

Федеральное государственное автономное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Сибирский федеральный университет»  
Институт цветных металлов и материаловедения

*На правах рукописи*



Прокопьев Иван Владимирович

**РАЗРАБОТКА ФЛОТАЦИОННОЙ СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ  
СВИНЦОВО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ  
МИКРОБИОЛОГИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ**

Специальность 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук

Научный руководитель  
кандидат технических наук  
Н.К. Алгебраистова

Красноярск 2019

**СОДЕРЖАНИЕ**

Введение.....	4
Глава 1 Современное состояние технологии обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд.....	10
1.1 Технологические схемы обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд....	10
1.2 Технологические режимы обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд..	15
1.3 Пути совершенствования технологии обогащения свинцово-цинковых руд...	25
1.4 Биотехнологии в практике переработки полезных ископаемых.....	30
1.5 Биодеструкция углеводородсодержащих соединений.....	32
1.6 Выбор объекта исследований.....	35
1.7 Вещественный состав свинцово-цинковой руды Горевского месторождения.	35
1.8 Технологическая схема действующего предприятия.....	37
Глава 2 Разработка флотационной схемы обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды.....	41
2.1 Кинетика измельчения.....	41
2.2 Флотация галенита в безреагентном режиме.....	43
2.3 Изучение влияния сочетаний реагентов-собирателей на технологические показатели коллективной флотации.....	46
2.4 Коллективная флотация с предварительной свинцовой флотацией.....	53
2.5 Способы подготовки коллективных концентратов к циклу селекции.....	55
2.6 Принципиальная схема обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды...	61
Глава 3 Биотехнологический способ подготовки коллективных концентратов перед циклом селекции.....	65
3.1 Отбор штаммов.....	65
3.2 Определение способности разложения дизельного топлива.....	68
3.3 Определение эмульгирующей способности культивируемых микроорганизмов.....	72
3.4 Изучение влияния бактерий на флотоактивность коллективного концентрата.....	74

Глава 4 Укрупненные лабораторные исследования.....	81
4.1 Коллективная флотация.....	81
4.2 Десорбция остаточных концентраций.....	87
4.3 Экономическая оценка предлагаемых способов десорбции остаточных концентраций реагентов-собираелей.....	93
Заключение.....	105
Список использованной литературы.....	107
Приложение А.....	118
Приложение Б.....	119
Приложение В.....	120

## ВВЕДЕНИЕ

**Актуальность работы.** Одним из важных экономических показателей любой современной страны является производство и потребление цветных металлов, таких как медь, свинец, цинк, алюминий и никель.

Сырьевой базой свинцовой и цинковой промышленности в основном являются комплексные полиметаллические свинцово-цинковые руды, как правило, содержащие и другие полезные компоненты, такие как медь, серебро, золото. Руды, содержащие цинк, добываются и перерабатываются в цинковый концентрат в 42 странах мира, но основное горнорудное производство (51,6 %) сконцентрировано в Китае, Перу и Австралии. Свинцовый концентрат производится в 37 странах мира, пять из которых: Китай, Австралия, США, Перу и Мексика обеспечивают 77,8 % мирового производства [1].

Преимущественно, обогащение свинцово-цинковых руд осуществляют прямой селективной флотацией, которая предусматривает последовательное выделение минералов в самостоятельные концентраты по порядку их флотируемости. Применение таких схем обуславливает большие материальные и энергетические затраты, так как весь поток исходной руды вынужден проходить через всю технологическую схему. Следовательно, схема характеризуется большим фронтом флотационных машин, повышенным расходом реагентов и необходимостью установки большого количества измельчительного оборудования, а также невозможностью полного водооборота. Все это вызывает снижение технико-экономических показателей действующих предприятий, о чем свидетельствуют значительные потери металлов с разноименными концентратами и отвальными хвостами.

Альтернативой прямым селективным схемам являются коллективно-селективные схемы флотации. Они позволяют по сравнению с прямой селективной флотацией снизить затраты на измельчение за счет возможности выделения пустой породы в коллективном цикле флотации при грубом помоле; сократить фронт флотации за счет сокращения числа циклов флотации, через

которые проходит основной поток пульпы; снизить эксплуатационные затраты до 30 % и осуществить полный водооборот в коллективных циклах флотации; сократить расход реагентов.

Несмотря на преимущества, данные схемы не получили широкого применения для обогащения свинцово-цинковых руд. Это связано с необходимостью подготовки коллективного концентрата к циклу селекции: десорбция остаточных концентраций реагентов-собирателей с поверхности коллективного концентрата. Существующие способы пульпоподготовки, такие как отмывка или пропарка, характеризуются громоздким аппаратным исполнением, большими энергетическими и материальными затратами. А предлагаемые альтернативные способы: ультразвуковые или сверхвысокочастотные обработки сложны в аппаратном оформлении и часто экономически нецелесообразны.

