вредных отходов.

Показано, что среди кислотных методов вскрытия сульфидных концентратов азотнокислотное выщелачивание является одним из наиболее перспективных. Его преимущества заключаются в высоком окислительном потенциале азотной кислоты, хорошей растворимости нитратов свинца и цинка, возможности регенерации реагента и перевода серы преимущественно в элементную форму.

На основании выполненного литературного обзора сформулированы цель и задачи настоящего исследования:

Для достижения поставленной цели в работе необходимо решить следующие задачи:

1. Изучить минералогический, химический и гранулометрический состав свинцово-цинковой руды месторождения «Зарнисор» и установить особенности распределения полезных компонентов по классам крупности.

2. Исследовать возможность применения предварительного обогащения руды, в тяжёлых средах, с целью снижения содержания пустой породы.

3. Разработать и оптимизировать схему селективной флотации свинцово-цинковой руды с получением высококачественных концентратов.

4. Провести исследования по азотнокислотному выщелачиванию свинцово-цинкового концентрата и установить влияние основных технологических параметров на степень извлечения свинца и цинка.

5. Изучить кинетику разложения свинцово-цинкового концентрата в азотнокислой среде.

6. На основе экспериментальных данных разработать рациональную технологическую схему переработки свинцово-цинковой руды месторождения «Зарнисор».

ГЛАВА II. ОБЪЕКТ ИССЛЕДОВАНИЯ, МИНЕРАЛОГО - ХИМИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И ГРАВИТАЦИОННАЯ ПЕРЕРАБОТКА РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ЗАРНИСОР

2.1. Обоснование выбора объекта исследования

Объектом настоящего диссертационного исследования выступает свинцово-цинковая руда Зарнисорского месторождения. Выбор Зарнисора не случаен – он обладает очень крупным ресурсным потенциалом, что понятно уже из предварительных сведений. Если обратиться к опубликованным работам, то это месторождение оказывается главным свинцовым объектом во всём Таджикистане. Только здесь сосредоточено больше 40% всех разведанных запасов свинцово-цинковых руд республики. Более того, по запасам свинца и цинка месторождения Зарнисор входит в число лидеров в Центральной Азии и числится среди крупнейших рудных объектов своего типа во всем мире.

Зарнисор (Алтын-Топкан) — не единственное месторождение в этом районе. Вместе с ним в состав одноимённого рудного поля входят ещё другие месторождения Сардоб, Чал-Ата и Пай-Булак. Именно эти четыре объекта на сегодняшний день разрабатываются. Само поле находится на севере Таджикистана, в отрогах Кураминского хребта, недалеко от узбекского Алмалыкского горнопромышленного района.

Для промышленного освоения названных объектов в 1948 г. Образовано Алтын-Топканское рудоуправление. За предприятием оставили только добычу руды, ее переработку решили вести на обогатительной фабрике соседнего Алмалыкского ГМК в Узбекистане; в советское время такая межреспубликанская кооперация была обычным явлением.

Целью настоящей диссертационной работы является разработка усовершенствованной технологической схемы обогащения минерального сырья. Достижение поставленной цели предполагает исследование и внедрение комплекса технологических операций, включающего как традиционные, так и нетрадиционные подходы, направленных на снижение

потерь целевых металлов с отвальными хвостами [86-88].

2.2. Минералогический и химический анализ свинцово-цинковой руды Зарнисорского месторождения

Материал данной пробы представлен исходной рудой, дробленной до крупности 10-20 мм. Материал в пробе на 80-85 % представлен рудоносными скаRNAми темно-зеленого цвета, визуальными состоящими из темного пироксена, светло-коричневого граната, и вторичных минералов – хлорита, эпидота, кварца, карбонатов.

Среди визуальными просмотренных рудных образцов (15-20%) преобладают свинцово-цинковые руды галенит-сфалеритового состава, в меньшем количестве представлены медно-колчеданные разности руд халькопирит-пиритового состава.

Изготовлено и просмотрено 11 шлифов с площадью сечений образцов 20x20 – 25x25 мм.

Минералогический тип руды колчеданно-полиметаллический – пирит-халькопирит-галенит-сфалеритового состава.

Главными рудообразующими минералами являются сфалерит, галенит, в меньшей степени халькопирит, пирит.

Второстепенными минералами являются магнетит, гематит, блёклые руды – теннантит, тетраэдрит.

Гипергенными (вторичными) минералами являются борнит, гётит-гидрогётит.

Нерудные минералы представлены пироксеном, карбонатом, гранатом, полевыми шпатами, из вторичных нерудных минералов наиболее широко распространены эпидот, хлорит, актинолит, гидротермальный кварц, роговая обманка.

Неравномерность распределения минералов характерная черта в этих рудах. Можно выделить два типа участков. Первый – относительно крупные (до 5 мм) поля, где сульфиды (чаще всего сфалерит или галенит) идут

сплошной массой, без сопутствующих примесей. Такие мономинеральные поля очень удобны для обогащения. Второй тип — мелкие взаимные включения: те же сульфиды тесно переплетены с окисными минералами.

Главные рудообразующие минералы являются галенит и сфалерит в значительных количествах содержат нерудных примесей (что усложняет процесс обогащения руд).

Текстуры руд здесь довольно разнообразны. Преобладают вкрапленная, густо-вкрапленная и прожилково-вкрапленная — то есть рудные минералы распределены в виде отдельных зёрен или их сгустков. Встречаются также прожилковая (тонкие прожилки), пятнистая, брекчиевидная (с осколочным строением) и трещиноватая текстуры.

Структурно руды в основном представлены средним и мелким размером. Если говорить о микротекстурах, то здесь выделяются петельчатые, каемчатые, а также коррозионные типы. Отдельно стоит отметить широкое развитие эмульсионных структур — они возникают при распаде халькопирита в сфалерите.

Сфалерит (ZnS) безоговорочно лидирует среди сульфидов и является одним из основных. Его структура чаще всего — гипидиоморфнозернистая. По составу и облику здесь чётко выделяются две разновидности. К первой относится темный железистый сфалерит, который буквально пронизан тонкой эмульсионной вкрапленностью халькопирита. Вторая — светлый, маложелезистый сфалерит, известный как клейофан; в нём халькопиритовая «эмульсия» практически отсутствует. В рудах сфалерит теснее всего связан с галенитом, халькопиритом, магнетитом и гематитом. Они совместно формируют вкрапленные зёрна, гнёздные скопления, прожилки в пустой породе, а иногда образуют взаимные прорастания. Если сравнивать долю разных сульфидов, главным оказывается сфалерит. Галенит преобладает заметно реже доминирующим, а халькопирит — лишь в отдельных случаях.

Галенит (PbS) — второй по частоте встречаемости минерал после сфалерита, он входит в группу основных рудообразующих сульфидов.

Структура у него по большей части ксеноморфная. В рудах галенит тесно срощен со сфалеритом, халькопиритом, гематитом и магнетитом. Помимо этого, встречаются его контакты с нерудными минералами, а также с гётит-гидрогётитовыми агрегатами. В прожилково-вкрапленных рудах почти весь галенит приурочен к сфалериту. Здесь он дает либо мелкие вкрапленники, либо неправильные выделения, напоминающие субграфические сростания. Что касается скарнов с рудной минерализацией, то в них галенит чаще всего рассеян в виде неправильных зёрен. Помимо этого, он совместно с халькопиритом активно выполняет трещины. В результате сначала появляются редкие прожилки галенит-халькопиритового состава; затем они становятся чаще и мощнее, приобретая хаотичный характер. Что бросается в глаза при изучении этих руд – галенит повсеместно сростается с гематитом и магнетитом. Такие сростания тяготеют к контакту галенита с вмещающей породой. Кроме того, сам галенит в большей своей массе буквально пронизан густыми включениями. В их числе – кварц (относящийся к нерудным компонентам) и гидротермальные минералы: хлорит, эпидот и, что особенно характерно, актинолит.

Халькопирит (CuFeS_2) – является основным медьсодержащий минералом в данной руде, однако распространенности значительно уступает галениту и сфалериту. Халькопирит в сопоставимых количествах встречается как в полиметаллических, так и в медно-пиритовых рудах, где его содержание является примерно одинаковым. Для данного минерала характерны два типа основных генерации: эмульсионные вкрапленности в сфалерите полиметаллических руд и прожилково-ситовидные образования в колчеданных зонах руды

Для халькопирита обычно характерна ассоциация со сфалеритом, галенитом и пиритом. В структуре руды он локализуется в межзерновом пространстве пирита, образуя выделения неправильной и местами угловатой формы. Замещение пирита халькопиритом по трещинам катаклаза сопровождается формированием беспорядочно расположенной сети

пересекающихся прожилков которые пересекаются друг с другом. В зонах дробления, а также там, где вмещающие породы интенсивно переработаны метасоматозом, формируются брекчиевидные рудные текстуры. Они возникают из-за того, что халькопирит содержит массовые включения (обломки) нерудных компонентов. Степень насыщенности этими включениями может быть разной. Кроме того, в таких участках халькопирит часто образует с хлоритом и эпидотом (вторичными нерудными минералами) тесные сростания, которые трудно разделить.

Гематит ($\alpha\text{Fe}_2\text{O}_3$) – очень распространённый минерал в этих рудах. Большая его часть привязана к свинцово-цинковым участкам, где он тесно сростается с галенитом и магнетитом. Гематит, как правило, тяготеет к границе галенита с пустой породой. На более поздних стадиях он замещается магнетитом. Гематит быстро вытесняет галенит на периферии, образуя на галенитовых отложениях корки, разъедая их, накапливаясь на их поверхности то сплошным слоем, то с промежутками, то в виде жил. А затем, как это часто бывает с гематитом, он вновь превращается в магнетит. Как правило, такое восстановление происходит в следующей последовательности: магнетит, образовавшийся в результате восстановления гематита, содержит реликты как гематита, так и галенита, а впоследствии образует жилы или рудные тела, причём мономинеральные, то есть состоящие целиком из магнетита.

Пирит (FeS_2) – минерал, встречающийся в различных концентрациях; он присутствует во всех типах руд и имеет метакристаллическую, аллотропно-зернистую (то есть неправильную), порфиробластическую и, в очень редких случаях, можно встретить идиоморфно-субкристаллическую структуру. Крупные зерна пирита нередко характеризуются ситовидным строением и содержат многочисленные нерудные компоненты, и сульфиды с оксидами: галенит, сфалерит, халькопирит, магнетит, гематит.

В медно-колчеданных и колчеданных рудах пирит чаще всего образует скопления зерен либо сплошные колчеданные массы размером до 2–3 см. Как правило, он рассечён мелкими параллельными или ветвящимися трещинами и

насыщен включениями нерудного материала. Интересно, что в колчеданных массах включений нерудных минералов заметно меньше, чем в кучных скоплениях. В микротрещинах и промежутках между зернами пирита образуются халькопирит, сфалерит и, в меньшей степени, галенит, которые возникают позднее, а также неметаллические компоненты (кварц, карбонаты). Внутри самих зерен пирита обнаруживаются тонкие включения неметаллических минералов или окружающих сульфидов.

Блеклые руды – теннатит ($\text{Cu}_{12}\text{Ars}_4\text{S}_{11}$) тетраэдрит ($\text{Cu}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$) встречаются редко, отмечаются в полиметаллических составах руды.

Борнит (Cu_5FeS_4), достаточно редко встречается в качестве гипогенного (первичного) минерала в медно-колчеданных рудах.

Золото (Au) в этих рудах распространено незначительно и наблюдается в виде рассеянных тонкодисперсных вкраплений ($1,0 \times 0,8 \text{ мк}^2$) в неконформном компоненте, которые ассоциируются с включениями гематита. Свободное чешуйчатое (видимое) золото размером $15 \times 9 \text{ мк}^2$ наблюдается в виде включения в материнском скарне, ассоциированное с хлорит-карбонатной фазой.

Серебро (Ag) распространено незначительно и представлено тонкодисперсными включениями размером $4 \times 2 \text{ мк}^2$ в зернах гематита неправильной формы. В колчеданных рудах серебро также встречается в виде мелких ситовидных включений в пирите размером около $2,5 \times 1,8 \text{ мк}^2$. В отличие от золота, серебро не привязано к определённым минералам-спутникам – встретилось и с гематитом, и с пиритом.

В рамках исследования вещественного состава руды Зарнисорского месторождения отобранная проба была подвергнута минералогическому анализу. По результатам исследований руда отнесена к колчеданно-полиметаллическому типу и характеризуется следующим минеральным составом: основными минералами являются сфалерит и галенит; вторичными минералами — халькопирит и пирит; а акцессорными минералами — борнит, геотит и гидрогеотит. Нерудная часть представлена пироксеном, карбонатом,

гранатом, полевыми шпатами, а также вторичными минералами, такими как эпидот, хлорит, актинолит, гидротермальный кварц и роговая обманка.

При изучении шлифов под микроскопом обнаружилось, что текстуры и структуры рудной минерализации очень разнообразны. Встречается вкрапленность, прожилки, пятнистые участки, есть и брекчиевидные текстуры. Основными типами руд являются галенит-сфалеритные и халькопирит-пиритовые. Структуры у них средне и мелкозернистые, среди микротекстур встречаются петельчатые, каемчатые и коррозионные. Кроме того, широко развиты эмульсионные структуры – результат распада халькопирита в сфалерите.

Технологическую пробу руды свинцово-цинкового типа с месторождения «Зарнисор» подготовили к исследованиям, представленная как сульфидная. Проба подверглась комплексу подготовительных процессов, таких как гомогенизация и опробование для выявления вещественного и гранулометрического состава руды. Для изучения физико-химических свойств и проведения ряда лабораторных экспериментов по гравитационному и флотационному обогащению.

Вкрапленность минеральная в руде характеризуется неоднородностью: наряду со средней степенью вкрапленности, значительная часть рудных минералов образует весьма тонкие срастания как с вмещающей породой, так и друг с другом.

К числу технологически значимых физических свойств руды относятся: плотность 3,35 г/см³, влажность до 3%, максимальный размер куска 990 мм, коэффициент разрыхления 1,6 и показатель крепости по шкале Протодяконова в интервале 15-17. Результаты количественного химического анализа и состав руды представлены в таблице 2.2.1.

Таблица 2.2.1

Результаты химического анализа руды месторождения «Зарнисор»

№ п/п	Химическая формула элементов	Наименование веществ	Содержание, %
1	Pb	Свинец	3,8
2	Zn	Цинк	5,70
3	Cu	Медь	0,39
4	Fe	Железо	17,5
5	S _{пир.}	Сера пиритная	3,15
6	S _{общ.}	Сера общая	7,45
7	Au	Золото, г/т	0,5
8	Ag	Серебро, г/т	36
9	SiO ₂	Диоксид кремния	23,5
10	Fe ₂ O ₃	Оксид железа	12,35
11	CaO	Оксид кальция	17,07
12	MgO	Оксид магния	2,95
13	BaO	Оксид бария	0,85
14	Al ₂ O ₃	Оксид алюминия	4,21
15	In	Индий	0,0004
16	Cd	Кадмий	0,0940
17	Sb	Сурьма	0,004
18	Bi	Висмут	0,018
19	Tl	Таллий	< 0,0004
20	As	Мышьяк	< 0,02

2.3. Распределение металлов по классам крупности в руде месторождения Зарнисор

Распределение металлов по классам крупности в рудном материале является одним из важнейших факторов, влияющих на эффективность последующих процессов обогащения. Изучение крупностного распределения позволяет не только оценить закономерности формирования рудных тел, но и оптимизировать параметры дробления, измельчения и обогатительных операций.

В природных условиях минералы различных металлов часто характеризуются разной текстурой и структурой, что влияет на их раскрытие при измельчении. Более плотные и твердые минералы могут сохраняться в

более крупных классах, тогда как мягкие и ломкие минералы концентрируются в мелких фракциях. Таким образом, анализ распределения металлов по классам крупности позволяет судить о степени раскрытия минералов и необходимом уровне измельчения для эффективного извлечения ценных компонентов.

Месторождение «Зарнисор» представляет собой сложный полиметаллический объект с разнообразной минерализацией, включающей, в первую очередь, золото, свинец, цинк и медь. Для руд этого месторождения характерна неоднородность состава и текстуры, что обуславливает различное поведение металлов при дроблении и измельчении. Исследование распределения металлов по крупностным классам в рудах «Зарнисора» особенно актуально для разработки эффективных технологических схем переработки.

Технологическая проба руды, поступившая для проведения опытов месторождения «Зарнисор», имеет размер куска руды не более 20 мм.

Гранулометрический состав пробы определяли с помощью набора сит с размером отверстий 20; 16; 10; 8; 6; 5; 3; 2; 1 мм.

Результаты ситового анализа (таблица 2.3.1) показали, что среднее содержание компонентов в пробе составляет: свинца - 3,8%, цинка - 5,7 %, меди - 0,39 %, пиритной серы - 3,15 %, железа - 17,5 %, диоксида кремния - 23,5 %.

Большую часть пробы руды составляет фракция класса -20+5 мм, на долю которого приходится 62,1% выхода от общей массы. Выход мелкой руды во фракции класса -5+1 мм составил 19,5%, а выход самой мелкой фракции (-1+0 мм, шлам) составила 18,5%. Коэффициент твердости руды на руднике «Зарнисор» по шкале Протождяконова колебался от XV до XVI, что соответствует категории 2 – очень твердые породы.

Результаты анализа показали, что распределение свинца по классам крупности носит неравномерный характер (приведена на рис 2.3.1). В крупных классах -20+15 мм содержание свинца составляет 4,86–5,95 %, в интервале

крупности -15+6 мм постепенно снижается до 4,10–4,50 %, а в мелких классах -6+1 мм находится в пределах 3,56–4,01 %. Для класса -5+1 мм содержание свинца составляет 4,79 %. Наиболее высокая концентрация свинца отмечается в тонком классе -1+0 мм, где его содержание достигает 6,2 %, что примерно в 1,6 раза превышает среднее содержание в руде (3,8 %).

Анализ распределения цинка по классам крупности показал его неравномерный характер. В крупных классах (-20+15 мм) концентрация цинка изменяется в пределах от 8,88% до 8,92%, тогда как в классах (-15+1 мм) распределение цинка составляет в пределах 5,42%–6,75%. Наибольшая концентрация цинка приходится на самых тонких классах (-1+0 мм) и составляет 9,29% при его среднем содержании в руде 6,80%.

Содержание меди в исследуемой руде невелико и существенного технологического значения она не имеет. По классам крупности медь распределена достаточно равномерно.

Железо, наоборот, распределяется несколько неравномерно: по мере уменьшения крупности класса наблюдается слабое снижение его содержания.

Общая сера в большинстве классов распределена относительно равномерно, однако максимальное её содержание выявлено в мелких классах -1+0 мм, где его содержание достигает 10,53% при исходном содержании в руде 7,32%.

Углерод с увеличением тонкости помола его содержание постепенно возрастает по мере перехода к более мелким классам крупности – с 0,63 до 2,0 %.

Диоксид кремния (SiO_2) распределён по классам крупности почти равномерно, однако в мелких классах наблюдается снижение его содержания до 21,06 % при среднем содержании в руде 28,30 %.

В образце руды, дробленном до размера 20 мм, значительная часть приходится на фракцию -20+5 мм (62,1 %). Поэтому именно в этих фракциях сосредоточено большинство свинца и цинка, суммарное извлечение свинца и цинка в этих фракциях составляет 61,89 % и 58,15 % соответственно.

Гранулометрическая характеристика исходной руды с распределением металлов по классам крупности приведено в таблице 2.3.1.

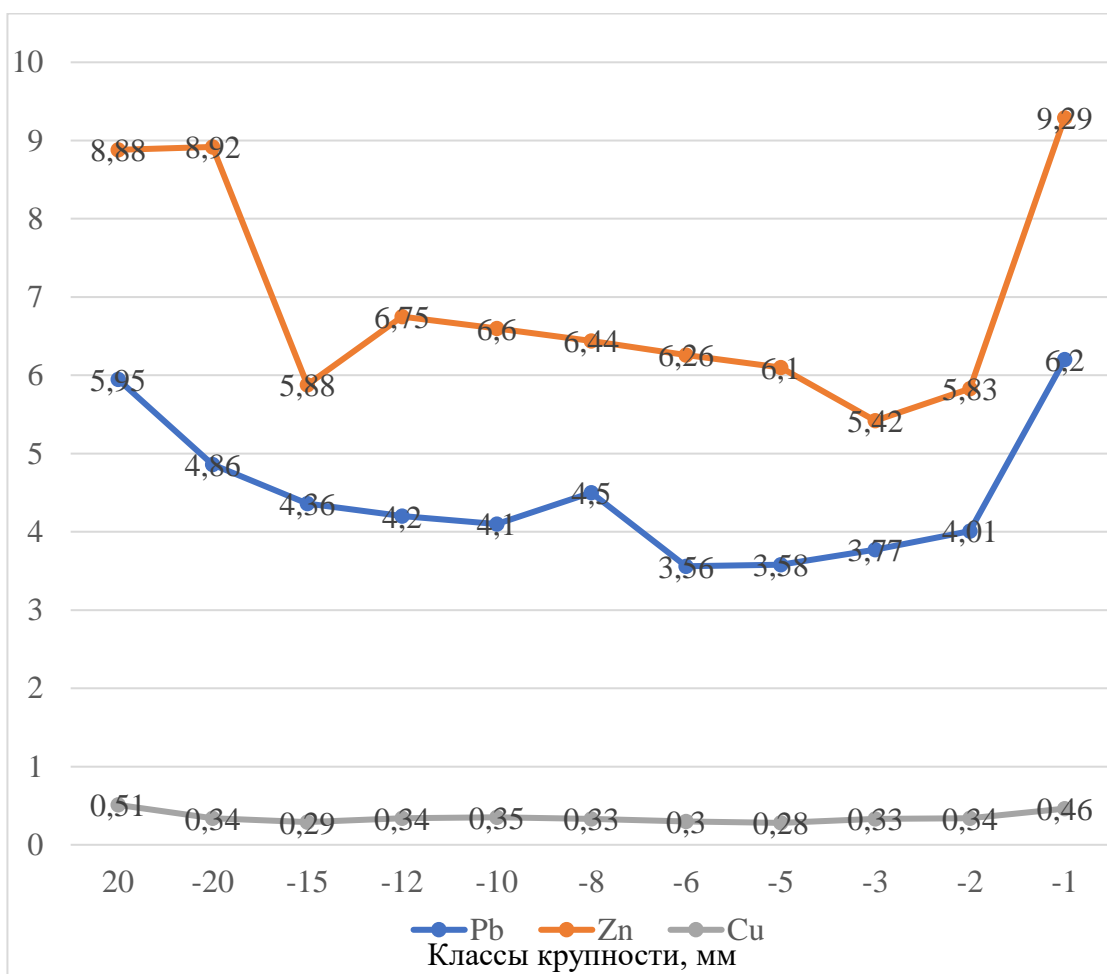


Рисунок 2.3.1. Распределения свинца, цинка и меди по классам крупности в исходной руде месторождения «Зарнисор»

Оценка содержания металлов в различных фракциях руды позволяет определить, в каких размерах зерен сосредоточены основные запасы ценных компонентов, выявить закономерности их перераспределения при механическом разрушении, а также установить оптимальные условия для процессов гравитационного, флотационного и других методов обогащения.

Таблица 2.3.1

**Гранулометрическая характеристика исходной руды
месторождения «Зарнисор» с распределением металлов по классам
крупности.**

Классы крупности, мм	+20	-20 +15	-15 +12	-12 +10	-10 +8	-8 +6	-6 +5	-5 +3	-3 +2	-2 +1	-1 +0	Итого	
Выход, %	Частн.	0.09	1.38	20.62	2.22	22.71	10.57	4.47	6.84	5.65	6.99	18.5	100
	сум. По «+»	0.1	1.5	22.1	24.3	47.0	57.6	62.1	68.9	74.6	81.5	83	100
	сум. По «-»	100	99.9	98.5	77.9	75.7	53.0	42.4	37.9	31.1	25.4	18.5	0.0
Содержание, %	Pb	5.95	4.86	4.36	4.20	4.10	4.50	3.56	3.58	3.77	4.01	6,2	4.25
	Zn	8.88	8.92	5.88	6.75	6.60	6.44	6.26	6.10	5.42	5.83	9.29	6.80
	Cu	1.12	0.34	0.29	0.34	0.35	0.33	0.30	0.28	0.33	0.34	0.46	0.35
	Fe	7.69	10.73	11.36	11.1	12.04	10.45	10.5	10.42	10.02	9.86	9.18	10.7
	S _{общ}	6.69	7.05	6.43	6.82	7.19	6.66	5.71	5.70	6.24	6.59	10.53	7.32
	C	0.56	0.73	1.45	1.32	1.63	1.89	1.66	1.76	1.78	1.88	2.00	1.68
	SiO ₂	30.0	29.95	31.05	29.2	29.34	27.39	30.93	30.99	31.25	29.97	21.06	28.3
Извлечение, %	Pb	0.13	1.58	21.14	2.20	21.91	11.19	3.74	5.76	5.01	6.59	20.75	100
	Zn	0.12	1.81	17.83	2.21	22.05	10.02	4.11	6.14	4.50	5.99	25.22	100
	Cu	0.30	1.35	17.21	2.18	22.89	10.05	3.86	5.51	5.37	6.84	24.44	100
	Fe	0.07	1.38	21.86	2.31	25.52	10.31	4.38	6.65	5.28	6.43	15.81	100
	S _{общ}	0.08	1.33	18.11	2.07	22.31	9.62	3.48	5.33	4.82	6.29	26.55	100
	C	0.03	0.59	17.54	1.72	21.72	11.73	4.35	7.06	5.90	7.71	21.65	100
	SiO ₂	0.10	1.46	22.62	2.30	23.55	10.23	4.88	7.49	6.24	7.40	13.73	100

2.4. Исследования измельчаемости руды месторождения Зарнисор

Измельчение является одним из основных технологических процессов обогатительных горно-металлургических заводов (ГМЗ). Дробление и измельчение руды – это самые энергоёмкие процессы при извлечении и переработки ценных металлов. На эти процессы уходят от 30 до 50 % себестоимости всего горно-обогатительного передела. При этом именно процесс

измельчение в значительной степени определяет технологические и технико-экономические показатели работы горно-металлургического завода. Показатели измельчения во многом определяют эффективность всех последующих этапов обогащения полезных ископаемых, в частности, производительность, извлечение ценных компонентов, их содержание в концентрате и потери в хвостах – напрямую зависят от того, насколько эффективно проведено измельчение. Основными показателями эффективности процесса измельчения являются гранулометрический состав и плотность измельченного продукта. При работе мельницы в открытом цикле таким продуктом служит слив мельницы, тогда как при замкнутом цикле – слив классификатора. Важным параметром также является производительность по материалу заданной крупности.