Эффективным подходом к решению настоящей проблемы является использование естественных различий во флотационных свойствах минералов и усовершенствование технологий обогащения посредством внедрения методов с применением различных свойств микроорганизмов. Это обусловлено тем, что биотехнологические способы являются экологически безопасными, низкзатратными, пригодными для переработки труднообогатимых бедных и забалансовых руд и сырья техногенного происхождения, а также дают возможность повысить качество очистки сточных вод. Большой вклад в развитие теории и практики использования биотехнологии в области переработки твердых полезных ископаемых внесли работы под руководством С.И. Полькина, В.А. Чантурия, Э.В. Адамова, Г.В. Седельниковой, П.М. Соложенкина, Т.В. Башлыковой, L.M.S. de Mesquita, E. Ron, D. Cooper и др. В то же время менее изучено влияние микробов на деградацию реагентов-гидрофобизаторов минералов. Недостаточно исследован механизм влияния микробиологических воздействий на селекцию сульфидов, что сдерживает их применение на практике.

В связи вышеизложенным, разработка технологии флотационного обогащения полиметаллической руды с использованием биотехнологий является актуальной задачей.

**Идея работы** – эффективное использование выявленных изменений поверхностных свойств сульфидов при микробиологической обработке для обоснования технологии селекции свинцово-цинкового концентрата, поверхность которого обработана аполярным собирателем.

**Целью работы** является установление основных закономерностей изменения флотационных свойств свинцово-цинкового концентрата в условиях микробиологической обработки и обоснование применения предложенных технологических решений при разработке флотационной схемы.

Решаемые **задачи** для достижения поставленной цели:

1. Аналитический обзор существующих технологий переработки свинцово-цинковых руд в РФ и за рубежом, а также методов и приемов интенсификации процесса флотации полиметаллических руд.
2. Обоснование технологии обогащения свинцово-цинковых руд, которая предусматривает выделение галенитовой головки, коллективную флотацию всех сульфидов с использованием сочетания реагентов-собирателей и последующую селекцию коллективного концентрата.
3. Анализ способов подготовки коллективного концентрата к циклу селекции, использование бактериальной обработки в практике переработки руд цветных металлов.
4. Выделение штаммов бактерий, способных снижать флотационную активность коллективного концентрата, поверхность которого обработана аполярным собирателем.
5. Изучение влияния исследуемых микроорганизмов на флотационный процесс разделения свинцово-цинкового коллективного концентрата.
6. Разработка и обоснование технологии обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды с бактериальной обработкой коллективного концентрата.

**Научная новизна работы:**

1. Впервые установлен механизм деградации аполярного собирателя на поверхности сульфидов при микробиологическом воздействии, заключающийся в солюбилизации аполярного собирателя за счет биосурфактантов, продуцируемых *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962.

2. Установлен синергетический эффект сочетания бутилового ксантогената калия и дизельного топлива при соотношении 1:1,4 позволяющий снизить суммарные потери металлов с отвальными хвостами в цикле коллективной флотации свинцово-цинковой руды Горевского месторождения на 39 %.

**Основные положения, выносимые на защиту:**

1. Обоснование технологической схемы и режимов обогащения свинцово-цинковой руды, включающей предварительную бесколлекторную и коллективно-селективную флотации, что обеспечивает при рациональном сочетании собирателей в коллективном цикле снижение потерь металлов с хвостами для руды Горевского месторождения на 39 %.

2. Закономерности процесса деградации дизельного топлива при использовании консорциума *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962, заключающиеся в способности продуцировать биосурфактанты, которые обеспечивают солюбилизацию аполярного собирателя.

3. Установленные параметры микробиологического воздействия на коллективный свинцово-цинковый концентрат и зависимости технологических показателей процесса селекции от условий использования консорциума микроорганизмов.

**Практическая значимость:**

1. На основании теоретических и экспериментальных исследований разработан микробиологический способ подготовки коллективного концентрата перед циклом селекции.

2. Предложен способ флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд, характеризующийся низкими материальными и энергетическими затратами. Получен патент РФ на изобретение № 2639347 «Способ флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд».

3. Проведены укрупненные испытания на текущих пульпах действующего предприятия по предлагаемому способу флотационного обогащения с использованием консорциума микроорганизмов *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa JCM 5962* в цикле селекции коллективного концентрата. Даны рекомендации по внедрению.

4. Результаты данной диссертационной работы внедрены в учебный процесс ИЦМиМ в курсе лекций и лабораторных работ по дисциплине «Технология обогащения руд цветных металлов».

**Методы исследований.** Экспериментальные исследования проводились на лабораторной базе кафедры обогащения полезных ископаемых Сибирского федерального университета. Для анализа вещественного состава проб применялись современные аналитические методики. Технологические исследования выполнялись флотационным методом обогащения. Способность роста микроорганизмов на дизельном топливе контролировалась методом фазового контраста с применением микроскопа Olympus BX 43 (Olympus, Япония). Эмульгирующую способность отобранных микроорганизмов определяли методом Купера. Анализ на определение массовой доли свинца и цинка в продуктах обогащения выполнялся на рентгенофлуоресцентном энергодисперсионном спектрометре ARL Quant'X (Thermo Scientific, США). Значения краевого угла смачивания определялись методом растекающейся капли. Измерение электрокинетического потенциала поверхностей минералов проводились на аппаратах Dispersion DT – 310 и Zetasizer Nano ZS. Для анализа результатов были использованы пакеты программ Microsoft Office, AutoCad, Malvern Zetasizer Software.

**Достоверность научных положений, выводов и рекомендаций** подтверждается значительным объемом аналитических и экспериментальных



исследований, применением современных средств измерений, использованием стандартных и отраслевых методик, а также современных методов анализа и обработки экспериментальных данных.

**Апробация работы.** Результаты поэтапных исследований, изложенных в диссертации, докладывались на всероссийском конкурсе студентов выпускного курса в Национальном минерально-сырьевом университете «Горный» (2015); международном горно-геологическом форуме «МИНГЕО Сибирь» (2015); международных научно-технических конференциях студентов, аспирантов и молодых ученых «Молодежь и наука» (2014, 2015, 2016, 2017); международных конгрессах и выставках «Цветные металлы и минералы» (2014, 2015, 2016); международных совещаниях «Плаксинские чтения» (2014, 2016, 2017).

**Личный вклад автора** состоит в обзоре и анализе научно-технической и патентной литературы по тематике исследования, обосновании основных направлений решения поставленных задач, выполнении экспериментальных исследований, обработке, анализе и обобщении полученных результатов, а также их апробации и подготовке к публикации.

**Публикации.** Результаты диссертации в полной мере освещены в 10 работах, включая 3 статьи в журналах по перечню ВАК Минобрнауки России. Получен 1 патент РФ на изобретение.

**Структура и объем диссертации.** Диссертационная работа состоит из введения, 4 глав и заключения, списка литературы, включающего 105 источников, а также 3 приложений. Работа изложена на 121 страницах машинописного текста и содержит 33 рисунков и 39 таблиц.

Работа выполнена в рамках научных проектов: Т-4 «Комплексные исследования микробиологических и физических воздействий на свойства флотационных пульп» в рамках государственного задания Министерства образования и науки РФ и 15-45-04094 «Комбинированные исследования физико-химических, микробиологических и химических воздействий на твердые полезные ископаемые для повышения технико-экономических показателей обогащения» Российского фонда фундаментальных исследований.

## Глава 1 Современное состояние технологии обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд

### 1.1 Технологические схемы обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд

Стремительное развитие технологий и научно-аналитической базы предопределяет изменения в подходах решения существующих проблем при переработке твердых полезных ископаемых. В результате, осваиваются и внедряются новые экологически безопасные и комплексные технологии добычи и обогащения руд, позволяющие интенсифицировать технологические процессы и повысить технико-экономические показатели действующих предприятий [2]. Так, за последние годы [3] в технологию обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд активно внедряются различные схемы и способы интенсификации процесса разделения: применение интенсивных методов пульпоподготовки путем активации измененных форм обогащаемых минералов [4], стабилизации процессов измельчения и классификации (снижение тонины помола), внедрения современных методов контроля и автоматизации, глубокого обеднения хвостов флотации.

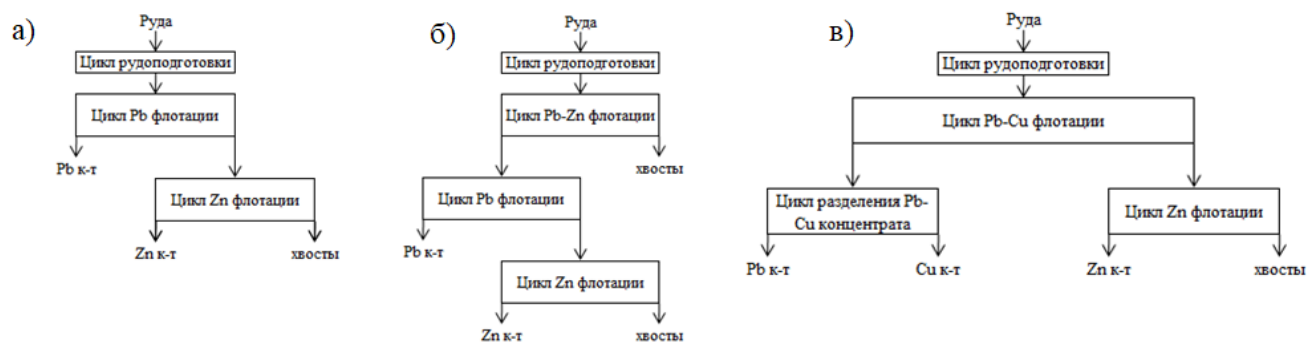
Как и другие сульфидные полиметаллические руды, свинцово-цинковые руды чаще всего обогащаются флотационным методом [5–7]: прямая селективная флотация (рисунок 1.1.1 а), предварительная коллективная флотация всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата (рисунок 1.1.1 б), коллективно-селективная флотация (рисунок 1.1.1 в).