С целью определения степени раскрытия минералов, а также установления оптимальной тонкости помола, необходимой для эффективного проведения флотационных испытаний, были проведены эксперименты по измельчаемости рудной пробы, отобранной с месторождения «Зарнисор». Полученные результаты позволили оценить взаимосвязь между параметрами помола и степенью раскрытия минеральных агрегатов, что является ключевым фактором для повышения извлекаемости ценных компонентов в процессе последующей флотации.

Исследование кинетики измельчения пробы руды месторождения «Зарнисор» осуществлялось в лабораторной шаровой мельнице с горизонтальной вращающейся осью. Полезный объем рабочей камеры мельницы составлял 2 литра. Масса исходных навесок измельчаемого материала для каждого опыта была установлена на уровне 1000 г. Соотношение твердой фазы (руды), жидкой фазы (воды) и дробящей среды (шаров) поддерживалось на уровне Т:Ж:Ш = 1:0,5:9 соответственно, что соответствует оптимальным условиям мокрого измельчения для флотационных исследований.

Временной интервал измельчения варьировался от 0 до 25 минут с шагом 5 минут, что позволило получить данные о характере изменения крупности материала в динамике процесса. Рационализация дробящей среды (подбор

размеров и массы шаров) было осуществлено в строгом соответствии с действующими методическими рекомендациями, изложенными в источниках что обеспечивает корректность сопоставления полученных данных с результатами других аналогичных исследований.

Результаты экспериментального изучения кинетики измельчения представлены в таблице 2.4.1 и графически интерпретированы на (рис. 2.4.1). Анализ полученных данных позволяет установить закономерности изменения гранулометрического состава материала в зависимости от продолжительности обработки, а также определить оптимальные параметры помола, обеспечивающие необходимую степень раскрытия минеральных компонентов для последующей флотационной переработки.

Таблице 2.4.1

Кинетика измельчение руды месторождения «Зарнисор»

№	Время измельчение t, мин	Выход продуктов γ, %		
		Исходная навеска, %	Содержание класса + 0,074мм, %	Содержание класса - 0,074мм, %
1.	0	100	84,7	15,3
2.	5	100	59,4	40,6
3.	10	100	38,5	61,5
4.	15	100	21,2	75,8
5.	20	100	17,7	82,3
6.	25	100	6,5	93,5

Для моделирования зависимости между временем измельчения (t) и выходом класса -0,074 мм (y) был выбран полином 4-й степени:

$$y(t)=a_4t^4+a_3t^3+a_2t^2+a_1t+a_0 \quad (2.4.1)$$

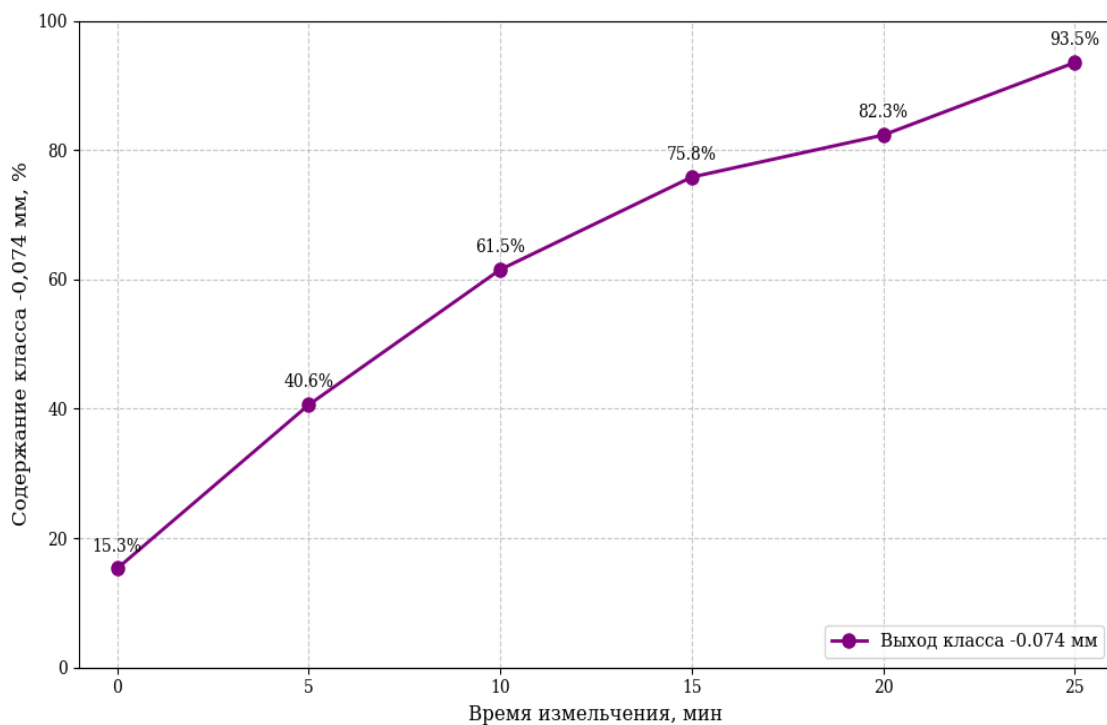


Рисунок 2.4.1. Кинетика измельчения руды месторождения Зарнисор

Коэффициенты полинома (a_i) были определены с использованием метода наименьших квадратов на основе представленных экспериментальных данных. В результате регрессионного анализа было получено следующее уравнение:

$$y(t) = -0.0004t^4 + 0.0185t^3 - 0.2888t^2 + 3.5153t + 15.32 \quad (2.4.2)$$

Для определения времени измельчения, необходимого для достижения 75% выхода класса -0,074 мм, потребовалось решить уравнение:

$$75 = -0.0004t^4 + 0.0185t^3 - 0.2888t^2 + 3.5153t + 15.32 \quad (2.4.3)$$

Преобразованное уравнение для поиска корня имеет вид:

$$-0.0004t^4 + 0.0185t^3 - 0.2888t^2 + 3.5153t - 59.68 = 0 \quad (2.4.4)$$

Ввиду сложности аналитического решения полиномиального уравнения 4-й степени, для нахождения значения (t) был применен численный метод оптимизации, а именно, симплекс-метод в контексте поиска минимума функции ошибки:

$$E(t) = |-0.0004t^4 + 0.0185t^3 - 0.2888t^2 + 3.5153t + 15.32 - 75| \quad (2.4.5)$$

Применение численного метода к полученному уравнению регрессии позволило определить, что время измельчения, соответствующее 75% содержанию класса $-0,074$ мм, составляет приблизительно **14.8 минут**.

Построенная регрессионная модель позволяет прогнозировать выход мелкой фракции в зависимости от времени измельчения. Сложный характер полинома 4-й степени отражает нелинейную зависимость процесса измельчения, где на разных этапах увеличение времени может приводить к различной интенсивности роста выхода мелких классов.

Полученное значение времени измельчения (14.8 минут) является важным параметром для оптимизации процесса. Операторы могут использовать эту информацию для настройки оборудования и режимов работы с целью достижения требуемой тонины помола, минимизируя при этом энергозатраты и предотвращая переизмельчение.

2.5. Переработка руды месторождения Зарнисор гравитационным методом

Гравитационное обогащение полезных ископаемых - это процесс, в ходе которого происходит разделение минеральных частиц, различающихся по плотности, размеру и форме, под действием силы тяжести или центробежных сил. Задача этого процесса - выделить ценные компоненты и сконцентрировать их.

Методы гравитационного обогащения широко используются при переработке железных руд, угля, а также при добыче россыпных и коренных месторождений золота, олова, свинца, цинка, титана и алмазов.

Сочетание гравитационных методов с другими технологиями, такими как флотация, позволяет значительно повысить эффективность, экономичность и комплексность использования минерального сырья.

Эти методы требуют меньших капитальных и эксплуатационных затрат, не используют дорогие флотационные реагенты и значительно снижают вред, наносимый окружающей среде

В сфере обработки различных видов минерального сырья активно используется метод обогащения в тяжёлых средах. Этот метод базируется на различии в плотности минералов: те, что плотнее среды, оседают на дно, а те, что легче, всплывают.

Целью исследования является изучение гравитационной обогатимости руды месторождения «Зарнисор» с определением возможности использования операций – предварительной концентрации руд методом обогащения в тяжёлых суспензиях.

Для проведения изысканий, направленных на обогащение в тяжёлых средах, были отобраны образцы руды из месторождения «Зарнисор». Образцы были классифицированы по фракциям: от -15 до +10 мм, от -7 до +3 мм и от -3 до +1 мм. Обогащение крупных фракций руды (-15 до +5 мм) осуществлялось в тяжёлой суспензии, а обогащение мелких фракций (-7 до +3 мм и -3 до +1 мм) — в тяжёлой жидкости.

Оценка гравитационной обогатимости крупных классов: -15+5 мм была проведена с использованием тяжелой суспензии.

Для лабораторных опытов тяжелая суспензия было изготовлена из ферросилиция и магнетита в лабораторных условиях.

Соотношение в ней утяжелителей соответственно ферросилиция и магнетита составляло 1,5:1, полное удельное сопротивление среды 0,21 г/см³.

Расслоение пробы руды класса крупности: -15+5 мм производилось на следующие фракции (легкую и тяжелую фракции) по плотности суспензии: менее 2,47, 2,50 2,53; 2,56; 2,59; 2,62; 2,65; 2,68; 2,71; 2,74; 2,77; 2,8 г/см³. Интервал между плотностями разделения соответствовал значению 0,03 деления.

В ходе эксперимента по обогащению пробы руды в тяжёлой суспензии были проведены лабораторные исследования. Для этого использовался специальный аппарат, оснащённый механизмом для перемешивания суспензии (механическое ведро). Объём аппарата составляет 40 дм³.

Обогащение пробы руды в данном аппарате производилось следующим образом:

I. В ёмкость, представляющую собой механическое ведро, заливается суспензия определённой плотности. Затем в ёмкость загружается руда в количестве от 2,5 до 5 килограммов. Количество загружаемой руды зависит от объёма суспензии и размера частиц руды.

II. После загрузки руды суспензия интенсивно перемешивается. Через 8–12 секунд процесс перемешивания прекращается. Всплывшая фракция извлекается с помощью черпака с сетчатым дном и помещается на сетку, расположенную над ёмкостью для сбора стекающей с руды суспензии.

III. Процесс перемешивания возобновляется. Когда лёгкая фракция извлекается, черпак погружается в суспензию на глубину, которая соответствует размеру самого крупного куса руды.

IV. После того как фракции были отделены от тяжёлой суспензии, их высушили, раздробили и измельчили. Затем были взяты образцы для химического анализа.

Данная методика разделения является вполне надёжной и получаемые технологические показатели близки к практически получаемым результатам.

Результаты обогащения класса -15+5 мм в тяжёлой суспензии пробы руды месторождения «Зарнисор».

В ходе гравитационного обогащения пробы руды в тяжёлых суспензиях класса крупности -15+5 мм (см. таблицу 3.1.1) выход самой лёгкой фракции при плотности менее 2,47 г/см³ составил 15,0%, а от руды — 9,26%.

При повышении плотности тяжелой суспензии 2,47 – 2,50 – 2,53 – 2,56 – 2,59 – 2,62 – 2,65 – 2,68 – 2,71 – 2,74 г/см³ выход легкой фракции от операции возрастает от 15,0 % - 16,49 % - 18,76 % - 19,83 – 21,81 % - 22,92 % - 25,25 - 28,69 – 34,84 и 36,53 % соответственно плотности среды.

Динамика выхода лёгкой фракции при обогащении в тяжёлой суспензии класса -15+5 мм от операции и от руды в зависимости от плотности тяжёлой

суспензии пробы руды месторождения «Зарнисор» представлены на (рис. 2.5.1).

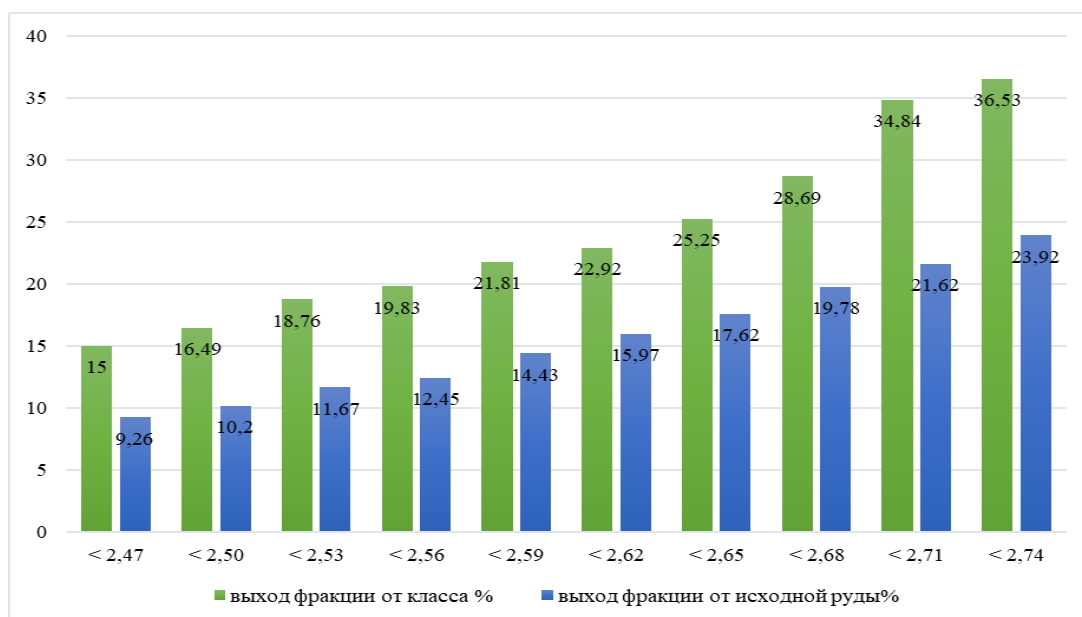


Рисунок 2.5.1. Динамика выхода лёгкой фракции при обогащении в тяжёлой суспензии класса -15+5 мм пробы руды месторождения «Зарнисор»

В ходе исследования было установлено, что содержание свинца в самой лёгкой фракции, представленной на (рис. 2.5.2) составило 0,14 % при плотности 2,47 г/см³. При этом извлечение свинца в лёгкую фракцию достигло 0,48 %.

С увеличением плотности суспензии наблюдается увеличение содержания свинца и выхода лёгкой фракции.

В процессе обогащения класса крупности -15+5 мм наименьшие потери цинка, равные 0,10 %, были получены при делении в суспензии плотностью 2,47 г/см³ и выходе лёгкой фракции 14,0 % от операции. Извлечение цинка в лёгкую фракцию составило 0,22 %.

При увеличении плотности тяжёлой суспензии наблюдается повышение выхода лёгкой фракции и, как следствие, возрастание потерь цинка смотрите на (рис. 2.5.3)

В случае достижения максимальной плотности тяжёлой суспензии, составляющей 2,74 г/см³, содержание цинка в лёгкой фракции составило 1,10 %, а извлечение цинка — 6,17 %.

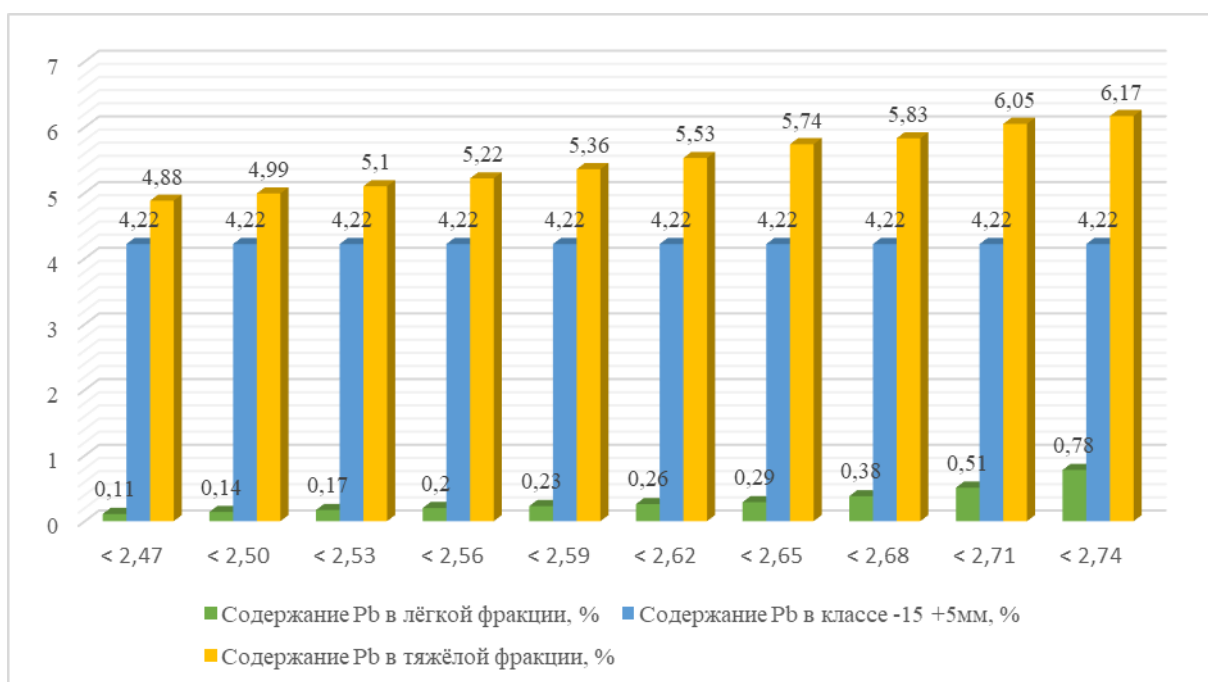


Рисунок 2.5.2. Динамика распределения свинца по фракциям при обогащении в тяжёлой суспензии класса -15+5 мм руды месторождения «Зарнисор»

Содержание железа в самой лёгкой фракции, плотность которой не превышает 2,47 г/см³, составляет 2,05 %. По мере увеличения плотности разделяющей среды содержание железа в этой фракции постепенно возрастает и достигает 5,03 % при плотности 2,74 г/см³. Извлечение железа в данные фракции составляет от 2,72 до 16,49 %.

Содержание диоксида кремния в диапазоне плотностей от 2,47 до 2,71 г/см³ распределяется равномерно (30,12÷31,83%). От плотности 2,71 г/см³ до наибольшей плотности 2,74 г/см³ содержание диоксида кремния возрастает до 33,25 %. При самой низкой плотности (2,47 г/см³) в лёгкую фракцию извлекается диоксида кремния 13,99 % и самой высокой плотности (2,74 г/см³) 37,96 %.

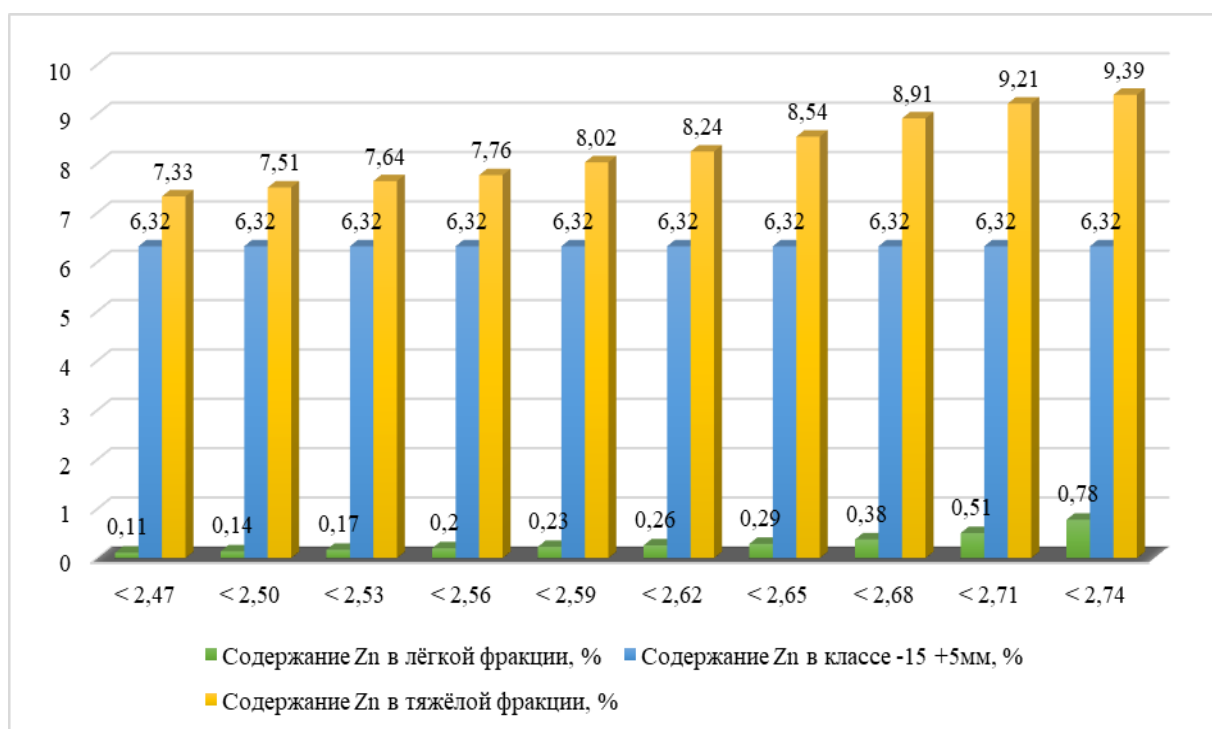


Рисунок 2.5.3. Динамика распределения цинка по фракциям при обогащении в тяжёлой суспензии класса -15+5 мм руды месторождения «Зарнисор»

В лёгкой фракции содержание углерода возрастает с уменьшением плотности. Максимальное содержание углерода - 4,07 % - было зафиксировано при плотности суспензии 2,47 г/см³. При этом извлечение углерода в лёгкую фракцию составило 47,72 %. При плотности суспензии 2,74 г/см³ содержание углерода составило 3,01 %, а извлечение в лёгкую фракцию - 83,54 %.

В исходной пробе руды, добытой на месторождении «Зарнисор», содержание фракции размером от -15 до +5 мм составило 64,5%. Относительно исходной пробы руды было получено следующее распределение лёгкой фракции: 9,26%; 10,2%; 11,67%; 12,45%; 14,43%; 15,97%; 17,92%; 19,78% и 21,62% соответственно плотности суспензии менее 2,47; 2,50; 2,53; 2,56; 2,59; 2,62; 2,65; 2,68 и 2,71 г/см³.

Результаты гравитационного обогащения пробы руды фракции -15+5 мм представлены в таблице 2.5.1.

Таблица 2.5.1.