Однако, перед флотационным методом обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд имеется принципиальная возможность предварительного обогащения гравитационными методами, что позволяет снизить материальные затраты при флотации: в некоторых случаях предварительная концентрация позволяет выделить значительную часть (до 30-35%) минералов пустой породы. По данным Тихонова, Богданова и Клебанова [8–10], предварительное обогащение свинцово-цинковых руд гравитационным методом, чаще всего обогащение в суспензиях, широкое распространение получила на зарубежных

фабриках США, Италии, Канады и Югославии. На фабрике «Людерих» (Германия) из руды с крупностью 40-12 мм удается выделить 33 % легкой фракции с отвальным содержанием ценных компонентов, а на фабрике «Мегген» (Германия) – 18 % легкой фракции с содержанием 0,2 % для свинца и цинка. В Австрии на фабрике «Блайберг» этот процесс применен для руды с крупностью 40-4 мм, содержащей 2,3 % свинца и 6,3 % цинка [11]. Предварительной концентрации в тяжелых суспензиях или отсадке, в США подвергают приблизительно 60 % сульфидных свинцово-цинковых руд [12]. Обогащение в тяжелых суспензиях на зарубежных фабриках обычно осуществляется в конусных и барабанных сепараторах типа «Вемко», «Ведаг» и «Вено Пик», а также в тяжелосредних гидроциклонах. В качестве утяжелителя, как правило, применяется ферросилиций. Полученный концентрат (тяжелая фракция) обогащается флотацией после измельчения до необходимой крупности.

В странах СНГ, предварительное обогащение сульфидных свинцово-цинковых руды в суспензиях реализовано на фабрике №2 Лениногорского комбината (Казахстан). Это обусловлено тем, что значительная часть свинца и цинка встречается в виде жил, содержащих крупные включения галенита и сфалерита. При этом пустая порода (преимущественно кремнистая) порода практически полностью удаляется с легкой фракцией. При этом доля легкой фракции составляет 30 % [13] от исходной рудной массы, которая полностью используется для получения твердеющей и гидравлической закладок на Тишинском руднике.

Окончательный выбор технологической схемы флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд зависит от многих факторов [5, 7, 8], таких как вкрапленность ценных минералов, наличие активированных разновидностей сфалерита и пирита, их вкрапленности и флотируемости, характер вмещающих пород. В каждом конкретном случае выбор схемы флотации производится с учетом результатов анализа технологических и экономических преимуществ различных вариантов схем.



а) прямая селективная флотация;

б) предварительная коллективная флотация всех сульфидов с последующей селекцией коллективного концентрата;

в) коллективно-селективная флотация

Рисунок 1.1.1 – Принципиальные схемы флотации

По схеме прямой селективной флотации, всю руду измельчают до необходимой крупности и осуществляют последовательную флотацию. Грубые концентраты могут подвергаться доизмельчению и перечистке. По данным Абрамова, Богданова, Тихонова, Vulatovic и других [5, 8, 9, 14], по такой схеме флотационного обогащения работают следующие зарубежные фабрики: «Балмат» (США), «Райпура-Дариба» (Индия), «Элура» (Канада), «Калькирику» (Перу), «Зинк Корпорейшен» (Австралия), «Нью Брокен-Хилл» (Австралия), «Рудоземская» (Болгария), «Горни-Бенешов» (Чехия) и другие. Отечественные фабрики – «Центральная», «Новоангарский обогатительный комбинат», «Мизурская ОФ» и другие. Недостатками прямых селективных схем являются [5, 6, 9, 10, 14]: большие энергетические и материальные затраты на рудоподготовку; большой фронт флотомашин, поскольку основной поток пульпы последовательно проходит все циклы флотации; высокий расход реагентов, так как в каждом последующем цикле необходимо радикально менять не только соотношение концентраций реагентов в пульпе, но и их номенклатуру, чтобы избирательно нейтрализовать депрессирующее действие реагентов и обеспечить активную флотацию только определенной группы минералов в каждом цикле; трудность

селективной флотации близких по флотационным свойствам минералов; сложность осуществления полного водооборота на обогатительной фабрике.

Богданов и другие отмечают [15], что схемы прямой селективной флотации целесообразно применять на фабриках малой производительности, даже при большом содержании пустой породы в руде, когда схема с коллективной флотацией всех сульфидов в начале процесса не дает явных технологических и экономических преимуществ.