Результаты обогащения в тяжелой суспензии руды месторождения
«Зарнисор» класса крупности -15+5мм

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂	Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,47 г/см ³											
Легкая фракция	15,00	0,14	0,10	0,01	2,05	32,24	0,37	0,19	0,42	2,72	13,99
Тяжелая фракция	85,00	4,90	7,31	0,40	12,13	30,65	99,63	99,81	99,58	97,28	86,01
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,50 г/см ³											
Легкая фракция	16,49	0,16	0,14	0,02	2,34	32,19	0,48	0,30	0,79	3,41	15,19
Тяжелая фракция	83,51	4,99	7,50	0,40	12,27	30,64	99,52	99,70	99,21	96,59	84,81
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,53 г/см ³											
Легкая фракция	18,76	0,16	0,16	0,02	2,36	32,20	0,61	0,40	1,10	4,44	17,86
Тяжелая фракция	81,24	5,09	7,68	0,40	12,40	30,60	99,39	99,60	98,90	95,56	82,24
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,56 г/см ³											
Легкая фракция	19,83	0,21	0,21	0,02	3,01	31,01	0,82	0,57	1,15	5,30	19,52
Тяжелая фракция	80,17	5,17	7,75	0,41	12,49	30,59	99,18	99,43	98,85	94,70	80,48
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,59 г/см ³											
Легкая фракция	21,81	0,23	0,28	0,02	3,13	31,50	1,09	0,90	1,49	6,52	20,97
Тяжелая фракция	78,19	5,28	7,82	0,41	12,64	30,44	98,91	99,10	98,51	93,48	79,03
Исходный продукт	100	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,62 г/см ³											
Легкая фракция	22,92	0,25	0,32	0,03	3,22	31,91	1,21	1,02	1,70	7,12	23,18
Тяжелая фракция	77,08	5,39	8,08	0,42	12,70	30,35	98,79	98,98	98,30	92,88	76,82
Исходный	100	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Продолжение таблицы 2.5.1

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,65 г/см³											
Легкая фракция	25,25	0,35	0,44	0,04	3,5	32,02	1,75	1,53	1,92	8,22	25,76
Тяжелая фракция	74,75	5,72	8,89	0,43	12,91	30,11	98,15	98,47	98,08	91,78	74,24
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,68 г/см³											
Легкая фракция	28,69	0,46	0,63	0,06	4,10	31,65	2,24	2,75	4,68	10,98	30,82
Тяжелая фракция	71,31	5,82	8,58	0,44	13,21	29,68	97,76	97,25	95,32	89,02	69,18
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,71 г/см³											
Легкая фракция	34,84	0,67	0,87	0,06	4,63	32,2	4,95	4,01	6,11	14,01	35,15
Тяжелая фракция	65,16	5,92	8,97	0,46	13,58	29,11	95,05	95,99	93,89	85,99	64,85
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
ПЛОТНОСТЬ ТЯЖЕЛОЙ СУСПЕНЗИИ 2,74 г/см³											
Легкая фракция	36,53	0,80	1,10	0,08	5,03	33,25	6,17	6,05	8,56	16,49	37,96
Тяжелая фракция	63,47	6,08	9,20	0,47	13,76	28,91	93,39	93,95	91,44	83,51	62,04
Исходный продукт	100,0	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

По результатам лабораторных исследований тяжелосреднего обогащения пробы руды месторождения «Зарнисор» составлен прогнозный баланс, представленный в таблицах 2.5.2 и 2.5.3.

В процессе обогащения класса крупности от -15 до +5 мм были достигнуты выдающиеся результаты при использовании разделяющей среды с плотностью от 2,47 до 2,50 г/см³. Выход лёгкой фракции составил от 13,99% до 15,19% от операции и от 9,26% до 10,2% от руды. Содержание свинца в лёгкой фракции составило от 0,14% до 0,16%, а цинка — от 0,1% до 0,14%. Также было извлечено от 14,62% до 16,29% диоксида кремния от операции и от 10,53% до 13,55% от руды.

Таблица 2.5.2.

Прогнозный баланс тяжелосреднего обогащения пробы руды месторождения
«Зарнисор» при плотности тяжёлой суспензии 2,47 г/см³

Продукты	Выход, % от руды	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂	Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Легкая фракция	9,26	0,14	0,10	0,01	2,05	32,26	0,37	0,19	0,42	2,72	13,9
Тяжелая фракция (-15+5 мм)	64,5	4,90	7,31	0,40	12,1	30,65	70,36	68,3	67,2	73,2	69,5
-5+2 мм	9,2	3,67	5,91	0,31	9,43	29,30	9,82	10,0	9,32	10,8	12,0
-2+1	5,03	4,01	5,83	0,34	9,69	29,4	4,53	6,11	4,67	5,74	8,43
-1+0 мм	12,16	4,78	9,29	0,46	9,18	10,53	15,29	15,5	18,7	10,1	9,95
Исходная руда	100,00	4,32	6,42	0,35	10,8	30,75	100	100	100	100	100

Таблица 2.5.3.

Прогнозный баланс тяжелосреднего обогащения пробы руды месторождения
«Зарнисор» при плотности тяжёлой суспензии 2,50 г/см³

Продукты	Выход, % от руды	Содержание, %					Извлечение, %				
		Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂	Pb	Zn	Cu	Fe	SiO ₂
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Легкая фракция	10,2	0,16	0,14	0,02	2,34	32,19	0,48	0,30	0,79	3,41	15,1
Тяжелая фракция (-15+5 мм)	62,48	4,99	7,53	0,39	12,27	30,64	71,82	65,29	66,3	72,8	68,2
-5+2 мм	12,49	3,78	5,91	0,31	9,43	29,30	11,32	9,83	9,06	12,59	11,3
-2+1	6,99	4,01	5,83	0,34	9,69	29,4	5,47	6,08	5,62	6,07	6,82
-1+0 мм	17,97	4,78	9,29	0,46	9,18	10,53	11,39	18,8	18,9	8,5	13,5
Исходная руда	100,00	4,32	6,42	0,35	10,81	30,75	100	100	100	100	100

Результаты проведённых исследований позволяют выдвинуть гипотезу о том, что исключение из основного класса крупности —15+5 мм кварца и углистого вещества, сопровождаемое удалением лёгких фракций, может привести к оптимизации процесса флотации и, как следствие, к повышению качества свинцового и цинкового концентратов.

Исследование гравитационной обогатимости мелкодисперсных фракций размером от -5 до +2 мм и от -2 до +1 мм было осуществлено с применением тяжёлой жидкости марки «М-45», представляющей собой концентрированный водный раствор комплексной соли, имеющей состав BaCdI_4 .

Анализ результатов гравитационного обогащения в идеальных условиях, когда класс крупности составляет от -5 до +2 мм, показывает, что выход самой лёгкой фракции, плотность которой находится в диапазоне от 2,47 до 2,53 г/см³, составляет от 10,21% до 18,57% от общего объёма операции.

При этом, когда плотность среды достигает максимального значения — 2,74 г/см³, выход лёгкой фракции увеличивается до 27,83%.

С увеличением выхода лёгкой фракции возрастают и потери свинца и цинка. В частности, потери свинца составляют от 0,02% до 0,21%, а цинка — от 0,03% до 0,22% в зависимости от плотности среды, которая может быть 2,47 г/см³ или 2,74 г/см³.

Концентрация диоксида кремния в лёгкой фракции возрастает по мере уменьшения плотности: от 42,29% при плотности 2,47 г/см³ до 34,61% при плотности 2,74 г/см³.

Содержание железа, напротив, увеличивается с ростом плотности: от 1,25% при плотности 2,47 г/см³ до 3,74% при плотности 2,74 г/см³.

Содержание углерода в среде с плотностью 2,74 г/см³ в лёгкой фракции составило 5,05%, а в тяжёлой - 0,32%. При этом выход лёгкой фракции от общего объёма составил 28,85%. В среде с плотностью 2,47 г/см³ содержание углерода в лёгкой фракции достигло 6,5%, а в тяжёлой - 1,18%. При этом выход лёгкой фракции от общего объёма составил 9,24%.

В исходной руде выход класса крупности -5+2 мм составил 19,48 %. Относительно исходной руды выход лёгкой фракции при обогащении класса -5+2 мм был получен в следующих количествах: 1,23 %, 2,21 %, 2,42 %, 2,75 %, 3,07 %, 3,14 %, 3,47 %, 3,98 % соответственно. Эти значения были получены при использовании тяжёлой жидкости с различной плотностью: 2,47 г/см³, 2,50 г/см³, 2,53 г/см³, 2,56 г/см³, 2,59 г/см³, 2,62 г/см³, 2,65 г/см³, 2,68 г/см³, 2,71 г/см³ и 2,74 г/см³.

Из пробы руды месторождения «Зарнисор» класса -5+2 мм при плотности разделения в интервале 2,47÷2,53 г/см³ можно получить следующие продукты:

- лёгкую фракцию: выход 9,24÷18,80 %; извлечение: свинца 0,07÷0,23 %, цинка 0,06÷0,14 %; содержание в хвостах: свинца 0,03÷0,06 %, цинка 0,035÷0,048 %;

- тяжёлую фракцию: выход 91,27÷83,24 %; извлечение свинца 99,02÷99,16 %, цинка 99,82÷99,91 %; содержание в концентрате свинца 4,57÷4,86 %, цинка 6,23÷7,74 %.

В классе крупности от -15 до +5 миллиметров, характеризующемся плотностью разделения более 2,92 грамма на кубический сантиметр, материал тяжёлой фракции руды представлен исходной рудой, измельчённой до размеров от 5 до 15 миллиметров.

В образце наблюдается явное преобладание тяжёлой фракции, составляющей около 90% от общего объёма, в то время как лёгкая фракция составляет лишь 9%. Материал тяжёлой фракции идентичен описанному в минералогическом описании руд.

В образце представлена тяжёлая фракция, которая характеризуется различными концентрациями, размерами и типами распределения рудных минералов. Около 48% пробы составляют более богатые вкрапленные и прожилково-вкрапленные минералы колчеданно-полиметаллического типа. Около 43% представлены фрагментами сплошных сульфидных руд галенит-

сфалеритового, галенит-сфалерит-халькопиритового состава и фрагментами колчеданных руд.

Лёгкая фракция представлена вмещающими пустыми породами и включает в себя кусочки размером до 15 мм или несущие незначительную сульфидную минерализацию в виде редких рассеянных тонких вкрапленников.

Исследуемая проба класса $-5+2$ мм ($\rho > 2,88$ г/см³) представляет собой крупнодроблённый материал, размеры частиц которого варьируются от 1 мм до 5 мм. В составе тяжёлой фракции данного класса присутствует незначительное количество частиц лёгкой фракции - пустой породы размером до 6 мм.

В целом, материал тяжёлой фракции класса $-5+2$ мм по своему составу аналогичен материалам других классов, отличаясь лишь размерами и более частым присутствием магнетита.

Преобладает вкрапленная и прожилково-вкрапленная сульфидная минерализация, приуроченная к крупным частицам вмещающих пород. Сульфидные вкрапления представлены преимущественно сфалеритом, галенитом, халькопиритом, реже - магнетитом и гематитом. Отмечаются крупные частицы сфалерита с тонкими эмульсионными включениями халькопирита, а также галенита.

В небольшом количестве присутствуют фрагменты сплошных галенит-сфалеритовых и галенит-сфалерит-халькопиритовых руд, которые тесно срastaются с нерудными компонентами, такими как кварц, актинолит, пироксены и хлорит.

Проба класса $-2+1$ мм, с плотностью более 2,88 г/см³, представлена более тонким материалом, дроблённым до крупности от 0,3 мм до 3 мм. В этом классе тяжёлой фракции присутствует примесь частиц «лёгкой фракции», то есть пустой породы, не содержащей сульфидов, в количестве около 28–36 % от общего объёма частиц размером от 0,2 до 2,5 мм.

Материал в большинстве случаев представлен крайне неравномерной сульфидной минерализацией во вмещающих породах, варьирующей от убогой

до густо-вкрапленной и прожилково-вкрапленной. Реже встречаются фрагменты более богатых сплошных руд галенит-сфалерит-халькопиритового, сфалерит-халькопиритового и халькопиритового состава, в тесном сростании с нерудными компонентами.

Во многих участках включения нерудных компонентов в количественном соотношении значительно преобладают над сульфидами. Отмечаются фрагменты крупного пирита, содержащего ситовые включения халькопирита, сфалерита и крупные включения или микропрожилки нерудных компонентов. Также присутствуют примеси продуктов металлургического передела в виде единичных стяжений магнетитсодержащих шлаков с включениями ферритов цинка, галенита и халькопирит-пирротиновых агрегатов.

Во всех описанных классах, в целом, наблюдается сходство в минерализации, но различия проявляются в содержании, насыщенности и крупности вышеупомянутых компонентов.

В большинстве случаев крупные выделения сфалерита содержат трудноразделимые тонкие и эмульсионные включения халькопирита, реже - галенита и нерудных компонентов.

Галенит зачастую встречается в трудноразделимых тонкозернистых сростаниях с пироксенами, шестоватым актинолитом и хлоритом. Во всех исследованных классах тяжёлой фракции были обнаружены в различных количествах мелкие фрагменты лёгкой фракции, представленные убогой, неравномерно рассеянной сульфидной минерализацией в пустой породе, а также пустой породой, которые, вероятно, были механически захвачены более крупным и тяжёлым материалом. Проба лёгкой фракции класса +15+5 мм ($\rho < 2,8 \text{ г/см}^3$) представлена грубым материалом, дробленным до крупности частиц 5 – 15 мм (до 15 000 микрон).

В лёгкой фракции класса -15+5 мм в незначительных количествах наблюдается убогая сульфидная минерализация, которая представлена в

основном редкой и неравномерно рассеянной тонкодисперсной вкрапленностью. В единичных случаях вкрапленность более крупная, до 3 мм, и представлена пиритом, редко - галенитом, сфалеритом, халькопиритом, гематитом и серебром. В лёгкой фракции обнаружен углерод.

Преобладающий размер вкрапленников сульфидов варьируется в диапазоне от 0,5 до 30 микрон, в редких случаях достигая 160–340 микрон (для халькопирита). В частицах вмещающих пород пирит распределён неравномерно и представлен в виде тонкокристаллической, неравномерной сыпи. Галенит также образует рассеянную, трудно извлекаемую, тонкокристаллическую сыпь, а также более густые скопления во вмещающих породах.

Сфалерит, редко встречающийся в виде неравномерной вкрапленности зёрен во вмещающих породах, образует сфалеритовые скопления. Галенит, ассоциированный с халькопиритом, формирует тонкие включения в халькопирите.

Халькопирит, имеющий ксеноморфную структуру, встречается реже других сульфидов, но характеризуется более крупными включениями. Он ассоциируется с галенитом, формируя с ним простые или субграфические сростки, но чаще содержит галенит в виде более тонких включений.

В единичных случаях отмечается серебро в виде тонкодисперсных включений во вмещающих породах.

Углерод обнаружен в виде скоплений отдельных зерен размерами от 1 – 40 микрон, сконцентрированных в слоевидные не сплошные протяженные обособления. Иногда в этих слоях отмечаются включения гематита.

Проба лёгкой фракции класса – 5 + 2 мм ($\rho < 2,74$) представлена грубым материалом, дробленным до крупности частиц 0,5 мм – 6,3 мм (до 6300 микрон).

В лёгкой фракции класса -5+2 мм в незначительных количествах присутствует убогая сульфидная минерализация, представленная в основном

в виде редкой и неравномерно рассеянной тонкодисперсной (0,5-10 микрон, реже до 20-30 микрон) вкрапленности пирита. В единичных случаях встречается более крупная (до 150 микрон) вкрапленность пирита.

В образце были обнаружены единичные выделения галенита, имеющие неправильную форму и расположенные по трещинам и между зёрнами породообразующих минералов. Кроме того, было выявлено включение тонкодисперсного зерна халькопирита. В зёрнах пирита были обнаружены ситовые включения пирротина, а также более крупное включение пирротин-халькопиритового сростка. В крупной частице вмещающих пород было обнаружено включение тонкодисперсного серебра.

Проба лёгкой фракции класса $-2+1$ мм ($\rho < 2,74$) представлена разномерным дроблёным материалом с размерами частиц в диапазоне от 490 до 3400 микрон.

В лёгкой фракции, размер которой варьируется от -2 до $+1$ миллиметра, наблюдается незначительное количество сульфидной минерализации. Она представлена в виде редкой и неравномерно распределённой тонкокристаллической вкрапленности пирита.

В сравнении с предыдущими образцами, данный материал характеризуется меньшей степенью пиритизации. Пирит обнаруживается в виде единичных вкраплений, преимущественно в составе частиц вмещающих пород, и его содержание незначительно.

В образце наблюдается повышенное содержание свободного углерода, представленного в виде пористых и сплошных плотных частиц. Сульфиды присутствуют в незначительном количестве.

2.6. Выводы по второй главе

По результатам выполненных исследований, во второй главе диссертационной работы сформулированы следующие основные выводы.

Обоснован выбор объекта исследования - свинцово-цинковой руды месторождения «Зарнисор», как перспективного источника свинца и цинка,

характеризующегося сложным вещественным составом и технологическими трудностями при обогащении.

Проведён минералогический и химический анализ руды, позволивший определить особенности минерального состава и формы нахождения полезных компонентов. Установлено присутствие основных сульфидных минералов свинца и цинка, а также сопутствующих сульфидов и значительного количества нерудных компонентов. Выявленные особенности минералогической структуры (вкрапленность, взаимные сростания, наличие тонких включений и ассоциаций с пустой породой) подтверждают необходимость интенсификации процессов раскрытия полезных минералов и применения селективных режимов обогащения.

Установлены закономерности распределения свинца, цинка и сопутствующих элементов по классам крупности и определены показатели измельчаемости руды месторождения «Зарнисор», что позволило выявить технологически значимые фракции и обосновать требования к параметрам дробления и измельчения; показано, что при недостаточной степени измельчения часть сульфидных минералов сохраняется в виде сростков с пустой породой, что приводит к потерям полезных компонентов в хвостах и снижению качества концентратов, вследствие чего достижение оптимального раскрытия минералов является необходимым условием повышения эффективности последующей флотации и целесообразности предварительного обогащения на ранних стадиях схемы.

Выявлено что основная часть дробленной руды полезных компонентов (64,5%) находится в диапазоне крупности -15+5 мм. Это указывает на то, что данная фракция является наиболее значимой для дальнейшей переработки. Равномерное распределение сульфидов может затруднить их извлечение и повысить затраты на переработку. Удаление кварца и углистого вещества из фракции -15+5 мм может улучшить процесс флотации. Снижение содержания кварца и углистого вещества может повысить качество свинцового и цинкового концентрата, а также уменьшить объем отходов.

ГЛАВА III. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД

3.1. Исследование селективной флотации свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор

Получение высококачественных концентратов свинца и цинка при обогащении флотационным методом, всегда являлось трудной задачей из-за близких флотационных свойств минералов свинца и цинка. Отсюда следует, что для получения высококачественных концентратов нужно как лучше раскрыть поверхность соответствующих минералов от пустой породы и друг от друга. Это обстоятельство будет способствовать активному взаимодействию поверхности полезных минералов с флотационными реагентами, что позволит повысить вероятность эффективной селективной флотации руд.

Рудник Зарнисор расположен на севере Таджикистана в Согдийской области. Месторождение скарных, руда свинцово-цинкового типа. Основные минералы в руде являются галенит, сфалерит, халькопирит, церуссит, англезит и пирит.

С целью проведения комплексных лабораторных исследований по обогащению свинцово-цинковых руд была отобрана представительная технологическая проба руды месторождения «Зарнисор» массой 70 кг. Отбор пробы осуществлялся с обеспечением её репрезентативности и соответствия гранулометрическому и вещественному составу рудного материала.

Исходная проба характеризуется крупностью $-20+0$ мм и следующим химическим составом, мас. %: свинец – 3,8; цинк – 5,70; железо – 17,5; медь – 0,39; диоксид кремния – 23,5; углерод – 1,3. Содержание благородных компонентов составляет: серебро – 36 г/т и золото – 0,5 г/т.

Указанные показатели свидетельствуют о полиметаллическом характере руды с повышенным содержанием железа и значительной долей кремнеземистой и углеродистой составляющих, что предопределяет необходимость применения селективных методов обогащения и оптимизации

режимов измельчения и флотации при её переработке. Руды свинцово-цинкового типа месторождения «Зарнисор» относятся к группе сульфидных руд и коэффициент крепкости по шкале М.М. Протодьяконова колеблется от 16 до 17, что означает руды месторождения весьма крепкие.

Были проведены опыты по существующей схеме обогащения и получены следующие результаты, которые приведены в таблице 3.2.2. Краткое описание существующей схемы переработки руды Pb-Zn типа месторождения «Зарнисор»:

- обогащение по трехстадиальной схеме дробления первая и вторая стадия дробления в открытом цикле, а третья стадия дробления – в замкнутом цикле. Крупность дробленого продукта -15+0 мм;
- одностадийной схеме измельчения, до крупности – 50 % класса минус 0,074 мм;
- флотационное обогащение по прямой селективной схеме с получением свинцового и цинкового концентратов.

С целью повышения технологических показателей обогащения свинцово-цинковых руд, включая увеличение извлечения полезных компонентов и улучшение качества получаемых концентратов, были выполнены лабораторные флотационные исследования по усовершенствованной технологической схеме обогащения, представленной на (рис. 3.1.1). Предлагаемая схема разработана на основе результатов предварительных исследований гранулометрического, минералогического и вещественного состава руды, а также с учётом особенностей взаимного срастания минералов свинца и цинка с породными компонентами. Реализация данной схемы направлена на повышение степени раскрытия полезных минералов, интенсификацию процессов селективной флотации и снижение потерь металлов с хвостами обогащения.

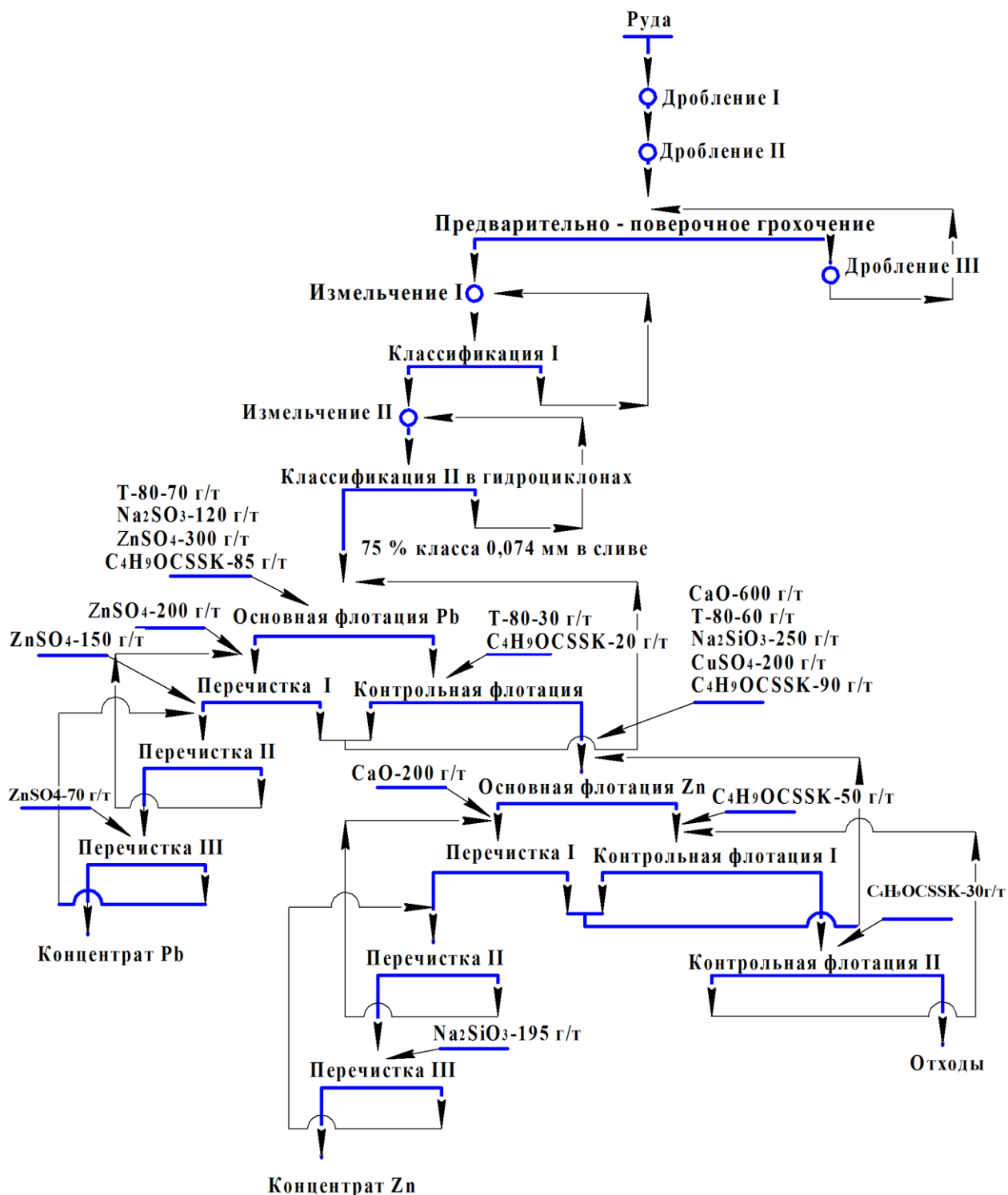


Рисунок 3.1.1. Предлагаемая схема для переработки руды Pb-Zn типа месторождения «Зарнисор»

На основании комплекса выполненных исследований установлено, что наиболее эффективной является обогащение по трехстадиальной схеме дробления первая и вторая стадии дробления в открытом цикле, а третья

стадия дробления, в замкнутом цикле. Крупность дробленого продукта -10+0 мм двухстадиальной схеме измельчения с использованием во второй стадии классификации гидроциклона;

- в первой стадии измельчения , на крупности – 50 % класса минус 0,074 мм;
- во второй стадии измельчения с применением гидроциклона, содержанием класса -0,074 мм до 75 %.