Предварительная коллективная флотация всех сульфидов с последующей селекцией коллективного концентрата перспективна для обогащения бедных руд с агрегатной вкрапленностью полезных минералов. В этом случае основная масса отвальных хвостов выделяется в коллективном цикле после грубого измельчения, обеспечивающего раскрытие сростков агрегатов полезных минералов с пустой породой. Тонкому измельчению, необходимому для разрушения агрегатов полезных минералов, подвергается лишь небольшое количество коллективного концентрата, после десорбции с его поверхности собирателя. Применение таких схем позволяет [5, 6]: снизить затраты на измельчение за счет возможности выделения пустой породы в коллективном цикле флотации при загрубленном измельчении руды; сократить фронт флотации за счет сокращения числа циклов флотации, через которые проходит основной поток пульпы; снизить эксплуатационные затраты до 30 %; осуществить полный водооборот в коллективных циклах флотации на обогатительной фабрике и за счет этого сократить расход 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 [6, 8, 9, 11, 14, 15]: «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 обогащении свинцовых полиметаллических руд используют различные варианты коллективно-селективной схемы флотации. В большинстве случаев [5] сначала проводят коллективную флотацию минералов меди и свинца из исходной руды при депрессии сфалерита и пирита с последующим разделением медно-свинцового концентрата, а затем из хвостов медно-свинцового цикла извлекают сфалерит, а иногда и пирит. По таким схемам работает подавляющее большинство фабрик, перерабатывающих полиметаллические руды [8, 9]: «Зыряновская», «Золотушинская», «Березовская», «Мизурская», «Сан-Франциско», «Пандора», «Болиден», «Виханти», «Бучанс», «Гарпенберг», «Рамсельберг» и другие. В практике обогащения полиметаллических руд Японии появилась тенденция применять схемы стадийной флотации с предварительным выделением «медной головки» [6]: фабрики «Таширо» и «Косака». В медную «головку» извлекаются, как правило, легко флотируемые медные минералы с получением готового медного концентрата. Такие схемы позволяют уменьшить шламообразование, повысить селективность разделения и обеспечивают высокое извлечение металлов при высоком качестве концентратов. Их недостаток – необходимость измельчения до конечной крупности и флотация всей руды, а так же, как и в схемах с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов с последующей

селекцией коллективного концентрата, необходимость подготовки коллективного концентрата к циклу селекции.

Вследствие сложности руд и применения довольно сложных схем и режимов, необходимых при флотации сульфидных свинцово-цинковых руд, технологические показатели их обогащения на ряде фабрик относительно невысоки. Извлечение металлов в одноименные концентраты составляет для свинца 66 – 89 % и цинка 73 – 94 % [5, 8, 9].

## **1.2 Технологические режимы обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд**

Тонина помола свинцово-цинковых руд перед флотацией определяется характером вкрапленности сульфидных и окисленных минералов, а также применяемой схемой флотации. Коллективная флотация, обычно, проводится при измельчении руды до крупности 45-55 % класса -0,074 мм. При неравномерной вкрапленности сульфидов коллективная флотация осуществляется в две стадии, и отвальные хвосты выделяются при крупности измельчения 80-85 % класса -0,074 мм. Во всех случаях стадийные схемы флотации дают более высокие и стабильные технологические показатели обогащения. При коллективной флотации всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата часто осуществляется доизмельчение коллективного концентрата перед его разделением, так на Алмалыкской фабрике до 85 % класса -0,044 мм. Для повышения технологических показателей обогащения, особенно качества получаемых концентратов, на фабриках иногда подвергают доизмельчению концентраты основных свинцовых и цинковых флотаций или промпродуктов этих циклов (фабрика «Бункер Хилл», США).

По данным С.И. Полькина [11], 50 % свинцово-цинковых руд флотируются при естественном значении рН, а остальная часть, как правило, - в щелочной среде при рН от 8,6 (фабрика «Бу Беккер») до 11 (фабрика «Анаконда»). В работе Абрамова и Шеттиби [16] отмечается, что оптимальное значение рН при

флотации галенита должна соответствовать потенциалу нулевого или минимального заряда его поверхности, обеспечивающему образованию оптимального состава сорбционного покрытия собирателя. Регулятором среды при свинцовой флотации является сода (50-1400 г/т) или известь (в среднем 100-1000 г/т). Окончательный выбор между этими реагентами производится с учетом вещественного состава исходной руды, особенно в зависимости от содержания в перерабатываемой руде сульфидных минералов железа. Расход извести должен строго контролироваться во избежание подавления галенита, а также золота. Поэтому чем больше расход извести (особенно, если ее дозируют в измельчение), тем сильнее должен быть собиратель.

В качестве собирателей на отечественных фабриках и в странах СНГ [5, 8–10] используют главным образом ксантогенаты и их сочетания: часто смесь бутилового с этиловым при соотношении 2:1. Значительную часть свинцово-цинковых руд на зарубежных фабриках флотируют с применением аэрофлотов 31, 121, 242 и этилового и низших ксантогенатов (изопропилового), а также реагентами серии PAX от фирмы Cytec. При флотации руд, содержащих трудно флотируемые окисленные минералы свинца, применяется Аэропомотор 404 (меркаптобензотиазол), иногда с добавками аэрофлота 242, который улучшает селекцию слабо активированных цинковых минералов. Средний расход аэрофлотов 35-40 г/т, ксантогенатов 30-60 г/т. Сочетания ксантогенатов одним и том же цикле селективной флотации применяют редко, чаще всего практикуется применение разноименных собирателей в свинцовом и цинковом цикле, например аэрофлота и ксантогената. Снижению потерь металлов с хвостами коллективной флотации способствует подача большей части собирателей (до 70 %) в цикл измельчения [11].

При селективной флотации коллективных концентратов, а также руд, в большинстве случаев вначале проводят свинцовую, либо свинцово-медную флотацию при депрессии сульфидов цинка и железа. На обогатительных фабриках наиболее часто применяют депрессию сфалерита методом Шеридана-Гризвольда (цианид в сочетании с сульфатом цинка в щелочной среде),



применяемый с 1922 года [17]. Иногда используют только один цианид (фабрики «Сулливан», «Ривес Макдональд» и другие) [18], а также в сочетании цианида с Экоф Р-82 (фабрики Италии и Германии) или с цинковым купоросом (фабрики «Анаконда», «Джерси», «Центральная» и другие) [19]. Для депрессии сфалерита используют также сочетание сульфита натрия и цинкового купороса, цинковый купорос, диоксид серы, сернистую кислоту, сульфит, тиосульфат натрия, железный купорос. Обычно все эти депрессоры подаются в цикл измельчения совместно с регуляторами среды. В таблице 1.2.1 представлены наиболее используемые реагенты и их сочетания для депрессии цинковой обманки.

Таблица 1.2.1 – Реагенты для депрессии сфалерита

Реагенты-депрессоры на сфалерит	Фабрики
Цианид	«DY Yukon» (Канада, NaCN 100 г/т); «Leadville» (США, NaCN 120 г/т); «Laisval» (Швеция, NaCN 10 г/т); «Mogul» (Ирландия, NaCN 195 г/т); «Nanisivic» (Канада, NaCN 20 г/т); «Reocin» (Испания, 90 г/т); «Salair» (Россия, NaCN 50 г/т).
Цианид + экоф Р-82	Фабрики Италии и Германии; «Grund» (Германия, NaCN 40 г/т, Р-82 10 г/т).
Цианид + цинковый купорос	«Алтын-Топканская» (Казахстан; NaCN 35 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 215 г/т); «Рудоземская» (Болгария; NaCN 45 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 150 г/т); «Центральная» (Россия; NaCN 66 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 165 г/т); «Bolivar» (Боливия; NaCN 1200 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 1250 г/т); «Buick» (США; NaCN 4 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 600 г/т); «Casandra» (Греция, NaCN 100 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 500 г/т); «El Mochito» (NaCN 150 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 280 г/т); «Fletcher» (США; NaCN 4 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 725 г/т); «Gays River» (Канада; NaCN 5 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 150 г/т); «Newfoundland Zinc» (Канада; NaCN 10 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 600 г/т); «Milpo Mine» (Перу, NaCN 20 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 250 г/т); «Olympias» (Греция; NaCN 120 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 400 г/т).

## Окончание таблицы 1.2.1

Реагенты-депрессоры на сфалерит	Фабрики
Цианид + цинковый купорос	«Porko» (Боливия; NaCN+ZnSO <sub>4</sub> 214 г/т); «Pend Orielle» (США; NaCN 20 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 100 г/т); «San Cristobal» (Перу, NaCN 30 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 300 г/т); «Sikhote-Alin» (Россия, NaCN 193 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 250 г/т); «Sweetwater» (США; NaCN 5 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 900 г/т); «West Fork» (США; NaCN 4 г/т, ZnSO <sub>4</sub> 920 г/т).
Сульфит натрия + цинковый купорос	«Мэйфлауэр»
Цинковый купорос	«Сумсарская»; «Зинк Корпорейшен» (Австралия, ZnSO <sub>4</sub> 166 г/т)

Депрессирующее действие цинкового купороса на сфалерит связывают с налипанием коллоидных цинксодержащих осадков на его поверхности. По данным П.Г. Хаджиева и Л.И. Гросмана [5], эффективная депрессия сфалерита цинковым купоросом наблюдается при pH от 9 до 9,5, когда осадки гидроксида цинка обладают в объеме пульпы и на поверхности цинковой обманки минимальной растворимостью и максимальной устойчивостью.

На Мизурской фабрике [20], перерабатывающей свинцово-цинковые руды Садоно-Згидской группы месторождений, была внедрена перманганатная технология разделения сульфидов свинца и цинка (перманганат калия 45-50 г/т, цианид натрия 0,31 г/т и цинковый купорос 9,1 г/т). В дальнейшем подачу цинкового купороса исключили, а расход цианида натрия увеличили до 20 г/т.

Для активации сфалерита в цинковом цикле наиболее часто применяют медный купорос, расход которого варьируется в широком диапазоне: от 50 до 1000 грамм на тонну. Особое внимание уделяется к точке подачи медного купороса и его времени контактирования с флотационной пульпой: перемешивание пульпы с медным купоросом перед флотацией продолжается от нескольких минут до 1 ч. Оптимальную точку подачи медного купороса устанавливают опытным путем (до подачи извести, после подачи извести или совместно с известью) [5].