Содержание класса -0,074 мм 75 % в пульпе – позволило расткрыть большое количество минералов свинца и цинка от пустой породы для эффективной флотации. Минералогический анализ показал, что ультратонкое измельчение может повышать раскрываемость сфалерита с 88 до 96%, уменьшаются размеры свободных зёрен и сростков, а также заметно сокращается количество сростаний с пустой породой и галенитом. Это подтверждает, что кремнезём в цинковом концентрате преимущественно связан с тонкими и сложными сростаниями, устранение которых возможно только при глубоком раскрытии минералов.

Известно, что минералы галенита и сфалерита имеют близкие флотационные свойства. Флотационные опыты были проведены по селективной схеме: одна основная флотация свинца, две контрольных и три стадии перечисток; цикл флотации цинка были проведены как и свинцовой. При флотации свинцовых руд были использованы следующие реагенты в качестве собирателя бутиловый ксантогенат калия (C_4H_9OCSSK), пенообразователь Т-80 , депрессоры цинковый купорос ($ZnSO_4$) и сульфит натрия (Na_2SO_3). Цинковая флотация была проведена следующим образом:

-хвосты второй контрольной свинцовой флотации поступали на основную флотацию цинка, а депрессированный цинк, с помощью реагента активатора медного купороса ($CuSO_4$) активировался, а в качестве депрессора пирита была использована известь (CaO). В дальнейшем в третьей стадии перечисток для снижения двуокиси кремния (SiO_2) в цинковый концентрат было добавлено жидкое стекло (Na_2SiO_3), в количестве 195 г/т и

две стадии контрольной флотации. Результаты проведённых флотационных опытов показали, что применение данного реагентного режима (таблица 3.1.1) способствует повышению селективности разделения свинцовых и цинковых минералов, а также улучшению качества получаемых концентратов. Результаты проведенных опытов по этой схеме приведены в таблице 3.1.2 и (рис. 3.2.2).

Таблица 3.1.1

Реагентный режим флотационных опытов по предполагаемой схеме руды месторождения Зарнисор

№	Операции флотации	Время, мин	рН	Расход реагентов г/т						
				БКК	ZnSO ₄	T-80	Na ₂ SO ₃	Na ₂ SiO ₃	CuSO ₄	CaO
1.	Основная ф-я свинца	5	10	85	300	70	120	-	-	-
2.	Контрольная ф-я свинца	11	9	20	-	30	-	-	-	-
3.	I-я пречистка Pb	5	8		200	-	-	-	-	-
4.	II-я пречистка Pb	4	8		150	-	-	-	-	-
5.	III-я пречистка Pb	3	8		70	-	-	-	-	-
6.	Основная ф-я цинка	8	11	90	-	60	-	250	200	600
7.	I-я контрольная ф-я	10	10	50	-	-	-	-	-	-
8.	II-я контрольная ф-я цинка	12	10.5	30	-	-	-	-	-	-
9.	I-я пречистка Zn	5	12	-	-	-	-	-	-	200
10.	II-я пречистка Zn	4	10.8	-	-	-	-	-	-	-
11.	III-я пречистка Zn	3	10	-	-	-	-	195	-	-
Итого				275	720	160	120	445	200	800

Таблица 3.1.2

Сводные результаты флотационных опытов по существующей и предполагаемой схеме руды месторождения Зарнисор

Наименование продуктов обогащения	Выход %	Содержание полезного компонента в продуктах				Извлечение			
		По существующей схеме измельчения класса - 0,074 мм 50%		По предлагаемой схеме измельчения класса - 0,074 мм 75 %		По существующей схеме измельчения класса - 0,074 мм 50%		По предлагаемой схеме измельчения класса - 0,074 мм 75 %	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Свинцовый концентрат Pb	2,57	62	2,84	66,31	4,68	81,2	3,23	89,65	5,72
Цинковый концентрат Zn	3,46	1,06	50,12	2,63	56,26	2,3	84	4,95	88,6
Хвосты	93,97	0,21	0,25	0,17	0,19	11,7	12,77	5,4	5,68
Исходная руда	100	3,8	5,7	3,8	5,7	100	100	100	100

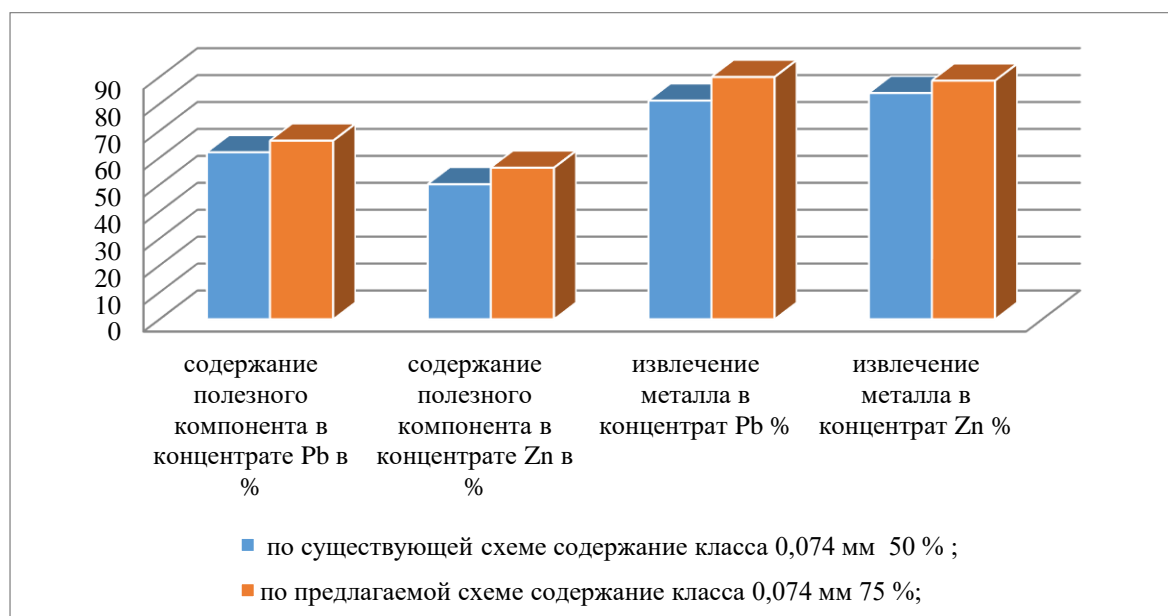


Рисунок 3.1.2. Сравнительные результаты флотационных опытов по существующей и предполагаемой схеме на пробе руды месторождения «Зарнисор»

По результатам комплекса лабораторных исследований, выполненных на свинцово-цинковой руде месторождения «Зарнисор», установлены рациональные технологические параметры обогащения, обеспечивающие повышение извлечения полезных компонентов и улучшение качества концентратов. В ходе экспериментальных работ определены следующие оптимальные условия переработки руды:

1. **Схема измельчения** – двухстадиальная, обеспечивающая рациональное раскрытие минералов свинца и цинка и снижение потерь полезных компонентов в хвостах обогащения.
2. **Степень измельчения** – содержание класса минус 0,074 мм составляет: на первой стадии измельчения – 50 %, на второй стадии измельчения – 75 %, что обеспечивает достаточное раскрытие минералов свинца и цинка при минимальном образовании избыточных шламов.
3. **Схема флотации** – прямая селективная, с депрессией минералов цинка в свинцовом цикле за счёт совместного применения сульфита натрия и цинкового купороса в соотношении 1:2,5 что способствует повышению селективности процесса и снижению взаимного загрязнения концентратов.
4. **Тип собирателя** – бутиловый ксантогенат калия (C_4H_9OCSSK), обеспечивающий эффективную гидрофобизацию минералов свинца при сохранении необходимой избирательности флотации.

3.2. Рентгенофазовый анализ свинцово-цинковых руд и продуктов их обогащения

Для определения фазового состава исходного сульфидного концентрата и продуктов его обогащения был применен метод рентгеноструктурного анализа. Исследования проводились на дифрактометре марки «Дрон-3», оснащённом высокочувствительным детектором и программным обеспечением для обработки и интерпретации полученных данных. Рентгенографирование образцов осуществлялось в режиме порошковой

дифракции при комнатной температуре. Параметры съемки (диапазон углов 2θ , скорость сканирования, шаг сканирования) были оптимизированы для достижения максимальной информативности и разрешения дифракционных пиков. Идентификация фаз производилась путем сравнения полученных дифрактограмм с базовыми данными порошковой дифракции (JCPDS/ICDD PDF-2).

Фазовый состав исходного свинцово-цинкового сульфидного флотоконцентрата. Рентгеновская порошковая дифрактограмма сульфидного флотоконцентрата месторождения «Зарнисор» представлена на рисунке 3.2.1 и таблице 3.2.1. Анализ дифракционной картины позволил установить сложный минералогический состав исследуемого образца. Как видно из рентгенограммы, основные минералы, присутствующие в исходном свинцово-цинковом сульфидном флотоконцентрате, включают:

- **Галенит** (PbS) – основной свинцовый минерал, характеризующийся интенсивными дифракционными пиками.
- **Сфалерит** (ZnS) – основной цинковый минерал, также представленный ярко выраженными пиками.
- **Пирит** (FeS₂) – распространенный сульфид железа, присутствующий в виде характерных рефлексов.
- **Антимонит** (Sb₂S₃) – сульфид сурьмы, идентифицированный по специфическим дифракционным линиям.
- **Халькопирит** (CuFeS₂) – сульфид меди и железа.
- **Сервантит** (Sb₂O₄) – оксид сурьмы, что указывает на возможное частичное окисление сурьмяных минералов.
- **Магнетит** (Fe₃O₄) – оксид железа, представляющий собой минерал пустой породы или продукт вторичных процессов.
- **Кварц** (SiO₂) – силикатный минерал, являющийся типичным компонентом пустой породы.

Идентификация всех перечисленных минералов подтверждается точным совпадением их дифракционных пиков с соответствующими базовыми

данными дифрактометра (JCPDS/ICDD). Присутствие различных сульфидов (свинца, цинка, железа, сурьмы, меди) и оксидов (сурьмы, железа) свидетельствует о многокомпонентном характере исходного сырья, что является важным фактором для выбора и оптимизации технологических схем его обогащения. Дальнейший анализ дифрактограмм продуктов обогащения позволит оценить эффективность разделения минералов и распределение ценных компонентов по фракциям.

В таблице 3.2.1 приведены данные рентгенофазового анализатора исследуемого образца исходного свинцового сульфидного флотоконцентрата, по которым определяется какому минералу соответствуют пики рентгенограммы (рис.3.2.1).

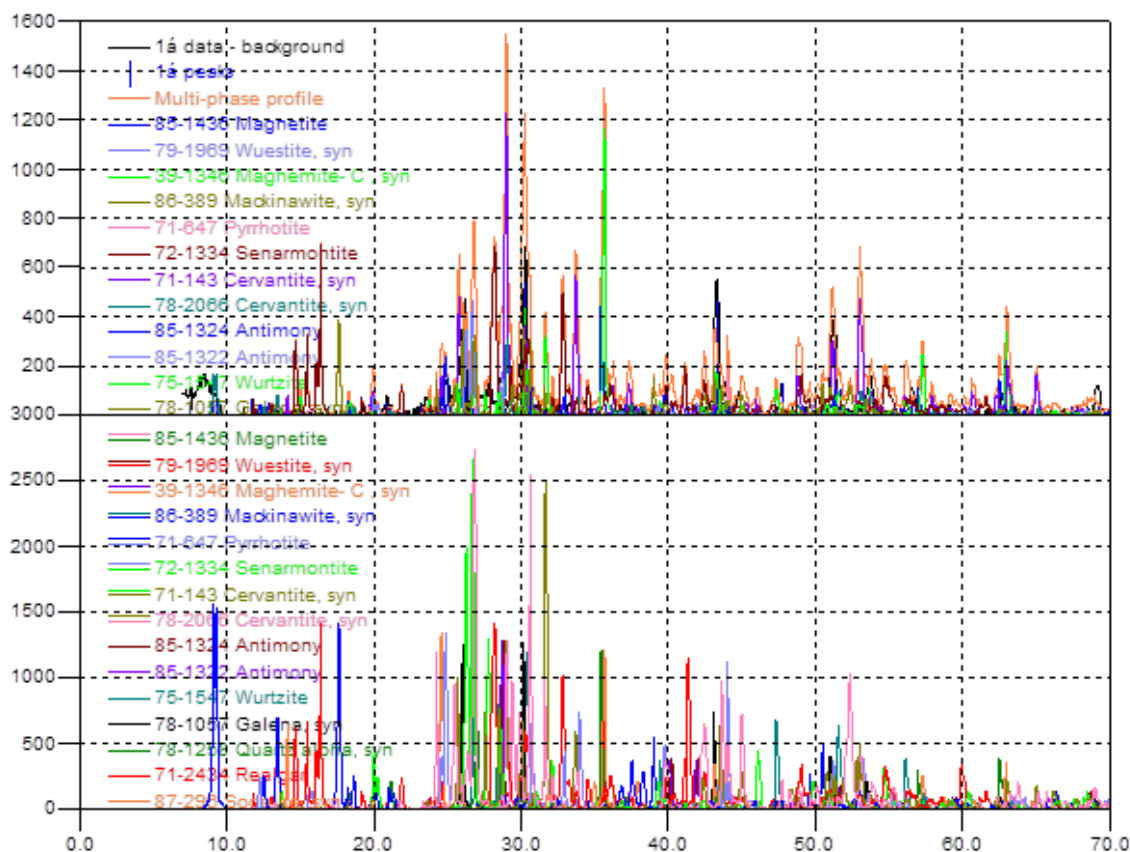


Рисунок 3.2.1. Рентгеновская порошковая дифрактограмма исходного сульфидного флотоконцентрата в сравнении с базовыми данными дифрактометра.

Таблица 3.2.1

Показатели рентгенографического исследования исходного свинцового
сульфидного флотоконцентрата

<i>2-Тема</i>	<i>D -Расстояние</i>	<i>Интенсивность</i>	<i>Ширина</i>	<i>Точность</i>	<i>Matches</i>
1	2	3	5	6	7
9.038	9.7763	64	0.101	98.8%	P
11.647	7.5918	71	0.103	100%	T
12.938	6.8369	54	0.103	99.9%	T
14.142	6.2576	27	0.119	92.5%	O
17.793	4.9807	29	0.120	95.9%	O
18.573	4.7732	30	0.113	98.2%	P
20.827	4.2615	54	0.108	100%	N
22.026	4.0322	32	0.108	98.4%	N
23.593	3.7678	27	0.130	94.2%	JS
24.898	3.5733	48	0.112	99.5%	Q
26.206	3.3977	347	0.157	100%	CNRT
26.791	3.3248	29	0.114	95.4%	KRT
28.771	3.1004	119	0.158	100%	IJNT
30.322	2.9453	543	0.153	100%	CEGHKNS
31.033	2.8794	24	0.116	90.8%	RS
32.577	2.7463	42	0.175	98.1%	NP
34.399	2.6050	31	0.107	95.5%	DPT
35.301	2.5404	27	0.101	97.9%	NT
37.805	2.3777	37	0.108	99.6%	GOPST
41.375	2.1804	37	0.139	99.4%	BST
43.343	2.0859	469	0.149	100%	CENPQ
43.981	2.0571	128	0.127	100%	EHNQT
44.846	2.0194	50	0.136	99.9%	NS
47.725	1.9041	132	0.154	100%	NPST
48.697	1.8683	26	0.093	95.8%	EIJNPST
50.111	1.8188	26	0.093	94.8%	CNST
52.139	1.7528	32	0.117	98.5%	NPT
55.791	1.6464	35	0.105	98.6%	EOPRS
58.247	1.5827	42	0.099	97.8%	EMNPRT
62.840	1.4776	55	0.143	99.8%	CJOPRST
64.815	1.4373	39	0.111	99.5%	EHJMST
67.788	1.3813	35	0.104	96.1%	EGHPRST
69.212	1.3563	50	0.147	93.4%	CGHMST

Как видно из рентгенограммы (рис. 3.2.1) и таблицы 3.2.1, пики полученной сульфидного флотоконцентрата (верхний график), совпадают с пиками рентгенограммы образца-эталона (нижний график), что свидетельствует о наличии в исследуемом сульфидных минералов галенит и фрейслебент, так как содержание галенита в составе, исследуемом свинцового флотоконцентрате составляет более 20 %. Наличие интенсивных дифракционных максимумов галенита указывает на высокую степень концентрирования свинецсодержащих минералов в процессе флотационного обогащения. Кроме того, совпадение основных рефлексов с эталонными данными подтверждает достоверность установленного фазового состава исследуемого концентрата.

В таблице 3.2.2 приведены данные рентгенофазового анализатора исследуемого образца цинкового концентрата, по которым определяется какому минералу соответствуют пики рентгенограммы (рис.3.2.2).

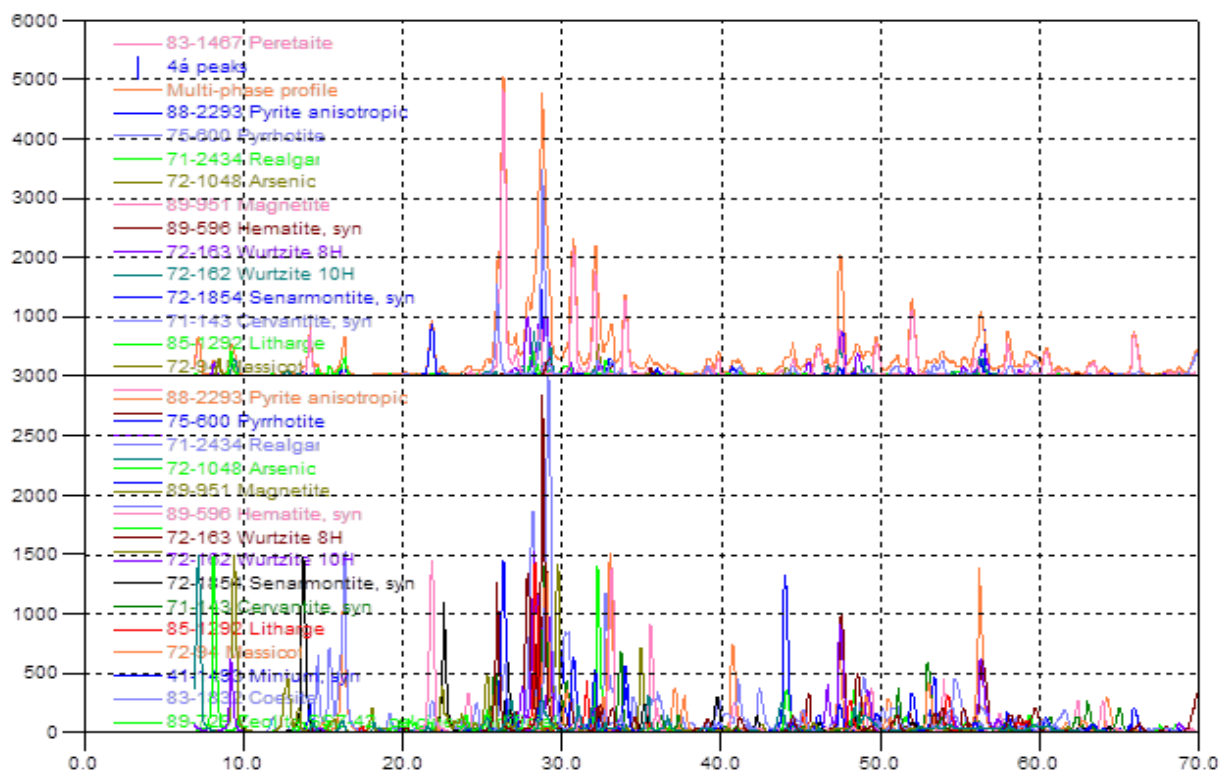


Рисунок 3.2.2. Рентгеновская порошковая дифрактограмма исходного сульфидного флотоконцентрата в сравнении с базовыми данными дифрактометра.

Показатели рентгенографического исследования исходного свинцового
сульфидного флотоконцентрата

<i>2-Тема</i>	<i>D - Расстояние</i>	<i>Интенсивность</i>	<i>Ширина</i>	<i>Точность</i>	<i>Matches</i>
1	2	3	4	5	6
11.273	7.8426	57	0.179	90.8%	H
13.550	6.5294	23	0.193	93.0%	P
16.241	5.4532	22	0.138	93.9%	NT
17.019	5.2056	38	0.184	99.8%	H
19.516	4.5449	30	0.157	98.7%	OP
20.933	4.2403	28	0.252	98.7%	CS
22.576	3.9353	39	0.219	100%	IMP
23.409	3.7971	31	0.216	99.6%	CP
25.771	3.4542	23	0.173	94.5%	JP
26.207	3.3976	21	0.162	93.3%	CN
27.435	3.2483	49	0.177	100%	HOPS
28.729	3.1048	1488	0.203	100%	CDMPRST
29.359	3.0396	78	0.204	100%	CHJNT
31.107	2.8727	37	0.195	99.9%	CPQT
32.570	2.7469	42	0.188	99.9%	CLST
33.301	2.6883	275	0.228	100%	CNOPS
35.421	2.5321	31	0.186	99.5%	CKPT
36.797	2.4405	21	0.178	94.1%	CMOPT
37.641	2.3877	22	0.164	95.5%	LOPS
38.309	2.3476	26	0.245	98.3%	COPQS
39.742	2.2662	21	0.156	93.6%	CGHIMNOP
40.604	2.2200	32	0.210	99.7%	PST
41.732	2.1626	22	0.191	90.7%	CJNPS
42.348	2.1326	35	0.186	99.7%	CINOPS
44.083	2.0525	46	0.213	100%	BCDLOS
46.219	1.9626	30	0.188	99.1%	ILMOPRST
47.734	1.9037	1484	0.194	100%	COPST
48.354	1.8808	94	0.206	100%	DOPQST
50.728	1.7982	42	0.182	99.9%	CLNOPRST
51.025	1.7884	36	0.195	99.8%	CMOPRST
55.247	1.6613	29	0.184	98.2%	CGOPST
56.588	1.6251	807	0.191	100%	CGOPT
57.450	1.6027	128	0.191	100%	FHIOT
59.255	1.5581	83	0.221	100%	CDGHKMNT

1	2	3	5	6	7
61.155	1.5142	21	0.194	95.1%	СJLMT
62.819	1.4780	24	0.197	98.0%	LT
64.235	1.4488	30	0.184	99.4%	AJKT
65.019	1.4332	54	0.207	100%	EJQ

Как видно из рентгенограммы (рис. 3.2.2) и табл. 3.2.2 пики полученного цинкового концентрата (верхний график), совпадают с пиками рентгенограммы образца-эталоны (нижний график), что свидетельствует о наличии в исследуемом цинковом концентрате в основном минерала сфалерита, так как содержание сфалерита в составе, исследуемом флотоконцентрате составляет более 9 %, а содержание оксида свинца менее 3 %.

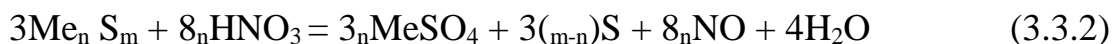
3.3. Термодинамический анализ протекающих процессов при азотнокислотном разложении свинцово-цинкового концентрата

При обработке основанный на применении азотнокислотного метода растворение железа, свинца, цинка, серы и мышьяка обеспечивает с последующим протеканием их химических преобразований. В результате взаимодействия с реакционной средой сера и мышьяк переходят в формы серной и мышьяковой кислот. Железо при этом вступает в реакцию с азотной кислотой с образованием нитратов и сульфатов железа.

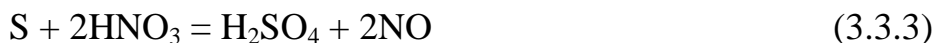
В промышленных условиях метод разложения сульфидов с помощью азотной кислоты уже внедрен на одном из обогатительных комбинатов, где он применяется для переработки молибденитовых концентратов. Это подтверждает технологическую эффективность и перспективы данного метода переработки сульфидных руд.

Согласно современным представлениям, окисление сульфидов азотной кислотой происходит с образованием сульфатов посредством следующих

реакций:



Избыток азотной кислоты, образующейся по реакции (3.3.1), сера окисляется до серной кислоты по реакции:

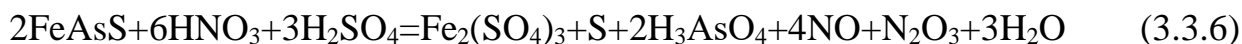


В согласии с уравнению реакции взаимодействия халькопирита с азотной кислотой:



возможно торможение выщелачивания оболочкой нерастворимых продуктов S^0 и Fe_2O_3 , покрывающих поверхность исходных сульфидов и образующихся при дефиците кислоты.

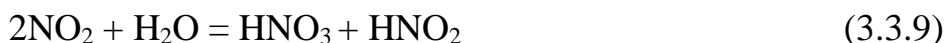
Окисление пирита и арсенопирита азотной кислотой можно представить уравнениями:



Оксиды азота, выделяющиеся в процессе взаимодействия азотной кислоты с концентратом, взаимодействуют с кислородом до высших валентностей:



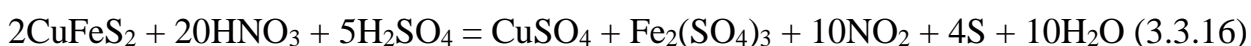
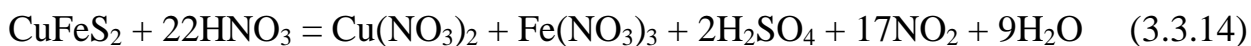
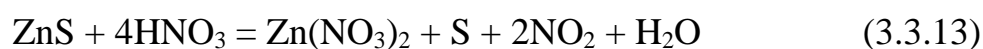
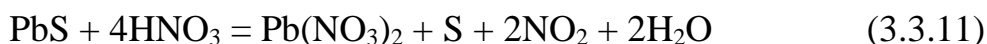
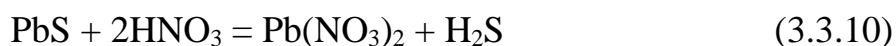
В последующем поглощении их водой образуются азотная и азотистая кислота по уравнению:



В термодинамических расчетах была показана возможность протекания реакций между этими минералами и азотной кислотой при атмосферном давлении в интервале температур 333-368 °К. Установлено, что повышение температуры способствует протеканию реакции.

В данной части работы изучен процесс азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата месторождения Зарнисор. В качестве объекта исследования использовался концентрат, полученный в результате флотации.

В основе процесса азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата лежат следующие реакции:



Чтобы оценить возможности протекания указанных реакций, был выполнен расчёт термодинамических функций процесса азотнокислотного разложения флотационного концентрата. В таблице 3.3.1 представлены исходные значения термодинамических функций компонентов, участвующих в реакциях (3.3.10)–(3.3.18). Результаты расчета термодинамических функций для процесса азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата приведены в таблице 3.3.1.

Согласно термодинамическим расчетам, выполненным с использованием метода Темкина–Шварцмана, все исследуемые компоненты могут вступать в реакцию с азотной кислотой в широком диапазоне температур.

Когда компоненты концентрата вступают в реакцию с азотной кислотой, сначала выделяются газы и образуется ряд побочных продуктов. В дальнейшем накопившаяся азотная кислота обеспечивает разложение

соединений свинца и цинка, способствуя тем самым образованию целевых продуктов.

Таблица 3.3.1

Термодинамические данные для исходных веществ и продуктов реакции

Вещество	$-\Delta H_f^\circ$, Дж/моль	ΔS_f° , Дж/(моль·К)
CuFeS ₂	-194,14	0,144
Cu(NO ₃) ₂	-157,61	0,202
CuSO ₄	-844,1	0,075
ZnS	-28,92	-29,90
FeS ₂	-163,18	0,053
PbS	7,58	-0,35
Fe ₂ (SO ₄) ₃	-2825,89	0,564
HNO ₃	-174,14	0,155
H ₂ SO ₄	-814,2	0,157
NO	90,25	0,21
NO ₂	33,5	0,240
H ₂ O	-285,8	0,07
S	272,89	0,16
Fe(NO ₃) ₃	-159,79	31,706
Pb(NO ₃) ₂	-99,36	73,47
H ₂ S	-9,6	49,16
Zn(NO ₃) ₂	-13,586	43,932
Fe(NO ₃) ₃	-159,79	31,706

Результаты расчёта термодинамических характеристик процесса азотнокислотного разложения свинцового концентрата приведены в таблице 3.3.2.

Проведенные расчеты показали, что рассматриваемые реакции протекают необратимо. Наиболее оптимальной температурой для осуществления процесса является 353 К. В целом процесс азотнокислотного разложения концентрата носит экзотермический характер.

Значения термодинамических функций азотнокислотного разложения
свинцового концентрата

1). $\text{PbS} + 2\text{HNO}_3 = \text{Pb}(\text{NO}_3)_2 + \text{H}_2\text{S}$					
Т, К	298	303	313	333	353
- ΔG_r , кДж/моль	9861,1	10027,9	10361,4	11028,4	11700,4
2). $\text{PbS} + 4\text{HNO}_3 = \text{Pb}(\text{NO}_3)_2 + \text{S} + 2\text{NO}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$					
Т, К	298	303	313	333	353
- ΔG_r , кДж/моль	10077,3	10236,4	10554,3	11190,7	11826,9
3). $\text{ZnS} + 2\text{HNO}_3 = \text{Zn}(\text{NO}_3)_2 + \text{H}_2\text{S}$					
Т, К	298	303	313	333	353
- ΔG_r , кДж/моль	13770,6	14494,9	14977,8	15943,5	16909,3
4). $\text{ZnS} + 4\text{HNO}_3 = \text{Zn}(\text{NO}_3)_2 + \text{S} + 2\text{NO}_2 + \text{H}_2\text{O}$					
Т, К	298	303	313	333	353
- ΔG_r , кДж/моль	30366,9	31020,5	31907,6	33955,2	36002,8
5). $\text{CuFeS}_2 + 22\text{HNO}_3 = \text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + \text{Fe}(\text{NO}_3)_3 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 17\text{NO}_2 + 9\text{H}_2\text{O}$					
Т, К	298	303	313	333	353
- ΔG_r , кДж/моль	149149,3	151711	156835,8	167084,6	177333,4
6). $3\text{CuFeS}_2 + 20\text{HNO}_3 = 3\text{Cu}(\text{NO}_3)_2 + 3\text{Fe}(\text{NO}_3)_3 + 6\text{S} + 5\text{NO} + 10\text{H}_2\text{O}$					
- ΔG_r , кДж/моль	248003,5	254303,1	262345,3	279507,6	296310,1
7). $2\text{CuFeS}_2 + 20\text{HNO}_3 + 5\text{H}_2\text{SO}_4 = \text{CuSO}_4 + \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + 10\text{NO}_2 + 4\text{S} + 10\text{H}_2\text{O}$					
- ΔG_r , кДж/моль	495557,9	503896,4	520573,1	553927,4	588551,4
8). $\text{FeS}_2 + 18\text{HNO}_3 = \text{Fe}(\text{NO}_3)_3 + 2\text{H}_2\text{SO}_4 + 15\text{NO}_2 + 7\text{H}_2\text{O}$					
- ΔG_r , кДж/моль	73312,9	77949,6	80623,3	85973,5	91317,7
9). $2\text{FeS}_2 + 30\text{HNO}_3 = \text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3 + \text{H}_2\text{SO}_4 + 30\text{NO}_2 + 14\text{H}_2\text{O}$					
- ΔG_r , кДж/моль	99433,5	101185,9	104690,8	111700,7	118710,5

Процесс взаимодействия компонентов концентрата с азотной кислотой протекает самопроизвольно (рис. 3.3.1), однако повышение температуры оказывает различное влияние на отдельные реакции. По мере повышения температуры на первом этапе реакции между азотной кислотой и пиритом свободная энергия Гиббса незначительно уменьшается, но при этом энергия Гиббса увеличивается во второй стадии при взаимодействии сульфида свинца и цинка с азотной кислотой. Повышение температуры способствует

протеканию побочных реакций (первая и вторая реакции), что положительно сказывается на степени разложения отдельных компонентов. В то же время чрезмерное повышение температуры отрицательно влияет на общий процесс азотнокислотного разложения.

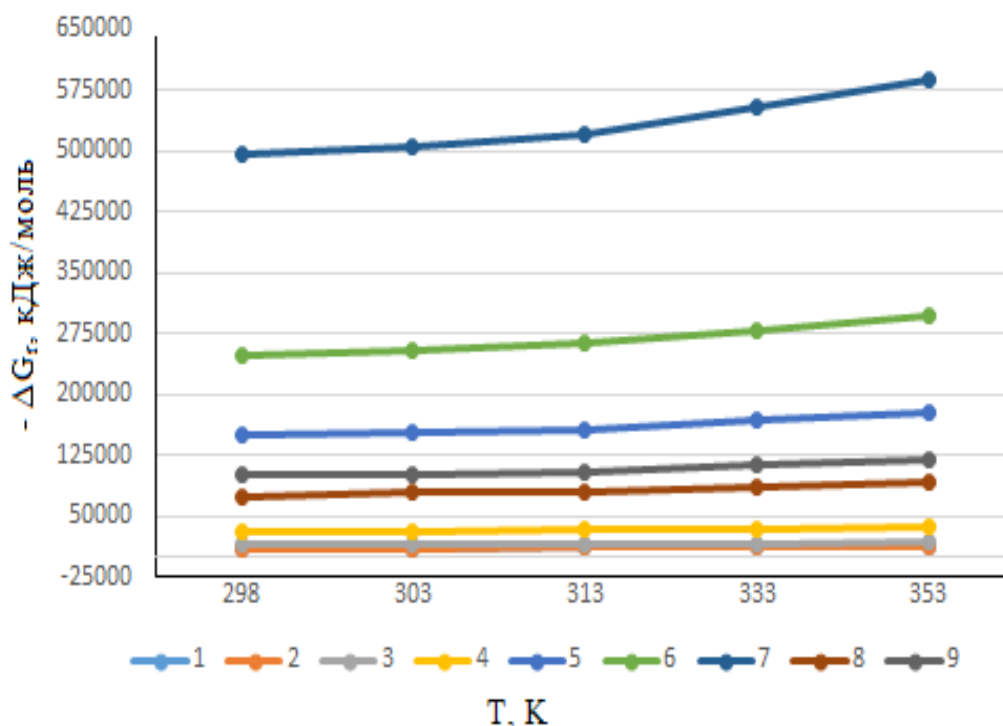


Рисунок 3.3.1. Влияние температуры на изменение энергии Гиббса.

Согласно результатам термодинамических расчетов, выполненных с использованием метода Темкина–Шварцмана, все исследуемые компоненты вступают в реакцию с азотной кислотой в различных температурных интервалах. В ходе реакций первоначально образуются свободный газ и побочные соединения, после чего под действием накопившейся азотной кислоты происходит разложение соединений свинца и цинка с последующим образованием целевых продуктов.

Результаты выполненных расчётов показали, что все рассматриваемые реакции протекают необратимо. Оптимальной температурой проведения процесса является 353 К. В целом, азотнокислотное разложение концентрата характеризуется экзотермическим.

3.4. Азотнокислотное выщелачивание свинцово-цинкового концентрата месторождения Зарнисор

Гидрометаллургические способы получения свинца и цинка являются сульфидные свинцово-цинковые руды. Наибольшее распространение имеют свинцово-цинковые и медно-свинцово-цинковые руды.

Гидрометаллургические методы позволяют избирательно извлекать металлы из минеральных руд с минимальными затратами реагентов, используя простое оборудование и низкие температуры. Это подтверждается примерами перевода золота из минералов в цианистые растворы, урана - в сернокислые и содовые, меди - в сернокислые растворы и т.д.

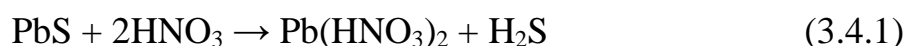
В процессах выщелачивания сульфидных концентратов одновременно происходит растворение выделяющейся элементарной серы. Исследованы условия достижения равновесия химических реакций выщелачивания и выявлены факторы, влияющие на скорость и протекание этих реакций. Установлено, что при выщелачивании сульфидных концентратов водным раствором хлорного железа эффективным способом извлечения ценных компонентов в раствор является поглощение выделяющейся серы органическими растворителями, однако эффективность этого процесса зависит от состава исходного сырья.

Выщелачивание служит первой технологической стадией гидрометаллургического получения свинца и цинка из сульфидных концентратов. Определение влияния температуры на степень выщелачивания имеет большое значение, поскольку скорость реакций большинства процессов значительно зависит от температуры, что существенно влияет на эффективность извлечения свинца и цинка.

Наиболее изученным кислотным процессом выщелачивания галенита является использование азотной кислоты, так как она эффективно окисляет сульфидные минералы. Благодаря высокой растворимости нитрата свинца, применение азотной кислоты обеспечивает хорошие результаты в

гидрометаллургической переработке свинецсодержащего сырья. В качестве окислителей применяют как непосредственно азотную кислоту, так и её соединения. Для предотвращения выделения нитрозных газов, процесс ведут в атмосфере кислорода, для чего разработан специальный аппарат, обеспечивающий содержание оксидов азота в воздухе на уровне фоновых значений. Испытаны различные методы регенерации растворителя с извлечением свинца в виде металла или свинецсодержащих соединений (сульфата, нитрата, диоксида), что позволяет практически полностью восстанавливать растворитель. Степень извлечения свинца в раствор достигает 96-99%, при этом определены оптимальные условия проведения процесса.

Взаимодействие азотной кислоты с галенитом протекает по реакции двойного замещения, в результате чего образуется более растворимый нитрат свинца и выделяется газообразный сероводород:



Также эффективно реагируют с галенитом соляная и серная кислоты, образуя малорастворимые соли хлорида и практически нерастворимый сульфат соответственно, с выделением газообразного H_2S .

В настоящей работе изучено влияние различных факторов в широких интервалах изменения параметров на выщелачивание свинцово-цинкового концентрата месторождения Зарнисор при разных условиях, которые приведены в таблице 3.4.1.

Реакция минералов галенит-сфалеритового состава с азотной кислотой изучена в интервале температур 25 – 80 °С при концентрации HNO_3 100-400 г/дм³. Свинцово-цинкового концентрата обрабатывали стехиометрическим количеством азотной кислоты в течение 80 мин. Извлечение свинца и цинка в раствор с повышением температуры от 25 до 80 °С изменяется следующим образом (рис. 3.4.1).

Таблица 3.4.1

Результаты изучения выщелачивания свинца и цинка из концентратов
месторождения Зарнисор

№ п/п	Продолжительность, мин.	Соотношение Т:Ж	Температура, °С	Концентрация HNO ₃ , г/дм ³	Содержание металлов в кеке, %		Степень извлечения металлов, %	
					Pb	Zn	Pb	Zn
1	120	1:5	25	400	37,31	2,45	35,8	30,4
2			30		28,8	1,93	51,4	45,2
3			40		20,16	1,41	67,3	60,9
4			60		9,98	0,79	83,8	78,5
5			80		3,26	0,39	94,4	88,9
6	30	1:5	80	400	27,38	1,84	52,9	47,7
7	60				17,25	1,22	70,3	65,3
8	100				7,07	0,60	87,9	82,9
9	120				3,26	0,36	94,4	89,7
10	160				3,04	0,37	94,8	89,5
11	120	1:5	80	100	38,04	2,49	34,5	29,3
12				200	24,48	1,67	57,9	52,5
13				300	12,3	0,93	78,8	73,6
14				350	5,92	0,55	89,8	84,4
15				400	2,91	0,35	95,0	90,0
16	120	1:3	80	400	29,19	1,96	49,8	44,3
17		1:4			15,4	1,11	73,5	68,5
18		1:5			4,18	0,40	92,8	88,6
19		1:6			2,96	0,37	94,9	89,5

При температуре 25 °С степень извлечения металлов составила: Pb – 35,8 % и Zn – 30,4 % соответственно. При увеличении температуры до 80 °С степень извлечения металлов заметно возрастает, составляя: Pb – 94,4 % и Zn – 88,9 %.

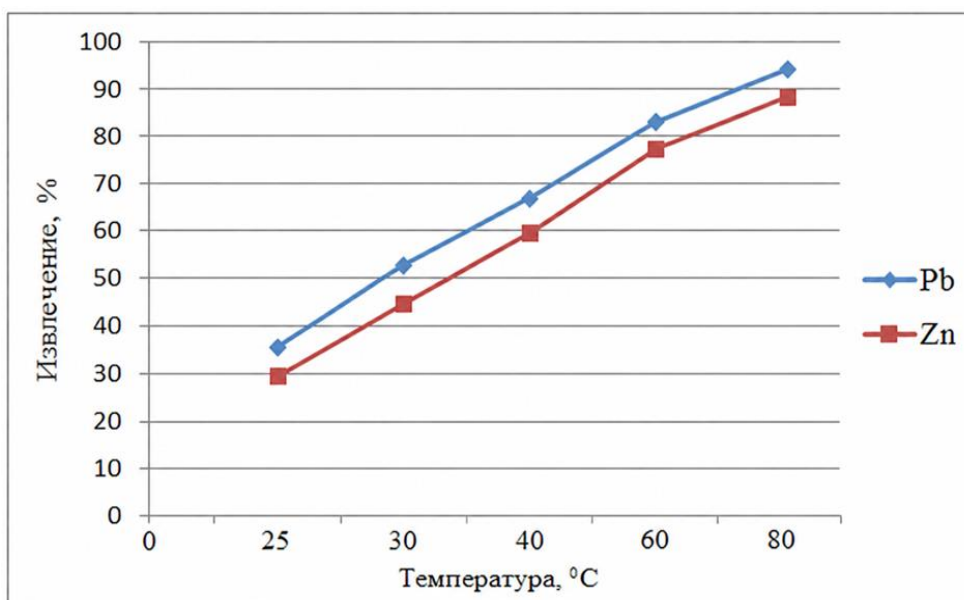


Рисунок 3.4.1. Зависимость степени извлечения свинца и цинка от температуры

В следующих опытах изучено влияние продолжительности процесса на степень извлечения свинца и цинка, входящих в состав флотаконцентрата. Результаты опытов приведены на (рис.3.4.2).

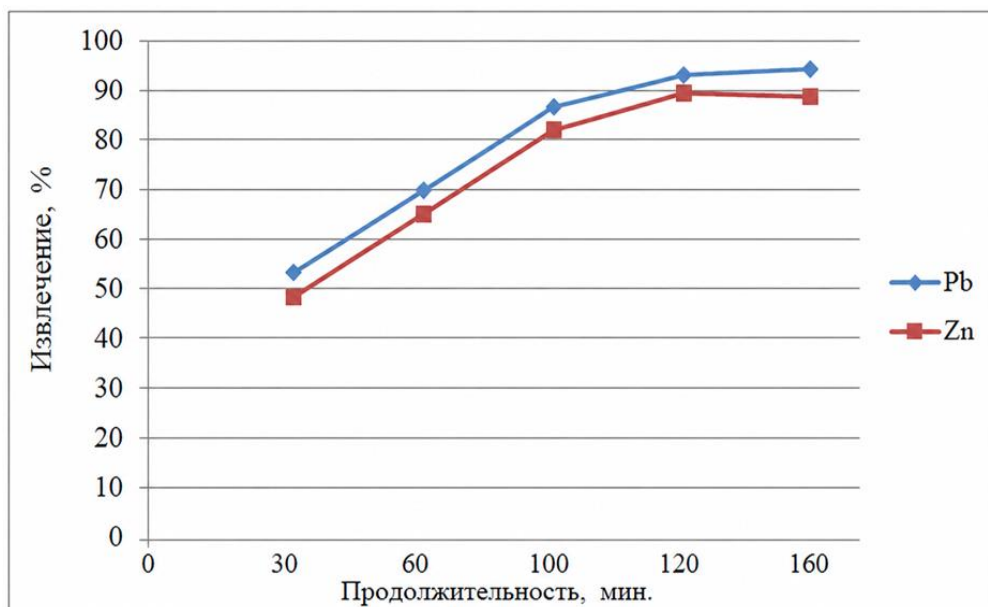


Рисунок 3.4.2. Зависимость степени извлечения свинца и цинка от продолжительности процесса

Степень извлечения при 30 минут составляет: Pb – 52,9 % и Zn – 47,7 %.

Как видно из (рис.3.4.2), максимальная степень извлечения металлов наблюдается при продолжительности процесса 120 минут и составляет: Pb – 94,4 % и Zn – 89,7 %. Дальнейшее увеличение продолжительности процесса не привело к существенным изменениям степени разложения минералов.

Влияние концентрации HNO_3 . С целью достижения наиболее полного разложения минералов из состава концентрата изучена зависимость степени извлечения свинца и цинка от концентрации азотной кислоты (рис.3.4.3). Концентрация азотной кислоты изменялась от 100 до 400 г/дм³. Как видно из рисунка, сульфидных минералов достаточно легко и полно разлагается при температуре 80 °С (120 мин) 63%-ной азотной кислотой. При этом максимальные значения извлечения свинца и цинка в раствор составили: Pb – 95,0 % и Zn – 90,0 %. Видимо, сопутствующие минералы в этих условиях разлагаются медленнее. При дальнейшем увеличении концентрации азотной кислоты скорость разложения сульфидных минералов не изменяется.

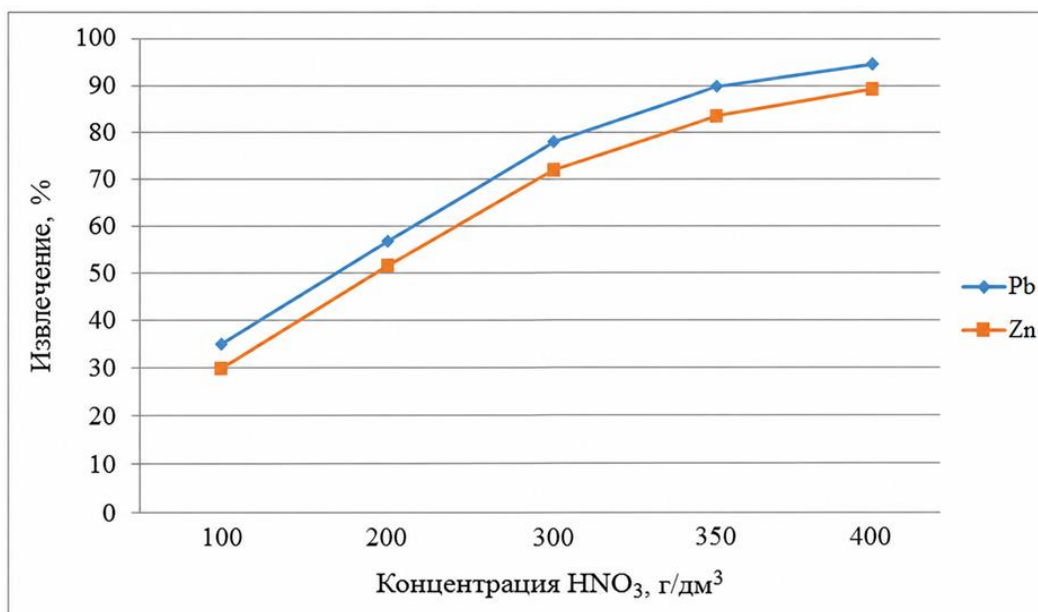


Рисунок 3.4.3. Зависимость степени извлечения свинца и цинка от концентрации кислоты

Влияние соотношения Т:Ж на процесс разложения минералов из состава концентрата (рис. 3.4.4) исследовали при концентрации азотной кислоты 400

г/дм³, температуре 80 °С, продолжительности процесса 120 минута. Оптимальным соотношением Т:Ж является 1:5, при котором достигнутые извлечения: Рb – 94,9 % и Zn – 89,5 %. При дальнейшем увеличении разжижения пульпы до соотношения Т:Ж = 1:6 степень извлечения свинца и цинка практически не меняется.

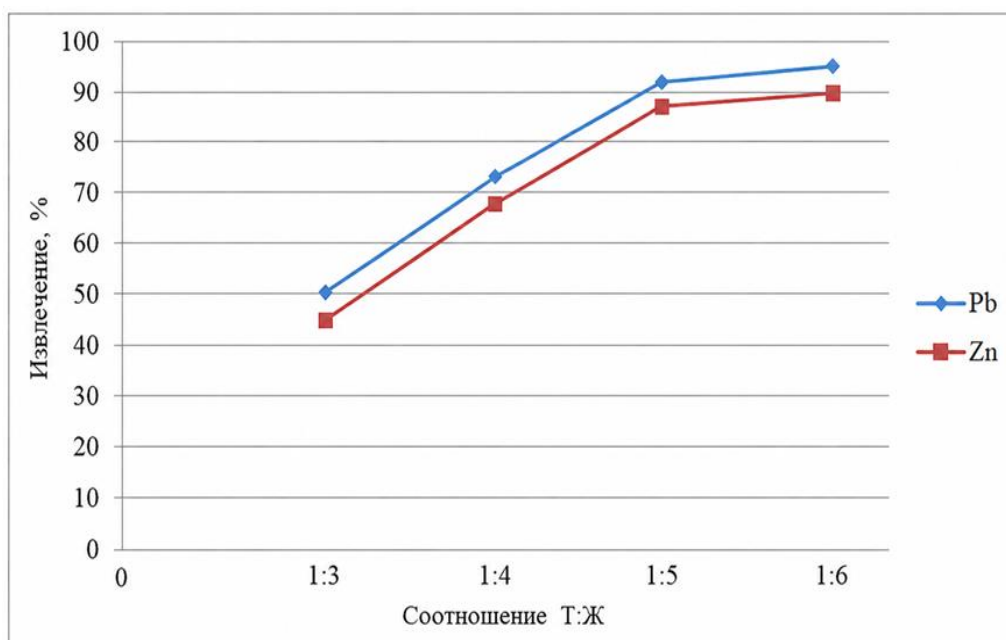


Рисунок 3.4.4. Зависимость степени извлечения свинца и цинка от соотношения Т:Ж

Исходя из результатов проведенных опытов можно рекомендовать следующие условия для азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата: температура – 80 °С; продолжительность процесса - 120 мин; концентрация азотной кислоты – 400 г/дм³ и соотношение Т:Ж 1:5.

3.5. Кинетика разложения свинцово-цинкового концентрата месторождения Зарнисор

Исследование включало анализ кинетики разложения свинцово-цинкового концентрата в азотнокислом растворе. В таблице 3.5.1 представлены обобщённые данные по воздействию температуры, времени

процесса, концентрации кислоты и соотношения твёрдой и жидкой фаз на процесс извлечения свинца из концентрата методом выщелачивания.