Из пенообразователей при флотации свинцово-цинковых руд наиболее распространены, особенно на зарубежных фабриках, Дауфрос 250, Аэрофрос 77 (высшие спирты с прямой углеводородной цепью), МИБК (метилизобутилкарбинол), доуфрос, гексиловый спирт, диметилфталат (Д-3), сосновое масло, терпинеол, крезилловая кислота и крезол. На отечественных фабриках и в странах СНГ, наиболее широкое распространение в качестве пенообразователя применяются реагенты Т-66, Т-80 и циклогексанол. В качестве добавки к синтетическим пенообразователям для улучшения качества пены применяют древесный креозот при расходе 15-20 г/т (фабрики США); иногда используют каменноугольный креозот. При этом, на большинстве свинцово-цинковых фабриках в различных циклах применяют различные пенообразователи. Например [11], если в свинцовом цикле предпочтение отдается Дауфросу 250 или крезолу, то в цинковом – спиртовому пенообразователю. Отмечается [5, 10], что при использовании в качестве собирателей аэрофлотов пенообразователь часто не требуется.

Подготовка коллективного концентрата к разделению в схемах предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и с последующим разделением коллективного концентрата, а также в коллективно-селективных схемах флотации, включает удаление избыточной концентрации реагента-собирателя с его поверхности (десорбции) и доизмельчение до необходимой крупности. От качества узла подготовки коллективного концентрата зависит эффективность его последующего разделения, следовательно, и технико-экономические показатели обогащения.

Одним из распространенных способов десорбции коллекторной пленки является удаление жидкой фазы пульпы и собирателя, находящегося в ней, путем сгущения и фильтрации концентрата с последующей репульпацией его в контактном чане свежей водой. В процессе репульпации часть собирателя переходит с поверхности минералов в жидкую фазу до создания концентрации, равновесной поверхностному соединению. Недостатками рассмотренного способа является потребность в свежей воде и необходимость очистки сбрасываемых вод,

если они не используются в качестве оборотной. Данный способ можно интенсифицировать при добавке сорбентов в пульпу: активированного угля, ионообменных смол и других.

По варианту, предложенному А.С. Коневым, десорбция собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата достигается созданием в пульпе высокой концентрации сульфидных ионов и последующим удалением большей части жидкой фазы пульпы с перешедшем в нее собирателем путем классификации и сгущения. Для этого сульфидный коллективный концентрат сгущают до плотности 60-65 % твердого, перемешивают в контактном чане с сернистым натрием, который затем отмывают в сгустителях. Необходимость создания при десорбции собирателя по данному методу высокой концентрации сульфидных ионов в пульпе обусловлена довольно высокой концентрацией десорбированного ксантогената в данной операции и необходимостью предотвращения его обратной десорбции на минеральной поверхности. Степень отмывки реагентов-собирателей [15], рассчитываемая как отношение оставшегося количества реагентов в жидкой фазе пульпы к количеству реагентов-собирателей, имевшихся в пульпе после десорбции, составляет 1:3 – 1:10. Основными недостатками, варианта десорбции собирателя, препятствующими широкому использованию его на обогатительных фабриках, являются довольно громоздкое конструктивное оформление узла десорбции в промышленных условиях, неудобства его эксплуатации и большие расходы сернистого натрия (3-6 кг/т коллективного концентрата). Возможность существенного снижения расхода сернистого натрия (до 0,5-2 кг/т концентрата) при подготовке коллективного концентрата перед циклом селекции наблюдается при дополнительной загрузке активированного угля (1-2 кг/т концентрата), поглощающего ксантогенат и понижающего за счет этого его концентрацию в пульпе, подтверждается практикой многих обогатительных фабрик [6]. Также, переход с металлических шаров на рудную галю при доизмельчении коллективного концентрата позволяет в ряде случаев весьма существенно сократить (1,5-2 раза [5]) расход сернистого натрия при десорбции и стабилизировать последующую селекцию. Это

обусловлено тем, что помимо улучшения механической «обдирки» пленки собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата, рудногалечное доизмельчение способствует перераспределению реагента-собирателя за счет свежесформированной поверхности самой рудной гали. Так [5], использование его для доизмельчения коллективного концентрата на Лениногорской фабрике позволило сократить расход сернистого натрия на 40 %, и цинкового купороса, а также уменьшить переизмельчение минералов и повысить извлечение меди в свинцово-медный концентрат на 2-5 %.