Таблица 3.5.1.

Результаты влияния физико-химических параметров на разложение концентратов

№	t, C ⁰	C _{HNO₃} , г/дм ³	τ, мин.	T:Ж	Степень выщелачивания Pb, %
1	25	400	120	1:5	40,1
2	40	400	120	1:5	64,7
3	60	400	120	1:5	85,6
4	80	400	120	1:5	94,6
6	80	200	120	1:5	58,3
7	80	300	120	1:5	80,2
8	80	400	120	1:5	95,3
9	80	400	60	1:5	70,5
10	80	400	80	1:5	78,4
11	80	400	120	1:5	93,9
12	80	400	120	1:4	73,5
13	80	400	120	1:5	92,8
14	80	400	120	1:6	93,4

Экспериментальные результаты, показывающие зависимость разложения концентрата от температуры и продолжительности процесса, иллюстрированы на (рис. 3.5.1).

Как следует из графика, повышение температуры существенно ускоряет процесс разложения. В исследованном температурном диапазоне степень извлечения Pb возрастает от 40,1 до 94,6 %. Кинетические кривые разложения при температурах от 25 до 40 °С характеризуются линейным видом, тогда как при температурах выше 60 °С они сначала похожи, но затем приобретают

параболическую форму. Эти кривые хорошо аппроксимируются уравнением первого порядка Ерофеева-Кольмогорова:

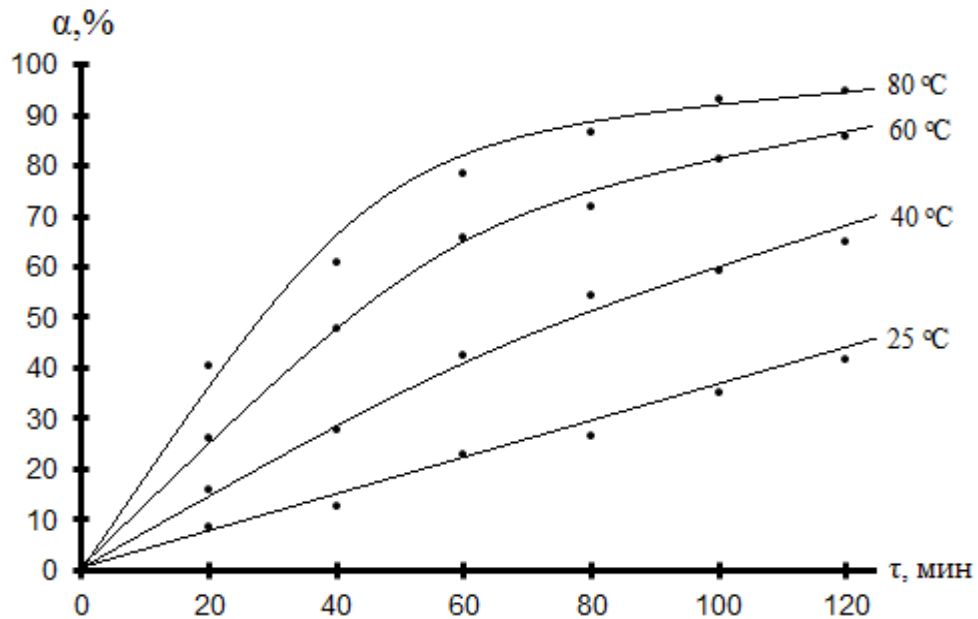


Рисунок. 3.5.1. Кинетические кривые разложения концентрата при различных температурах.

$$\frac{d\alpha}{d\tau} = K(1 - \alpha) \quad (3.5.1)$$

где α - степень извлечения.

τ - время, мин.

K - константа скорости.

После математических преобразований можно представить это уравнение в виде:

$$\lg(1-\alpha) = \frac{K\tau}{2.303} \quad (3.5.2)$$

Из графика зависимости $\lg\left(\frac{1}{1-\alpha}\right)$ от времени (τ) (рис. 3.5.1) были найдены значения констант скоростей. Зависимость константы скорости реакции от температуры может быть описана уравнением Аррениуса, в виде:

$$K = K_0 \cdot e^{-\frac{E}{RT}} \quad (3.5.3)$$

или:

$$\lg k = \lg k_0 - \frac{E}{2,303RT}, \quad (3.5.4)$$

где: R – универсальная газовая постоянная, кДж/моль;

T – абсолютная температура, К.

Как видно из графика зависимости константы скорости от температуры в координатах $\lg K - \frac{1}{T}$ (рис 3.5.2) почти все экспериментальные точки хорошо укладываются на прямую линию.

Величины энергии активации, определены по тангенсу угла наклона прямой и по формуле:

$$E = \frac{2,3RT_2T_1}{T_2 - T_1} \lg \frac{K_2}{K_1} \quad (3.5.5)$$

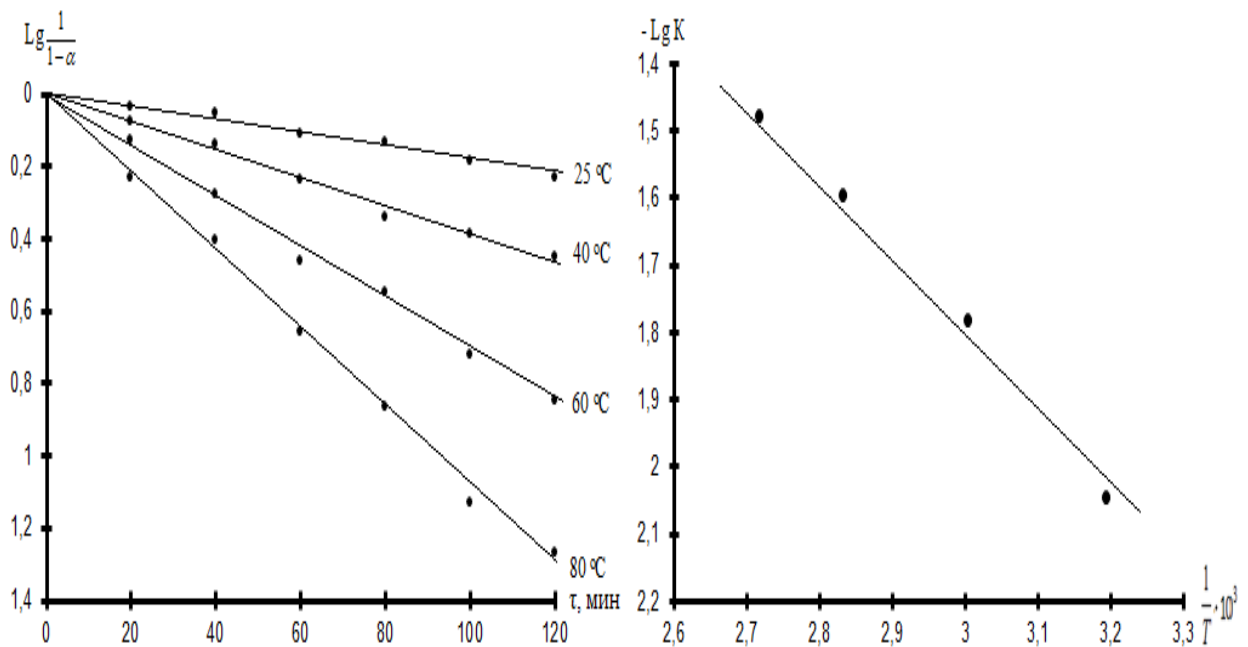


Рис. 3.5.2. Зависимость а) $\text{Lg} \frac{1}{1-\alpha}$ от времени ; б) $\text{Lg} K$ от обратной абсолютной температуры.

Исходя из угла наклона прямой, была определена кажущаяся энергия активации (E), которая равняется 32,64 кДж/моль. Такое значение энергии активации указывает на то, что процесс разложения протекает в переходной (диффузионно-кинетической), области то есть скорость разложения определяется одновременно химической стадией и массопереносом. Значение энергии активации и зависимость скорости разложения от температуры подтверждают, что процесс проходит в диффузионно-кинетической области.

Проведённые исследования позволяют понять механизм разложения минералов и формируют базу для создания технологии извлечения свинца и цинка из полиметаллического концентрата руды месторождения Зарнисор.

3.6. Математическое моделирование процесса азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата

Подготовка исходных данных для математического моделирования процесса азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата включает систематизацию результатов экспериментальных исследований и формирование расчетной таблицы, пригодной для последующей статистической обработки. В качестве независимых переменных приняты технологические параметры процесса: температура выщелачивания, продолжительность контакта твердой и жидкой фаз, концентрация HNO_3 и соотношение Т:Ж. В качестве зависимых переменных, или откликов модели, рассматриваются степени извлечения свинца и цинка в раствор, выраженные в процентах.

Для построения математической модели исходная информация должна быть представлена в унифицированной форме, где каждому экспериментальному опыту соответствует одна строка наблюдений. Такой подход позволяет корректно выполнить кодирование факторов, установить диапазоны их изменения и в дальнейшем рассчитать коэффициенты регрессионных уравнений. Экспериментальные данные, использованные для дальнейшего расчёта, приведены в таблице 3.6.1.

Таблица 3.6.1.

Исходные и расчётные экспериментальные данные для построения математической модели

№ опыта	τ , мин	Т:Ж (R)	T, °C	$C_{(\text{HNO}_3)}$, г/дм ³	Y_{Pb} , %	Y_{Zn} , %
1	120	1:5 – 5	25	400	35,8	30,4
2	120	1:5 – 5	30	400	51,4	45,2
3	120	1:5 – 5	40	400	67,3	60,9
4	120	1:5 – 5	60	400	83,8	78,5
5	120	1:5 – 5	80	400	94,4	88,9
6	30	1:5 – 5	80	400	52,9	47,7
7	60	1:5 – 5	80	400	70,3	65,3
8	100	1:5 – 5	80	400	87,9	82,9
9	120	1:5 – 5	80	400	94,4	89,7
10	160	1:5 – 5	80	400	94,8	89,5
11	120	1:5 – 5	80	100	34,5	29,3
12	120	1:5 – 5	80	200	57,9	52,5
13	120	1:5 – 5	80	300	78,8	73,6
14	120	1:5 – 5	80	350	89,8	84,4
15	120	1:5 – 5	80	400	95,0	90,0
16	120	1:3 – 3	80	400	49,8	44,3
17	120	1:4 – 4	80	400	73,5	68,5
18	120	1:5 – 5	80	400	92,8	88,6
19	120	1:6 – 6	80	400	94,9	89,5

Для дальнейших расчетов в качестве факторов модели приняты обозначения T – температура процесса, τ – продолжительность выщелачивания, C – концентрация азотной кислоты и R – соотношение Т:Ж. В качестве откликов модели приняты Y_{Pb} – степень извлечения свинца и Y_{Zn} –

степень извлечения цинка. Сводная характеристика используемых переменных приведена в таблице 3.6.2.

Таблица 3.6.2.

Обозначение факторов и откликов математической модели

Обозначение	Параметр	Единица измерения	Диапазон изменения
T	Температура процесса	°С	25–80
τ	Продолжительность выщелачивания	мин	30–160
C	Концентрация HNO_3	г/дм ³	100–400
R	Соотношение Т:Ж	–	1:3–1:6
Y_{Pb}	Степень извлечения свинца	%	34.5–95.0
Y_{Zn}	Степень извлечения цинка	%	29.3–90.0

Подготовка исходных данных сводится к формированию полной экспериментальной базы наблюдений, выделению входных факторов и выходных параметров, а также приведению всех величин к единой расчетной форме.

Перечисленные таблицы содержат полный набор исходных данных, необходимый для дальнейшего перехода к этапу кодирования факторов и расчёта коэффициентов регрессионных уравнений.

Кодирование осуществляли по общепринятой формуле:

$$x_i = \frac{(X_i - X_{0i})}{\Delta X_i}, \quad 3.6.1$$

где x_i – кодированное значение фактора; X_i – натуральное значение фактора; X_{0i} – центральное значение фактора; ΔX_i – интервал варьирования.

В качестве независимых переменных были приняты: x_1 – температура процесса T , °С; x_2 – продолжительность выщелачивания τ , мин; x_3 – концентрация HNO_3 , г/дм³; x_4 – соотношение Т:Ж.

Центральные значения факторов и интервалы варьирования определяли по минимальным и максимальным экспериментальным уровням. Для

температуры принимали $X_{01} = 52,5$ и $\Delta X_1 = 27,5$; для продолжительности процесса $X_{02} = 95$ и $\Delta X_2 = 65$; для концентрации азотной кислоты $X_{03} = 250$ и $\Delta X_3 = 150$; для соотношения Т:Ж $X_{04} = 4,5$ и $\Delta X_4 = 1,5$. На основании этих величин были получены следующие расчетные выражения:

$$x_1 = \frac{(T - 52,5)}{27,5}; \quad x_2 = \frac{(\tau - 95)}{65}; \quad x_3 = \frac{(C - 250)}{150}; \quad x_4 = \frac{(R - 4,5)}{1,5}.$$

Полученные кодированные значения факторов использовали при дальнейшем построении линейных и регрессионных моделей для *Pb* и *Zn*. Итоговые данные кодирования по всем опытам приведены в таблицах 3.6.3 и 3.6.4.

Таблица 3.6.3.

Центральные значения и интервалы варьирования факторов

Фактор	Обозначение	$X_{\text{мин.}}$	X_0	ΔX
Температура, °С	x_1	25	52,5	27,5
Продолжительность, мин	x_2	30	95	65
Концентрация HNO_3 , г/дм ³	x_3	100	250	150
Соотношение Т:Ж	x_4	3	4,5	1,5

После кодирования выполнено построение частных зависимостей степени извлечения свинца и цинка от отдельных технологических факторов. С помощью этих зависимостей можно оценить характер влияния каждого параметра на полноту перевода металлов в раствор при фиксированных значениях остальных условий. В качестве переменных были рассмотрены параметры процесса. Для каждой из указанных переменных использованы экспериментальные данные, полученные при последовательном изменении только одного фактора, тогда как остальные параметры сохранялись постоянными. Полученные графические зависимости служат основой для последующего подбора аппроксимирующих уравнений и установления области оптимальных значений параметров процесса.

Таблица 3.6.4.

Кодированные значения факторов по экспериментальным опытам

№	T	T	C	R	x ₁	x ₂	x ₃	x ₄	
1	25	120	400	5	-1.000	0.385	1.000	0.333	
2	30				-0.818				
3	40				-0.455				
4	60				0.273				
5	80	30	100		1.000	-1.000			
6						60			-0.538
7						100			0.077
8						120			0.385
9		160	1.000						
10		120	100		0.385	-1.000			
11			200	-0.333					
12			300	0.333					
13			350	0.667					
14		400	3	1.000	-1.000				
15	4				-0.333				
16	5				0.333				
17	6				1.000				
18									
19									

Приведенные зависимости использованы как для визуального анализа, так и для последующего расчета уравнений тренда второго порядка отдельно для свинца и цинка. В дальнейшем по этим графикам целесообразно определить коэффициенты аппроксимации, рассчитать коэффициенты детерминации и сопоставить экспериментальные значения с расчетными. Это позволит перейти от качественного описания влияния факторов к количественной математической модели процесса азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата.

После построения частных зависимостей следующим этапом математической обработки экспериментальных данных является подбор

аппроксимирующих уравнений тренда, который позволяет количественно описать изменение степени извлечения свинца и цинка при варьировании отдельных технологических параметров процесса азотнокислотного выщелачивания. В качестве аппроксимирующей функции для всех частных зависимостей принят полином второго порядка вида $Y = aX^2 + bX + c$, поскольку анализ графиков, построенных по данным литературы показывает нелинейный характер возрастания степени извлечения с последующим выходом в область насыщения.

Качество аппроксимации оценивали по коэффициенту детерминации R^2 . Полученные значения R^2 близки к единице, что свидетельствует о хорошем согласовании расчётных зависимостей с экспериментальными данными и подтверждает корректность выбранной формы уравнений. Наиболее высокие значения R^2 получены для зависимостей от продолжительности процесса и концентрации кислоты, тогда как для температуры и соотношения Т:Ж точность также остаётся достаточно высокой и пригодной для инженерных расчётов и интерпретации результатов.

Результаты подбора уравнений тренда для свинца и цинка приведены в таблице 3.6.5.

Для всех исследованных факторов получены уравнения тренда второго порядка, позволяющие рассчитывать промежуточные значения степени извлечения Pb и Zn в пределах изученных интервалов. Знак отрицательного коэффициента при квадратичном члене во всех случаях указывает на постепенное замедление роста степени извлечения по мере приближения к области максимума. Практически это означает, что дальнейшее увеличение температуры, времени выщелачивания, концентрации азотной кислоты или степени разжижения пульпы после достижения оптимального диапазона уже не приводит к существенному приросту извлечения металлов.

После анализа частных зависимостей и подбора аппроксимирующих уравнений следующим этапом математической обработки экспериментальных данных является построение общей регрессионной модели. Такой подход даёт

возможность перейти от описания отдельных однофакторных зависимостей к единой математической схеме, пригодной для оценки суммарного действия всех исследованных технологических параметров.

Таблица 3.6.5.

Уравнения тренда для степени извлечения свинца и цинка

Фактор	Металл	Уравнение тренда	R ²
Температура, T	Pb	$Y_{Pb} = -0.01877T^2 + 2.96134T - 23.36792$	0.9856
	Zn	$Y_{Zn} = -0.01836T^2 + 2.92717T - 28.60300$	0.9897
Продолжительность, τ	Pb	$Y_{Pb} = -0.003055\tau^2 + 0.91111\tau + 27.72055$	0.9972
	Zn	$Y_{Zn} = -0.003148\tau^2 + 0.92870\tau + 22.04023$	0.9965
Концентрация HNO ₃ , C	Pb	$Y_{Pb} = -0.0001909C^2 + 0.30135C + 5.96748$	0.9981
	Zn	$Y_{Zn} = -0.0001798C^2 + 0.29626C + 1.16535$	0.9984
Соотношение Т:Ж, R	Pb	$Y_{Pb} = -5.400R^2 + 64.060R - 94.420$	0.9938
	Zn	$Y_{Zn} = -5.825R^2 + 67.995R - 108.015$	0.9916

В качестве независимых переменных в модели использовали кодированные факторы x_1 , x_2 , x_3 и x_4 , соответствующие технологические параметры процесса. Применение кодированных переменных обеспечивает сопоставимость коэффициентов регрессии и позволяет более корректно оценивать вклад каждого фактора в изменение отклика. В качестве функций отклика принимали степень извлечения свинца Y_{Pb} , % и степень извлечения цинка Y_{Zn} , %.

Общий вид линейной регрессионной модели для исследуемого процесса представлен выражением:

$$Y = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + b_4x_4, \quad 3.6.2$$

где b_0 – свободный член уравнения, b_1 , b_2 , b_3 и b_4 – коэффициенты регрессии, характеризующие влияние соответствующих факторов. На основе экспериментальных данных были рассчитаны отдельные регрессионные уравнения для свинца и цинка.

В результате обработки экспериментальной таблицы получено, что общая регрессионная модель для свинца имеет вид:

$$Y_{Pb} = 25,01 + 22,28x_1 + 23,13x_2 + 26,11x_3 + 25,91x_4 \quad 3.6.3$$

Для цинка аналогичное уравнение записывается следующим образом:

$$Y_{Zn} = 19,30 + 22,74x_1 + 23,10x_2 + 26,23x_3 + 26,01x_4 \quad 3.6.4$$

Полученные зависимости показывают, что все четыре исследованных фактора положительно влияют на извлечение обоих металлов, а наибольший вклад в пределах изученного интервала вносят концентрация азотной кислоты и соотношение Т:Ж.

Для количественной оценки качества аппроксимации были определены коэффициенты детерминации. Для модели извлечения свинца значение R^2 составило 0,899, а для модели извлечения цинка – 0,901. Полученные значения свидетельствуют о хорошем согласовании регрессионных уравнений с экспериментальными данными и позволяют использовать построенные модели для инженерной интерпретации и ориентировочного прогноза степени извлечения металлов в пределах исследованной области факторов.

С целью практического использования модели кодированные уравнения также представлены и в натуральной форме. После перехода от кодированных переменных к натуральным параметрам получены следующие выражения:

$$Y_{Pb} = -172,59 + 0,810T + 0,356\tau + 0,174C + 17,276R \quad 3.6.5$$

$$Y_{Zn} = -179,63 + 0,827T + 0,355\tau + 0,175C + 17,342R \quad 3.6.6$$

где T – температура, °С; τ – продолжительность процесса, мин; C – концентрация HNO_3 , г/дм³; R – числовое значение соотношения Т:Ж.

Анализ коэффициентов полученных уравнений показывает, что повышение температуры, увеличение продолжительности выщелачивания, рост концентрации азотной кислоты и переход к более высокому значению

Т:Ж сопровождаются возрастанием степени извлечения как свинца, так и цинка. Вместе с тем следует учитывать, что исходная экспериментальная схема в основном основана на последовательном варьировании факторов, поэтому построенные общие линейные модели корректно описывают общий тренд процесса, но не претендуют на полное раскрытие эффектов взаимодействия между переменными.

Далее, построение общей регрессионной модели позволило объединить результаты всех опытов (таблица 3.6.6) в единую математическую форму и установить количественные зависимости степени извлечения Pb и Zn от основных технологических факторов.

Таблица 3.6.6.

Коэффициенты общей регрессионной модели для Pb и Zn

Металл	b_0	b_1	b_2	b_3	b_4	R^2
<i>Pb</i>	25,01	22,28	23,13	26,11	25,91	0,899
<i>Zn</i>	19,30	22,74	23,10	26,23	26,01	0,901

Проверку адекватности полученной общей регрессионной модели проводили путем сопоставления экспериментальных и расчетных значений степени извлечения свинца и цинка, а также анализа остатков, определяемых как разность между экспериментальным и рассчитанным значениями отклика. Для свинца использовали уравнение (3.6.3), для цинка – уравнение (3.6.4). Величину остатка рассчитывали по выражению $\varepsilon = Y_{\text{эксп.}} - Y_{\text{расч.}}$. Чем меньше абсолютное значение остатка, тем выше степень согласования модели с экспериментальными данными. Для дополнительной количественной оценки были определены коэффициенты детерминации R^2 , среднеквадратичная ошибка аппроксимации (RMSE) и средняя абсолютная ошибка (MAE). Для модели свинца получены значения $R^2 = 0,899$, $RMSE = 6,50$ и $MAE = 5,39$, для модели цинка – $R^2 = 0,901$, $RMSE = 6,49$ и $MAE = 5,39$. Указанные значения свидетельствуют о хорошем соответствии линейной регрессионной модели

экспериментальным данным и подтверждают возможность ее использования для приближенного прогнозирования степени извлечения металлов в исследованной области изменения параметров процесса. Результаты сопоставления экспериментальных и расчетных значений приведены в таблице 3.6.7 и (рис. 3.6.1).

Таблица 3.6.7.

Сопоставление экспериментальных и расчётных значений степени извлечения свинца и цинка и величин отклонений

№ опыта	У _{Pb} , %	У _{Pb} , %	ε _{Pb}	У _{Zn} , %	У _{Zn} , %	ε _{Zn}
	Экспериментальных	Расчетных		Экспериментальных	Расчетных	
1	35,8	46,37	-10,57	30,4	40,34	-9,94
2	51,4	50,42	0,98	45,2	44,48	0,72
3	67,3	58,52	8,78	60,9	52,75	8,15
4	83,8	74,73	9,07	78,5	69,29	9,21
5	94,4	90,93	3,47	88,9	85,83	3,07
6	52,9	58,90	-6,00	47,7	53,84	-6,14
7	70,3	69,57	0,73	65,3	64,50	0,80
8	87,9	83,81	4,09	82,9	78,72	4,18
9	94,4	90,93	3,47	89,7	85,83	3,87
10	94,8	105,16	-10,36	89,5	100,04	-10,54
11	34,5	38,71	-4,21	29,3	33,37	-4,07
12	57,9	56,12	1,78	52,5	50,85	1,65
13	78,8	73,52	5,28	73,6	68,34	5,26
14	89,8	82,22	7,58	84,4	77,08	7,32
15	95,0	90,93	4,07	90,0	85,83	4,17
16	49,8	56,38	-6,58	44,3	51,14	-6,84
17	73,5	73,65	-0,15	68,5	68,48	0,02
18	92,8	90,93	1,87	88,6	85,83	2,77
19	94,9	108,20	-13,30	89,5	103,17	-13,67

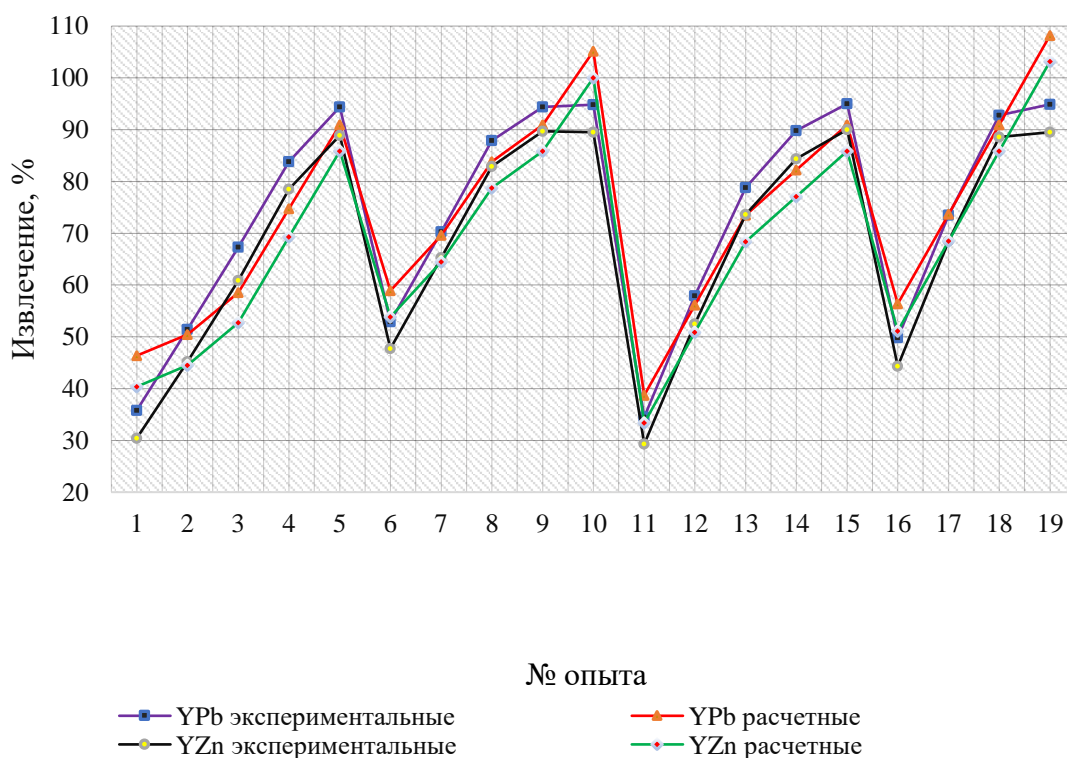


Рисунок 3.6.1. Сопоставление экспериментальных и расчетных значений Y_{Pb} и Y_{Zn}

Из таблицы и рисунка видно, что расчетные значения в целом удовлетворительно воспроизводят ход экспериментальных зависимостей. Наибольшие отклонения наблюдаются для отдельных опытов в области резкого изменения извлечения, что обусловлено тем, что использованная модель имеет линейный вид и не учитывает квадратичные эффекты и взаимодействия факторов.

Заключительным этапом математической обработки экспериментальных данных является нахождение оптимальных условий азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата. Как уже почеркнули под оптимальными условиями в данном случае понимают значения температуры, продолжительность процесса, концентрации азотной кислоты и соотношения Т:Ж, при которых достигается наибольшая степень извлечения свинца и цинка в раствор при сохранении технологической целесообразности режима.

3.7. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Зарнисор

По результатам комплекса проведенных теоретических и экспериментальных исследований, по флотационному обогащению, а также гидрометаллургической переработке концентрата, разработана и рекомендована комбинированная технологическая схема переработки свинцово-цинковой руды месторождения «Зарнисор» (рис. 3.7.1), направленная на получение высококачественного концентрата и готовой продукции.

Предложенная схема основывается на оптимизации операций подготовки руды, рациональном раскрытии полезных минералов друг от друга и от пустой породы при измельчении, улучшение селективности флотационного разделения свинца и цинка, а ещё использование азотнокислотного выщелачивания для переработки концентрата.

Подготовительный процесс обогащения руды осуществляется по трёхстадиальной схеме дробления. Первая и вторая стадия дробления осуществляется в открытом цикле, третья стадия - в замкнутом цикле с предварительно-поверочным грохочением, что предотвращает переизмельчение руды. Крупность дроблёной руды максимально составляет – 10 мм, что является оптимальным для последующего эффективного измельчения. Организация процесса таким образом, способствует равномерному формированию питания мельниц и повышает устойчивость последующих операций переработки.

Измельчение руды реализуется по двухстадиальной схеме с классификацией. На первой стадии измельчения получают продукт с размером частиц –0,074 мм с содержанием около 50 %, после чего пульпа поступает на классификацию. Во второй стадии измельчения применена классификация гидроциклоном, которая позволяет получить частиц класса –0,074 мм с содержанием до 75 % в сливе, что является оптимальным условием для флотации. Благодаря данной тонкости помола повышается степень раскрытия

минералов галенита и сфалерита от пустой породы и друг от друга, а также для минимизации потерь полезных компонентов с хвостами. Вместе с тем, выбранная крупность обеспечивает рациональный баланс между раскрытием минералов и предотвращением избыточного шламообразования, способного ухудшать флотационные показатели.

Обогащение флотационным методом осуществляется по прямой селективной схеме с последовательным выделением свинцового и цинкового концентратов. Цикл свинцовой флотации включает основную флотацию, контрольную флотацию и три стадии перечистки, обеспечивающие получение свинцового концентрата высокого качества. С целью повышения селективности разделения свинцовых и цинковых минералов применяется депрессия минералов цинка в свинцовом цикле комбинацией реагентов сульфита натрия и цинкового купороса в оптимальном соотношении 1:2,5 а в качестве собирателя используется бутиловый ксантогенат калия, обеспечивающий эффективное извлечение галенита в концентрат.

Хвосты свинцового цикла направляются в цинковый цикл, где сфалерит активируют медным купоросом. Флотация цинкового цикла проводится следующим образом: основная флотация, три перечистки концентрата и две контрольные операции, что обеспечивает максимальную извлечение цинка и снижение его потерь с отвальными хвостами. Для уменьшения примесей пустой породы и повышения качества цинкового концентрата в перечистные операции вводится известь для подавления силикатной примеси, что позволяет снизить содержание диоксида кремния в концентрате.

Особое место в рекомендуемой технологической схеме занимает гидрOMETаллургическая переработка свинцового концентрата методом азотнокислотного выщелачивания, направленная на перевод целевых компонентов в растворимую форму и получение высоких показателей извлечения. На основе экспериментальных исследований установлены рациональные условия азотнокислотного разложения свинцово-цинкового концентрата: температура процесса 80 °С, продолжительность 120 мин,

концентрация азотной кислоты 400 г/дм³, соотношение твёрдого к жидкому Т:Ж = 1 : 5. Применение указанных параметров обеспечивает высокую степень извлечения металлов в раствор: Pb - до 95 %, Zn - до 90 %, что подтверждает эффективность выбранного направления гидromеталлургической переработки концентратов.

После завершения выщелачивания, пульпа подвергается фильтрации с разделением на продуктивный раствор (фильтрат), содержащий растворённые соединения свинца и цинка, и твёрдый остаток (кек). Фильтрат направляется на последующие операции электролиз, и получение товарных соединений, а кек выводится в хвосты. Включение азотнокислотного выщелачивания в общую схему переработки позволяет повысить комплексность использования минерального сырья и снизить потери полезных компонентов.

В целом реализация рекомендуемой технологической схемы переработки руды месторождения «Зарнисор» обеспечивает рациональное сочетание процессов дробления, двухстадийного измельчения, селективной флотации и азотнокислотного выщелачивания концентрата. Предложенный подход способствует повышению устойчивости технологического режима, улучшению качества конечной продукции и увеличению суммарного извлечения свинца и цинка, что позволяет получать высококачественные концентраты и повышает эффективность промышленной переработки руды.

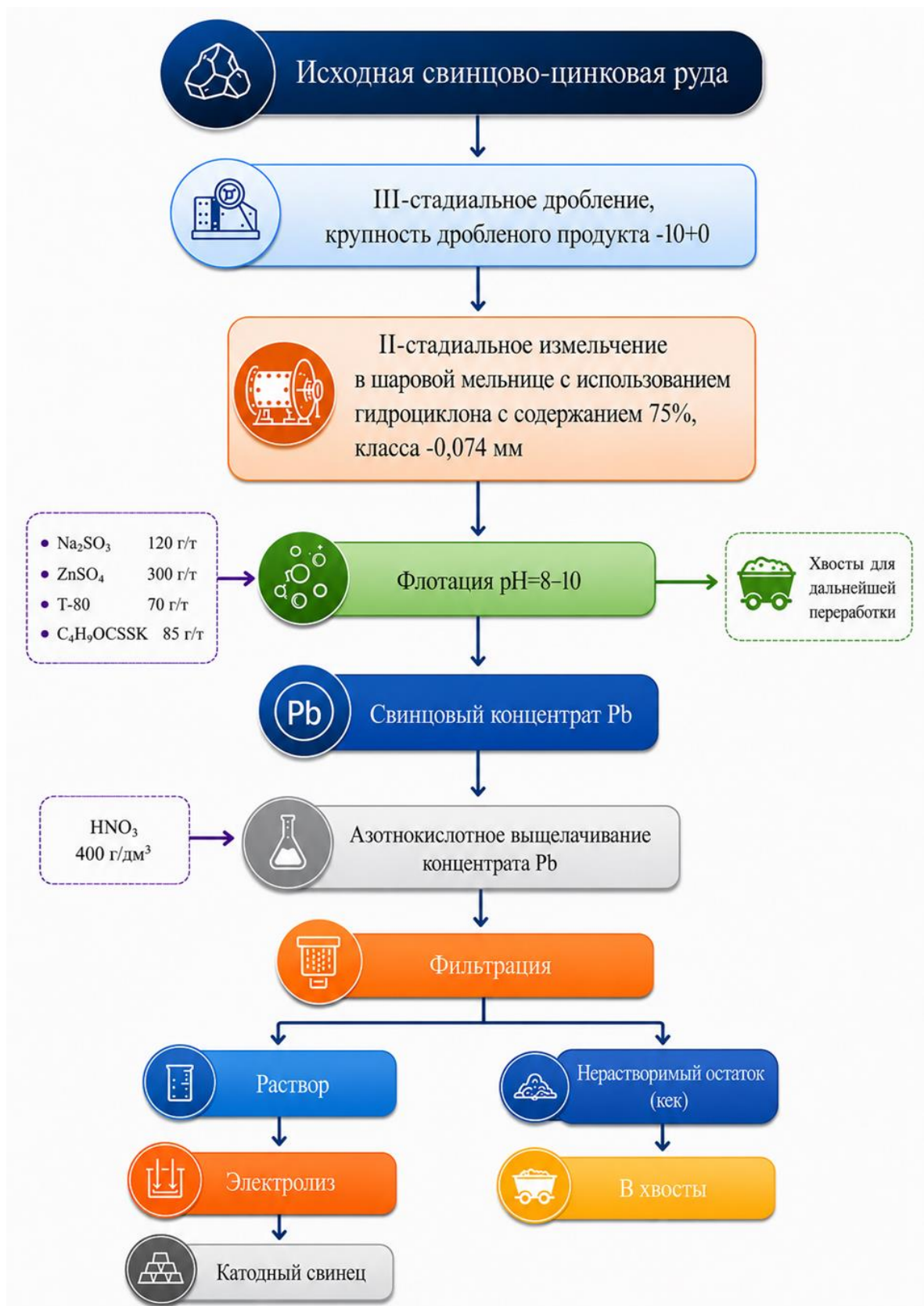


Рисунок 3.7.1. Рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения Зарнисор

3.8. Выводы по третьей главе

По результатам комплекса проведенных теоретических и экспериментальных исследований, приведенных в третьей главе, была разработана комбинированная технологическая схема переработки свинцово-цинковых руд месторождения «Зарнисор» и сформулированы следующие основные выводы по главе:

Оптимизация подготовительных процессов обогащения, включающая двухстадийное измельчение с повышением содержания класса $-0,074$ мм до 75 %, в сочетании с применением прямой селективной схемы флотации и рациональным реагентным режимом (депрессия минералов цинка в свинцовом цикле смесью Na_2SO_3 и ZnSO_4 и использование бутилового ксантогената калия в качестве собирателя), обеспечивает повышение степени раскрытия полезных минералов, увеличение селективности разделения галенита и сфалерита и получение кондиционных свинцового и цинкового концентратов при извлечении свинца 89,65 % и цинка 88,6 %, что существенно превосходит показатели одностадийной схемы измельчения и позволяет получать высококачественные свинцовые и цинковые концентраты.

Рентгенофазовым анализом установлены фазовый состав и особенности преобразований минералов в процессе обогащения. Подтверждено присутствие основных сульфидных минералов свинца и цинка, а также сопутствующих соединений, что позволяет использовать данные рентгенофазового анализа для контроля качества продуктов обогащения и оценки степени раскрытия полезных минералов.

Установлены оптимальные технологические условия азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрата месторождения «Зарнисор». Определено, что при температуре 80 °С, продолжительности процесса 120 мин, концентрации кислоты 400 г/дм³ и соотношении Т:Ж = 1 : 5 достигаются высокие значения извлечения металлов, составляющие для свинца до 95 %, для цинка до 90 %, что подтверждает перспективность гидрометаллургической переработки концентрата.

Исследованы термодинамические и кинетические закономерности процесса азотнокислотного разложения свинцового концентрата, а также выполнено математическое моделирование процесса. Результаты термодинамических расчётов показали, что все протекающие реакции являются необратимыми, а сам процесс разложения концентрата азотной кислотой носит экзотермический характер. На основе изучения температурной зависимости скорости реакции была рассчитана кажущаяся энергия активации процесса, составившая $E = 32,64$ кДж/моль. Полученное значение свидетельствует о протекании процесса преимущественно в диффузионно-кинетической области.

На основании совокупности экспериментальных данных предложена рекомендуемая технологическая схема переработки руды месторождения «Зарнисор». Схема включает оптимизированные режимы дробления и двухстадийного измельчения, селективную флотацию с рациональным реагентным режимом, получение кондиционных свинцового и цинкового концентратов и последующую гидрометаллургическую переработку свинцового концентрата, методом азотнокислотного выщелачивания. Реализация предложенной схемы обеспечивает повышение извлечения свинца и цинка, улучшение качества концентратов и повышение эффективности переработки сырья.

ОСНОВНЫЕ РЕЗУЛЬТАТЫ И ВЫВОДЫ

По итогам диссертационного исследования были достигнуты следующие ключевые научные и практические выводы:

1. Проведено комплексное исследование вещественного состава и технологических свойств свинцово-цинковых руд месторождений Зарнисор. Установлено, что руды относятся к сульфидному типу, характеризуются высокой крепостью (коэффициент по шкале Протодяконова 16–17), тонкой и неравномерной сульфидной минерализацией, а также значительным содержанием кварца и углистого вещества, что осложняет процессы раскрытия и селективного флотационного обогащения.

2. Установлено, что дроблёная руда месторождения «Зарнисор» характеризуется концентрацией основной массы полезных компонентов (до 64,5 %) в классе крупности $-15+5$ мм при одновременном присутствии значительного количества пустой породы, а также убогой и неравномерной сульфидной минерализацией, выраженной в тонком и равномерном распределении сульфидов во вмещающих породах; показано, что удаление кварца и углистого вещества из указанной фракции и применение предварительного обогащения в тяжёлых суспензиях позволяют повысить степень раскрытия и селективность последующей флотации, улучшить качество свинцового и цинкового концентратов и снизить потери полезных компонентов.

3. Разработана и экспериментально подтверждена рациональная схема селективной флотации свинцово-цинковых руд. Показано, что применение прямой селективной схемы флотации с депрессией минералов цинка в свинцовом цикле сочетанием сульфита натрия и цинкового купороса, позволяет получить свинцовый концентрат с содержанием Pb до 66,31 % при извлечении свинца 89,65 %, а также цинковый концентрат с содержанием Zn до 56,26 % при извлечении цинка 88,6 %.

4. Изучены физико-химические закономерности азотнокислотного выщелачивания свинцово-цинкового концентрат месторождения «Зарнисор».

Установлено влияние основных технологических факторов на процессы разложения минералов и извлечения целевых компонентов. Экспериментально подтверждена возможность достижения высокой степени извлечения свинца до 95 % и цинка до 90 %, что свидетельствует об эффективности предложенного гидрометаллургического подхода к переработке полиметаллических концентратов.

5. Установлены термодинамические и кинетические закономерности процесса разложения полиметаллического концентрата руды месторождения «Зарнисор». На основе температурной зависимости скорости реакции определена кажущаяся энергия активации, составившая 32,64 кДж/моль, что указывает на протекание процесса преимущественно в диффузионно-кинетической области. Термодинамический анализ показал, что реакции разложения носят необратимый и экзотермический характер. На основе экспериментальных данных разработана математическая модель процесса азотнокислотного выщелачивания, адекватно описывающая зависимость степени извлечения свинца и цинка от основных технологических параметров. Установлено удовлетворительное совпадение расчётных и экспериментальных данных, при этом отклонения носят несистематический характер и находятся в допустимых пределах для гидрометаллургических процессов, что подтверждает достоверность модели и возможность её применения для прогнозирования и оптимизации процесса

6. На основании проведённых исследований была разработана оптимальная технологическая схема переработки свинцово-цинковой руды месторождения «Зарнисор». Схема включает этапы дробления и измельчения сырья, а также флотацию, позволяющую получить свинцовый и цинковый концентраты. Свинцовый концентрат далее подвергается азотнокислотному выщелачиванию с последующей фильтрацией пульпы и направлением кека в хвостохранилище. Фильтрат направляется на электролиз с получением катодного свинца. Этот подход повышает эффективность извлечения ценных компонентов и делает технологию пригодной для промышленного применения.

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

1. Еникеев, М.Р. Минералого-геохимические особенности генезиса свинцово-цинкового оруденения Алтын-Топканского рудного поля / Еникеев М.Р. // Узб. геол. журнал. – 1975. – № 3. – С. 29-35.
2. Панышин А.М. Использование гравитационных методов и аппаратов в технологии обогащения полиметаллических руд / Панышин А.М., Евдокимов С.И., Солоденко А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2005. – № 12 – С. 281.
3. Шохин, В.Н. Гравитационные методы обогащения / Шохин В.Н., Лопатин А.Г. // – М. Недра, 1993. – С 298.
4. Шохин, В.Н. Новое в теории и технологии обогащения руд в суспензиях / Шохин В.Н. // –М.: Недра, 1977. – С. 121.
5. Кулебякин, Н.М. Основные этапы создания и совершенствования технологии обогащения алмазосодержащих руд и песков / Кулебякин Н.М., Прокопенко А.В. // Горный журнал. – 2001. – №5. – С. 49–52.
6. Монастырский, В.Ф. Экспериментальные исследования процессов обогащения алмазосодержащего сырья в тяжелосредних сепараторах / Монастырский В.Ф. // Материалы международного совещания «Плаксинские чтения –2007». – Апатиты, 2007. – С. 145-147.
7. Бадаев, Ю.С. Показатели эффективности обогащения руд в тяжелых суспензиях / Бадаев Ю.С., Гершман М.Д., Энгель Р.И. // Обогащение руд. – 1975. – №4. – С. 9-13.
8. Климов, В. В. Теоретические основы процессов разделения в гидроциклонах / Климов В. В. // Екатеринбург: УрО РАН, 2003. – С. 198.
9. Труды Международной конференции «Современные технологии обогащения минерального сырья»: сб. науч. трудов. – СПб.: Горный университет, 2018. – С. 542.
10. Абрамов, А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых / Абрамов А.А. // Т.2.

Технология переработки и обогащения полезных ископаемых. – М.: Горная книга, 2004. – С. 509.

11. Белых, З.П. Исследование свойств тяжелых суспензий из гранулированного ферросилиция применительно к обогащению несulfидной руды: автореф. дис. канд. техн. наук: 25.00.13 / Белых Зинаида Петровна // М., 1966. – С. 20.

12. Берг, А.О. Технология гравитационного обогащения / Берг А.О. // Учебное пособие. – М.: Недра, 1990. – С. 574.

13. Благова, З.С. Обогащения угля в магнетитовой суспензии и ее регенерация / Благова З.С. // Обогащение и брикетирование углей. – 1964. – №36. – С. 12-20.

14. Богданович, А.В. Теоретические основы и методы повышения разделения при гравитационном обогащении руд: дис. д-ра техн. наук эффективности: 25.00.13 / Богданович Александр Васильевич // СПб, 2002. – С. 342.

15. Бадалов Дж.Н. Предварительное обогащение руды месторождения «Зарнисор» гравитационным методом с целью улучшения качества конечного продукта. /Бадалов Дж.Н., Самихов Ш.Р. // Вестник Таджикского национального университета. Серия естественных наук Душанбе – 2024 №4. – С. 97-109.

16. Fengnian, Shi. Determination of ferrosilicon medium rheology and stability / Fengnian Shi // Minerals Engineering. – November 2016. – Vol. 98. – P. 60-70.

17. Тимофеев, А.С. Повышение эффективности тяжелосредной сепарации алмазосодержащего сырья за счет снижения интенсивности окисления ферросилиция: дис. канд. техн. наук: 25.00.13 / Тимофеев, А.С. // ИПКОН РАН, Москва – 2017. – С. 121.

18. Авдохин, В.М. Основы обогащения полезных ископаемых / Авдохин В.М. // Т.1. Учебник для ВУЗов. – М. Горная книга, 2008. – С. 417.

19. Верхотуров, М.В., Амелин С.А., Коннова Н.И. Обогащение алмазов / Верхотуров М.В., Амелин С.А., Коннова Н.И. // Учебное пособие. – ИПК СФУ, 2009. – С. 208.

20. Прокопьев, И.В. Разработка флотационной схемы обогащения свинцово-цинковой руды с использованием микробиологического воздействия: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / Прокопьев И.В. // Сибирский федеральный университет, – Красноярск – 2019. – С. 121.

21. Купеева Р.Д. Состояние и перспективы переработки свинцово-цинковых руд / Купеева Р.Д. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2009. – № 12. – С. 456-460.

22. Алгебраистова Н.К. Исследование влияния разрядно-импульсной обработки на структурно-химические свойства сульфидных минералов и их флотированность / Алгебраистова Н.К., Бурдакова Е.А., Романченко А.С., Маркова А.С., Колотушкин Д.М., Антонов А.В. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых - 2017. - № 4. – С. 145-152.

23. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения / А. А. Абрамов // М: МГГУ. Горная книга, 2008. – С. 710.

24. Абрамов А.А. Обогащение руд цветных металлов / Абрамов А. А., Леонов С. Б. // М.: Недра, 1991. – С. 407.

25. Бочаров В.А. Технологическая оценка основных направлений комплексной переработки упорных полиметаллических руд и продуктов / Бочаров В.А., Кузьмин В.А., Юшина Т.И., Игнаткина В.А., Хачатрян Л.С., Чантурия Е.Л., Вишкова А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2014. – № 12. – С. 81-91.

26. Тихонов В.А. Теория и практика комплексной переработки полезных ископаемых в странах Азии, Африки и Латинской Америки / Тихонов В. А. // М.: Недра, 1989. – С. 300.

27. Богданов А.С. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / Богданов А. С. // М.: Недра, 1984. – С. 358.

28. Клебанов О.Б.Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов / Клебанов О. Б. // М.: Недра, 1974. – С. 472.
29. Польшкин С.И.Технология обогащение руд цветных металлов / С. И. Польшкин, Э. В. Адамов, К. П. Ковачев, Н. И. Семков // М.: Недра, 1979. – С. 271.
30. Gupta A.Mineral Processing Design and Operation / A. Gupta, D. S. Yan// 2006. – P. 255-292.
31. Мотовилов И.Ю. Изучение вещественного состава и оценка гравитационной обогатимости окисленных полиметаллических руд месторождения РК. //Мотовилов И.Ю., Барменшинова М.Б., Телков Ш.А., Омар Р.С. // Горный журнал Казахстана. – 2024. № 19. – С. 51–58.
32. Bulatovic S.M.Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice / Bulatovic S. М. // Oxford: Elsevier, 2007. – P. 226.
33. Богданов А.С.Теория и технология флотации руд / Богданов А. С., Максимов И. И., Поднек А. К., Янис Н. А. // М.: Недра, 1990. – С. 363.
34. Шеттиби М. Об оптимальном значении рН при флотации галенита / Шеттиби М., Абрамов А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2002. – № 11. – С. 81.
35. Magdalinovic N. Cyanide elimination from lead-zinc flotation / Magdalinovic N., Trumic M., Petkovic Z., Rajic V. // European Journal of Mineral Processing and Environmental Protection – 2004. – Т. 4 – № 1 – С. 30-35.
36. Bustillo Revuelta M. Mineral Processing , 2018. – P. 423-530.
37. Maurice, N.; Kenneth C. Principles of Mineral Processing / Maurice, N.; Kenneth C. // SME – 2003. – P. 573.
38. Паньшин А.М. Новый реагентный режим флотационного обогащения руд на Мизурской ОФ / Паньшин А.М., Евдокимов С.И., Солоденко А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2005. – № 11. – С. 319.
39. Абрамов А.А.Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Том 3. Книга 2. Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co, Bi, Sb, Hg содержащие руды / . Абрамов А. А // М: МГГУ, 2005. – С. 470.

40. Бочаров, В.А. Технология обогащения полезных ископаемых / Бочаров В.А., Игнаткина В.А. // М. Руда и Металлы, 2007. Т. 2 – С. 408.
41. Седельникова Г.В. Новые достижения в области биотехнологии переработки минерального сырья. / Седельникова Г.В. // Санкт-Петербург, 2016. – С. 215–218.
42. Smith R.W. Recent Developments in the Bioprocessing of Minerals / Smith R.W., Misra M. // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review - 1993. - Т. 12 – № 1 – P.37-60.
43. Четвертикова Д.В. Извлечение цветных металлов из техногенных отходов Сибайского филиала Учалинского горно-обогатительного комбината / Четвертикова Д.В., Бакаева М.Д., Четвертиков С.П., Логинов О.Н. // Экология и промышленность России – 2014. – № 9 – С.4–6.
44. Deo N. Interaction of *Bacillus polymyxa* with some oxide minerals with reference to mineral beneficiation and environmental control / Deo N., Natarajan K.A. // Minerals Engineering - 1997. – Т. 10 – № 12 – P.1339–1354.
45. Deo N. Studies on interaction of *Paenibacillus polymyxa* with iron ore minerals in relation to beneficiation / Deo N., Natarajan K. // International Journal of Mineral Processing - 1998. – Т. 55 – № 1 – P.41–60.
46. Развязная А.В. Изучение влияния микроорганизмов на поверхность минералов / Развязная А.В., Алгебраистова Н.К., Гуревич Ю.Л., Теремова М.И., Михлин Ю.Л. // Журнал СФУ. Техника и технология – 2012. – Т. 5 – № 6 – С.668-672.
47. Алгебраистова Н.К. Селекция медно-молибденовых концентратов с использованием микробиологических приемов / Алгебраистова Н.К., Развязная А.В., Гуревич Ю.Л., Теремова М.И. // Обогащение руд – 2012. – № 3 – С. 15–18.
48. Алгебраистова Н.К. О влиянии культуры бактерий *Pseudomonas jaronica* на процесс селекции сульфидов / Алгебраистова Н.К., Развязная А.В., Теремова М.И., Мазурова Е.В. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 2016. – № 1 – С. 184-189.

49. Абрамов А.А. Пути повышения комплексности использования руд цветных металлов на основе совершенствования технологий их обогащения / Абрамов А.А. // Недропользование XXI – 2007. – № 5 – С.74.
50. Пахомова Г.А. Повышение глубины переработки свинцово-цинковых руд. / Пахомова Г.А. // 2015. – С. 512–515.
51. Чантурия В.А. Современное состояние и основные направления развития технологии комплексной переработки минерального сырья цветных металлов. / Чантурия В.А., Бочаров В.А. // Цветные металлы. – 2016. – № 11 (887). – С. 11-18.
52. Мязин В.П. Оценка технологической изученности комплексных полиметаллических руд Ново-Широкинского месторождения / Мязин В.П., Литвинцев С.А., Чернышева В.И. // Вестник Забайкальского государственного университета – 2015. – № 5 – С. 28.
53. Цветичанин Л. Влияние крупности галенита на кинетику флотации / Цветичанин Л., Вучинич Д., Лазич П., Костович М. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 2015. – № 3 – С. 151.
54. Глумова А.А. Повышение качества свинцового концентрата путем его перечистки на высокоградиентном магнитном сепараторе. / Глумова А.А. // Кемерово – 2014. – С. 85.
55. Xu L. Synergistic effect of mixed cationic/anionic collectors on flotation and adsorption of muscovite / Xu L., Hu Y., Tian J., Wu H., Wang L., Yang Y., Wang Z. // Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects – 2016. – Т. 492 – P. 181-189.
56. Pedain K.U. Synergistic effects of environmentally friendly collectors in the preconcentration step of a double float process on sedimentary phosphate ore. / Pedain K.U // 2014. – P. 139-147.
57. Игнаткина В.А. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний собирателей / Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О., Иванова П.Г., Хачатрян Л.С. // Обогащение руд – 2015. – №58. – С.18.

58. Бочаров В.А. Исследование применения ионогенных и неионогенных собирателей для повышения селективности флотации сульфидных руд / Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Пунцукова Б.Т. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2009. – № 12. – С. 457.
59. Мязин В.П. Изыскание новых селективных реагентов для повышения эффективности флотации свинцово-цинковых руд Ново-Широкинского месторождения / Мязин В.П., Литвинцев С.А. // Вестник Забайкальского государственного университета – 2017. – № 2 – С.4.
60. Luo X. The critical importance of pulp concentration on the flotation of galena from a low grade lead-zinc ore / Luo X., Feng B., Wong C., Miao J., Ma B., Zhou H. // Journal of Materials Research and Technology – 2016. – Т. 5 – № 2 – P.131– 135.
61. Евдокимов С.И. Применение льда при селективной флотации / Евдокимов С. И., Панышин А.М. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2009. – № 12 – С. 450.
62. Марченко Н.В. Metallurgy тяжелых цветных металлов [Электронный ресурс]: электрон. учеб. пособие /. Марченко Н. В, Вершинина Е. П., // трон. дан. (6 Мб). – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – С. 392.
63. Кенжалиев, Б. К. Глубокая переработка свинцово-цинковых руд и промпродуктов / Б. К. Кенжалиев, А. В. Шахов, С. А. Лавриненко. // Алматы Гылым, 2004. – С. 336.
64. Иванов, А. В. Современные технологии металлургии свинца и цинка/ Иванов А. В., Сидоров Н. А. // Цветные металлы. – 2018. – № 8. – С. 25–30.
65. Recovery of Zn and Fe from Steelmaking By-Products by Ar Plasma Smelting // MDPI Metals. – 2025. – P. 18.
66. Пяскулов, И.Н. Металлургия свинца и цинка. Ч 1. Металлургия свинца / Пяскулов И.Н. // изд. ЛГИ, 1988.
67. Гольдман, Г. М. Теория гидрометаллургических процессов / Гольдман Г. М., Зеликман А.Н. // М.: Металлургия, 1993. – С. 400.

68. Тарабаев, С.И. Труды института металлургии и обогащения АН Казахской ССР/ Тарабаев С.И., Шуров К.А., Медведков Б.Е. // Том 3. –1960.
69. Скрылев, Л.Д. Флотационное отделение ионов свинца от ионов свинца и меди/ Скрылев Л.Д. // Прикладная химия. – 1986. – том LIV, №10.
70. Ильина, Е.И. Современное состояние и перспектива развития рынка свинца / Е.И. Ильина // БИКИ. – 1989. – № 8. – С. 7–11.
71. Сычев, С.А. Вклад ВНИИцветмета в развитие свинцово – цинковой промышленности / Сычев С.А.// Журнал Цветной металлургии. – 1990. – №12. – С. 29.
72. Маргулис, П.Е. Переработка свинцовых пылей щелочным выщелачиванием свинца и его электролитическим восстановлением / Маргулис П.Е., Арчинова Э.А., Маргулис Е.В. // Комплексное использование минерального сырья. – 1987. – №5(107). – С. 42–45.
73. Сорокина, В.С. Гидрометаллургический способ переработки свинцового сырья ацетатными растворами / Сорокина В.С., Смирнов М.П. // Цветные металлы - 1990. – №6. – С. 28–29.
74. Макарова, С.Н. Последние достижения в производстве свинца. Экспресс информация. Серия III. Производство тяжелых цветных металлов / Макарова С.Н. // М.: ЦНИИЭИЦМ, 1982.
75. Schueler T. A. Leaching of Cu, Zn, and Pb from Sulfidic Tailings Under the Use of Sulfuric Acid and Chloride Solutions. / Schueler T. A., de Aguiar P. F., Vera Y. M., Goldman D. // *Journal of Sustainable Metallurgy*. – 2021. – Vol. 7. – P. 1471–1486.
76. Насымов, Г.Т. Кинетика азотнокислотного выщелачивания свинца из галенитсодержащих полиметаллических концентратов месторождения Кони Мансур: дис. канд. техн. наук / Насымов, Г.Т. // Душанбе. 2019. – С. 107.
77. Бейсембаев Б.Б. Комплексная переработка промпродуктов труднообогатимых свинцово-цинковых руд по малоотходной гидрометаллургической технологии. / Бейсембаев Б.Б., Горкун В.И., Катков Ю.А., Тыныбеков М.И. // Сборник научных трудов «Комбинированные

малоотходные процессы комплексной переработки труднообогатимых руд и продуктов тяжелых цветных металлов». - М.: Гос. НИИ цветных металлов, 1990. – С. 95–103.

78. Верхорунова А. В. Исследование процесса высокотемпературного выщелачивания цинкового сульфидного концентрата растворами серной кислоты. // Верхорунова А. В., Ключников А. М. // Горный журнал Россия. 2024. № 5. – С. 27–35.

79. Кононов, О. В. Селективная флотация кальцийсодержащих минералов / Кононов О. В., Барский Л.А. // М.: Недра, 1979. – С. 231.

80. Лаптев, Ю. В. Сера и сульфидообразование в гидromеталлургических процессах / Лаптев Ю. В., Сиркис А. Л, Колонин Г.Р. // Новосибирск: Наука, 1987. – С. 153.

81. Челишев, Н.Ф. Ионнообменные свойства минералов / Челишев Н.Ф. // М.: Наука, 1973. – С. 203.

82. Самихзода, Ш.Р. Азотнокислотное выщелачивание свинцово-цинковых концентратов месторождения Зарнисор / Самихзода, Ш.Р. Бадалов, Дж.Н. // Вестник филиала Московского государственного университета имени М.В. Ломоносова в городе Душанбе. Серия: Естественных и геологических наук том 1, №3(49) - 2025. - С. 60-68.

83. Набойченко С.С. Автоклавная гидromеталлургия цветных металлов. /Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М. // Т. 3 – 2009. – С. 281.

84. Набойченко С.С. Автоклавная гидromеталлургия цветных металлов. // Набойченко С.С., Я.М., Шнеерсон Я.М., Чугаев Л.В. // - Екатеринбург: ГОУ УГТУ-УПИ, 2002. – С. 940.

85. Прохоров А. М. Алтын-Топкан А – Ангоб. – М.: Советская энциклопедия, / Прохоров А. М. // 1969. – (Большая советская энциклопедия: [в 30 т.] 1969 – 1978, т.№1

86. Алтын-Топкан // Горная энциклопедия: в 5 т. / под ред. Е.А. Козловского. – Москва: Советская энциклопедия, 1984–1991. – ISBN 5-85270-007-X.

87. Мутавалиев А.Т. Минералогическая и геохимическая зональность на месторождениях Альтынтопканского рудного узла (Северный Таджикистан) / Мутавалиев А.Т., Дзайнуков А.Б., Файзиев А.Р. // Научно-практический электронный журнал Аллея Науки», РФ Россия, Томск. 2018. –№11. – С. 27
88. Самихзода, Ш.Р. Технология переработки свинцово-цинковых руд методом флотации / Самихов, Ш.Р. Бадалов, Дж.Н. Шамсиддинов А.И. // Доклады Национальной академии наук Таджикистана, том 67, № 5-6, Душанбе - 2024, – С. 268-273.
89. Пузыревская И.А., Обогащение полезных ископаемых: учебное пособие / Пузыревская И.А. // Благовещенск: Изд-во АмГУ, 2014. – С. 96.
90. Пилов, П.И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Учебное пособие / Пилов П.И. // Днепрпетровск: Национальный горный университет, 2003. – С. 123.
91. Самихов Ш.Р. Исследование и разработка математических моделей процесса переработки золото-, медьсодержащих концентратов / Ш.Р. Самихов, Г.Н. Солехова, Н. Шерматов // Вестник Таджикского национального университета. Серия естественных наук. – 2024. – № 1. – С. 173-186.
92. Фоменко, Т.Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых / Фоменко Т.Г. // М.: Недра, 1966. – С.
93. Казевальтер, Б.В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения полезных ископаемых. / Казевальтер, Б.В. // М.: Недра, 1979. – С. 295.
94. Кусков, В.Б. Гравитационные методы обогащения / Кусков В.Б. // Конспект лекций; Санкт-Петербургский горный ин-т. СПб, – 2001. – С. 75.
95. Верхотуров, М.В. Гравитационные методы обогащения: учебник для студентов вузов, обучающихся по специальности "Обогащение полезных ископаемых" / Верхотуров М.В. // Москва: МАКС. Пресс, 2006. – 351 с.
96. Меринов, Н.Ф. Расчет конечных скоростей свободного падения твердых частиц / Меринов Н.Ф. // Известия вузов. Горный журнал. – 1993. – № 8. – С. 130-135.

97. Благов, И.С. Гравитационные процессы обогащения / И.С. Благов, Коткин А.М., Фоиенко Т.Г. // Москва: Госгортехиздат. – 1962 – С. 231.
98. Шерембаева, Р.Т. Гравитационные методы обогащения / Шерембаева Р.Т. // Учеб. Пособие. Карагандинский государственный технический университет. – Караганда: Изд-во КарГТУ. – 2015. – С. 80.
99. Меринов, Н.Ф. Теоретические основы гравитационных методов обогащения / Меринов Н.Ф. // Известия вузов. Горный журнал. – 2001 – № 4-5. – С. 33 – 46.
100. Козин, В.З. Новые теоретические решения и развитие технологии и техники обогащения полезных ископаемых / Козин В.З., Цыпин Е.Ф., Меринов Н.Ф. // Известия вузов. Горный журнал. – 2002. – № 3. – С. 116–130.
101. Панышин, А.М. Гравитационно-флотационное обогащение свинцово-цинковых руд Мизурской ОФ / Панышин А.М. // Сб. материалов V Конгресса обогатителей стран СНГ. Москва. – 2005. – С. 16–18.
102. Козлов, В.А. Свойства магнетитовой суспензии, как разделительной среды для обогащения угля / Козлов В.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2013. – № 7. – С. 79-85.
103. Соложенкин П.М. Обогащение руд на обогатительных фабриках Таджикской ССР . / Соложенкин П.М. //Издательство «Дониш» Душанбе 1984. – С.
104. Струнников, Г.С. Гидрометаллургические схемы переработки свинцовых концентратов / Струнников Г.С. , Козьмин Ю.А. // Химия в интересах устойчивого развития. – 2005. – №13. – С. 483-490.
105. Ермилов, В.Е. Труды института металлургии и обогащения / Ермилов В.Е. // АН Казахской ССР. –1960. –Т.III. – С.169.
106. Лефт, А.Л. Изучение кинетики растворимости галенита и сфалерита / Лефт А.Л., Ливинский Д.Я., Выгода Р.М. // Вестник АН КазССР. –1959. – №2.
107. Холмогоров, А.Г. Активация PbS гидрометаллургической обработкой в растворе азотной кислоты / Холмогоров А.Г., Пашков Г.Л.,

Михлина Е.В., Шашина Л.В., Жижяев А.М. // Химия для устойчивого развития - 2003. – 11. – С. 879-881.

108. Гайбуллаева, З.Х. Кинетические исследования кислотного разложения галенитсодержащих концентратов месторождения Кони Мансур Таджикистана / Гайбуллаева З.Х., Насымов Г.Т. // Вестник Таджикского Национального Университета, Серия естественных наук – 2017. – №1/1. – С.195-199.

109. Гидрометаллургия цинка (очистка растворов и электролиз) / Канабеев Л. А., Козлов П. А., Кубасов В. Л. // М.: Руда и металлы, 2006. – С. 176.

110. Зайцев В. Я. Metallургия свинца и цинка / Зайцев В. Я., Маргулис Е. В. // М. : Metallургия, 1985. – С. 263.

111. Вольдман Г. М. Теория гидрометаллургических процессов / Вольдман Г. М., Зеликман А. Н. // М. : Интернет Инжиниринг, 2003. – С. 464.

112. Гайбуллаева, З.Х. Изучение физико-химических свойств галенитсодержащих концентратов месторождения Кони Мансур Таджикистана / Гайбуллаева З.Х., Насымов Г.Т., Рафиев А., Махмадуллоева С.М. // Вестник Таджикского Национального Университета, серия естественных наук – 2017. – №1/1. – С.165-170.

113. Шиврин Г. Н. Metallургия свинца и цинка / Шиврин Г. Н. // М. : Metallургия, 1982. – С. 352.

114. Снурников А. П. Гидрометаллургия цинка : учеб. пособие / Снурников А. П. // М. : Metallургия, 1981. – С. 384.

115. Процессы и аппараты цветной металлургии / Набойченко С. С., Агеев Н. Г., Дорошкевич А. П. // Екатеринбург : УГТУ, 2005. – С. 700.

116. Пашков, Г.Л. Влияние потенциала и ионов железа (III) на растворимость сульфида свинца в азотной кислоте / Пашков Г.Л. и др. // Гидрометаллургия – 2002. – 63. – С.171-179.

117. Dutrizac, J.E. The effect of the elemental sulfur reaction product on the leaching of galena in ferric chloride media / Dutrizac J.E., Chen T.T // Metallurgical transactions B – 1990. – 21(6). – P. 935-943.

118. Anderson, C.G. Optimization of Nitric-Sulfuric Acid Pressure Leaching of Silver from Refractory Sulfide Concentrate / C.G. Anderson, K.D. Harrison // Precious Metals 1990. – Allentown, Pennsylvania: International Precious Metals Institute, 1990. – P. 119–151.

119. Warren, G.W. The effect of chloride ion on the ferric chloride leaching of galena concentrate / Warren G.W., Kim S., Henein H. // Metall. Trans. B – 1987. – 15B. – P.59-69.

120. Van Weert, G. (1986a). Prochem's Nitrox Process. / Van Weert, G., Fair, K. J. & Schneider, J. C. // CIM Bull. 79. – P. 84-85.

121. Эннс И.И. Комбинированные гидрометаллургические схемы переработки труднообогатимых руд. / Эннс И.И., Быков Р.А., Струнников С.Г. // Цветные металлы. – 1990. – № 8. – С. 36-38.

ПРИЛОЖЕНИЕ

Приложение 1

РЕСПУБЛИКА ТАДЖИКИСТАН ПАТЕНТНОЕ ВЕДОМСТВО

УДОСТОВЕРЕНИЕ

Гражданин **Бадалов Дж.Н.**

Является автором изобретения **Способ флотационного обогащения свинцово-цинковых руд**

На изобретение выдан малый патент №ТJ **1131**

Патентообладатель **Самихов Ш.Р., Бадалов Дж.Н.**

Страна **Республика Таджикистан**

Соавторы **Самихов Ш.Р.**

Приоритет изобретения **02.07.2019**

Дата подачи заявления **02.07.2019**

Заявление № **1901329**

Зарегистрировано в Государственном реестре изобретений Республики Таджикистан **7 января 2021**

Малый действителен с **2 июля 2019** г. по **2 июля 2029** г.
Патент

Настоящее удостоверение предъявляется при реализации прав и льгот, установленных действующим законодательством



ПРИЛОЖЕНИЕ

Приложение 2

«УТВЕРЖДАЮ»
Генеральный директор
ООО «Таджикско-Китайская
Горнопромышленная Компания»
Ли Яо Хуей
2022 г.



Акт

внедрения малого патента Таджикистана № ТЈ 1131 «Способ флотационного обогащения свинцово-цинковых руд» на ООО «Таджикско-Китайская Горнопромышленная Компания»

Мы, нижеподписавшиеся, в лице: заведующий кафедрой технологии химического производства Таджикского национального университета д.т.н., доцент Ш.Р. Самихов, ассистент кафедры разработка месторождения полезных ископаемых Горно-металлургического института Таджикистана Дж.Н. Бадалов, начальник обогатительной фабрики ООО «Таджикско-Китайская Горнопромышленная Компания» Ю Гао Шуе, начальник отдела технического контроля «Таджикско-Китайская Горнопромышленная Компания» Ванг Шуе Вэй, инженер технолог обогатительной фабрики «Таджикско-Китайская Горнопромышленная Компания» Чен Тао составили настоящий акт о том, что в 2021 года были проведены испытания на обогатительном фабрике «Таджикско-Китайская Горнопромышленная Компания» по обогащению свинцово-цинковых руды месторождения Зарнисор.

На основании результатов исследований рекомендуется принципиальная технологическая схема процесса переработки свинцово-цинковых руд месторождения Зарнисор, включающая дробления, измельчения, грохочения, классификация, а также классификация в гидроциклоне, свинцовая флотация и цинковая флотация, где свинцовый цикл флотации состоит из основной флотации, контрольной флотации и трех перечисток свинцового концентрата, а цинковый цикл флотации состоит из основной цинковой флотации, двух контрольных флотаций и трех перечисток цинкового концентрата, в основную свинцовую флотацию подают цинковый купорос, собиратель бутиловый ксантогенат калия (C_4H_9OCSSK) и пенообразователь – Т-80, в контрольную свинцовую флотацию подают собиратель бутиловый ксантогенат калия (C_4H_9OCSSK) и пенообразователь Т-80, в перечистки-цинковый купорос и депрессор, в основную цинковую флотацию подают регулятор среды-известь, медный купорос, как активатор цинковых минералов, собиратель бутиловый ксантогенат калия (C_4H_9OCSSK) и пенообразователь Т-80, в контрольную цинковую флотацию подают активатор медный купорос, собиратель и вспениватель, в перечистки-известь и жидкое стекло для депрессии пустой породы, причем дробление осуществляют в три стадии, первую и вторую стадию дробления в открытом цикле, а третья стадия в закрытом цикле до крупности класса -10+0 мм, после дробления направляют на измельчение, где в первой стадии измельчают до крупности 50% класса -74 мкм, а во второй стадии 75% класса -74 мкм, в качестве собирателя используют бутиловый ксантогенат

калия, а в качестве депрессора - медный купорос и сульфит натрия, дополнительно в третьей стадии перечисток в контрольной цинковой флотации добавляют жидкое стекло 195 г/т.

Результаты, полученные при опытно-промышленных испытаний свинцово-цинковых руд приведены в таблице 1, где приведены сведения относительно содержания свинца и цинка в руде до флотации и после.

По результатам испытаний руды свинцово-цинковых руд определены следующие оптимальные параметры обогащения руды:

1. Схема измельчения – 2-х стадийная с межцикловой флотацией свинца;

2. Содержание класса минус 0,074 мм: 1 стадия измельчения – 50 %; 2 стадия измельчения – 75 %;

3. Схема флотации прямая селективная, депрессия минералов цинка в свинцовом цикле сочетанием сульфита натрия и цинкового купороса в соотношении 1 : 2,5.

4. Тип собирателя – бутиловый ксантогенат калия (C₄H₉OCSSK).

Сводные результаты флотационных опытов по существующей и предполагаемой схеме на пробе руды месторождения «Зарнисор»

Наименование продуктов обогащения	Выход %	Содержание полезного компонента в продуктах				Извлечение			
		По существующей схеме измельчения класса -0,074 мм 50%		По предлагаемой схеме измельчения класса -0,074 мм 75 %		По существующей схеме измельчения класса -0,074 мм 50%		По предлагаемой схеме измельчения класса -0,074 мм 75 %	
		Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
Свинцовый концентрат Pb	2,57	62	2,84	66,31	4,68	81,2	3,23	89,65	5,72
Цинковый концентрат Zn	3,46	1,06	50,12	2,63	56,26	2,3	84	4,95	88,6
Хвосты	93,97	0,21	0,25	0,17	0,19	11,7	12,77	5,4	5,68
Исходная руда	100	3,8	5,7	3,8	5,7	100	100	100	100

Экономический эффект от переработки свинцово-цинковых руды месторождения Зарнисор за год составляет более 20 000 доллара США, что полностью окупает все затраты на переработку при внедрении данной технологии.

Зав. кафедрой технологии химической производств д.т.н., доцент
 Стар. преподаватель кафедрой обогащения руд ГМИТ
 Начальник обогатительной фабрики
 Начальник ОТК



Ш.Р. Самихов
 Иж.Н. Бадалов
 Ю.Гао Шуе
 Ванг Шуе Вэй

«УТВЕРЖДАЮ»

Проректор по учебной работе,
первый заместитель

Горно-металлургического
института Таджикистана
к.т.н.и., профессор

Назриддинов З.З.

« XI » 2022 г.

АКТ

Об использовании результатов малого патента Республики Таджикистан № ТЈ 1131, «Способ флотационного обогащения свинцово- цинковых руд» в учебном процессе Горно - металлургического института Таджикистана

Мы, нижеподписавшиеся, представители Горно - металлургического института Таджикистана: начальник учебного управления к.т.н., доцент Осими Окил., заведующий кафедры разработки месторождения полезных ископаемых (РМПИ) к.г-м.н., Мутавалиев А.Т., заведующий кафедры естественных наук к.т.н., Ходжиев С.К., заведующий кафедры металлургии к.т.н., Кадиров А.А., составили настоящий акт о том, что результаты изобретения полученные ассистентом кафедры РМПИ Бадаловым Дж. Н. и заведующим кафедры Технологии химического производство Таджикского национального университета, д.т.н., профессором Самиховым Ш.Р., внедрены в учебный процесс кафедры Разработки месторождения полезных ископаемых при чтении лекций, проведении лабораторных работ, а также при написании научных, дипломных работ и рефератов по предметам; технология обогащения руд цветных металлов, флотационные методы обогащения, основы обогащения полезных ископаемых, что позволяет значительно улучшить качество подготовки специалистов по специальностям 510201-03 - Обогащение полезных ископаемых, 420101-04 - Металлургия цветных металлов, 480101 - Технология неорганических веществ.

Начальник учебного управления

к.т.н., доцент

Заведующий кафедры РМПИ, к.г-м.н.

Заведующий кафедры естественных наук к.т.н.

Заведующий кафедры металлургии к.т.н.

Осими Окил,

Мутавалиев А.Т.

Ходжиев С.К.

Кадиров А.А.