Одним из способов десорбции коллекторной пленки является способ пропарки с предварительным термическим разложением сульфгидрильного собирателя, обычно ксантогената, при температуре 80 – 90 °С, в течение 30 – 60 минут в щелочной среде, создаваемой известью, и дополнительной десорбцией собирателя сернистым натрием без сброса жидкой фазы. Тепловое кондиционирование осуществляется обычно в контактных чанах закрытого типа, оборудованных теплообменниками [21]. В Японии для удаления избытка реагентов с поверхности коллективного концентрата широко используют тепловую обработку пульпы паром при 60-70 °С с последующим разделением коллективных концентратов бесцианидными технологиями.

В работе [22] рассмотрено воздействие тепловой обработки на десорбцию коллекторной пленки с поверхности минеральных зерен. Рассмотрены следующие виды тепловой обработки: подогрев материала через стенку сосуда и пропарка путем барботирования острым паром минерального порошка. Результаты радиометрического анализа поверхности минеральных порошков свидетельствуют о том, что тепловое воздействие вызывает десорбцию ксантогената, сорбированного на поверхности халькопирита, пирита и халькозина. В работе отмечено, что десорбция собирателя начинается при комнатной температуре, затем степень десорбции возрастает пропорционально увеличению температуры. Показано высокая эффективность десорбции коллекторной пленки острым паром по сравнению с десорбцией путем подогрева материала через стенку сосуда.

При небольшом избытке сульфгидрильного собирателя на поверхности минералов коллективного концентрата на некоторых фабриках ограничиваются только лишь сгущением его или фильтрованием, перемешиванием с активированным углем, крайне редко ультразвуковой обработкой или механической оттиркой. Обжиг коллективного концентрата перед его разделением практически не применяют.

В последнее время исследуются и внедряются биотехнологии при переработке минерального сырья [23, 24], в том числе и биодеструкция остаточных концентраций реагентов, благодаря широкой области применения, экологической безопасности и высокой эффективности [25].

Группой ученых под руководством К.А. Натраджана были получены положительные результаты по деградации изопропилового ксантогената натрия и олеата натрия [26, 27]. В своих исследованиях индийские ученые определили, что гетеротрофные микроорганизмы *Bacillus polymyxa*, выделенные из хвостов флотации сульфидных руд, способны к росту в среде органических флотационных реагентов, продуцируя полисахариды, белки и жирные кислоты. Было определено, что на разложение реагентов влияет как прямой бактериальный метаболизм, так и кислотность метаболитических продуктов. Как показали результаты исследований, ксантогенат эффективнее удаляется при взаимодействии с метаболитами и с активной культурой: полное разложение ксантогената (150 мг/л) было достигнуто приблизительно через 6 часов взаимодействия с активной культурой.

Группой ученых Сибирского федерального университета совместно с представителями Красноярского научного центра СО РАН изучено возможность культуры бактерий *Pseudomonas Japonica* десорбировать ксантогенат с поверхности медных и молибденовых минералов [28–30]. Полученные результаты исследований показали способность культуры бактерий гидрофилизировать поверхность медных минералов, что позволяет эффективно использовать их в процессе селекции коллективных концентратов, сократив при этом расход сернистого натрия и тепловой обработки.

Технологические и реагентные режимы фабрик, перерабатывающие сульфидные свинцово-цинковые руды, не содержащие сульфидов железа, характеризуются простотой, но численность таких фабрик невелика [8, 10, 14]: «Зинк Корпорейшен», «Нью Брокен-Хилл», «Брокен-Хилл Норс» и «Брокен-Хилл Саус» в Австралии, «Пенд Орейль», «Сент Джозеф» и «Джонлин» в США, фабрика «Пиредду» в Италии. В этих рудах сфалерит не активирован, и следовательно, селективная флотация может проводиться без цианида или при низком его расходе (несколько грамм на тонну). В качестве собирателя обычно используют этиловый ксантогенат (15-50 г/т), реже аэрофлот. Пенообразователи – метилизобутилкарбонид и крезоловая кислота (свинцовый цикл), сосновое масло и крезол (цинковый цикл). Расход медного купороса варьируется от 300 до 500 г/т.

Наиболее часто, фабрики перерабатывают сульфидные свинцово-цинковые руды, содержащие пирит или другие сульфиды железа [8, 10, 14]: фабрики «Сихотэ-Алиньская», «Текелийская» «Мизурская» и другие в странах СНГ, «Сулливан», «Джерси» в Канаде, «Остинвилл», «Мидвэл» и другие в США, «Кассандра» в Греции, «Реосин» в Испании. На фабриках стран СНГ и Болгарии для создания щелочной среды обычно применяют соду: в цикле свинцовой флотации рН варьируется от 8,5 до 10,5. Расход цианида в практике редко превышает 120 г/т; иногда цианид применяют в сочетании с цинковым купоросом – метод Шеридана-Гризвольда. Хорошими подавителями для руд с высоким содержанием сульфидов железа могут быть сульфит и бисульфит натрия. Расход медного купороса для активации сфалерита чаще всего составляет от 200-350 до 550 г/т. Из собирателей наиболее распространены ксантогенаты этиловый и изопропиловый, аэрофлоты 25 и 242 (аэрофлоты часто применяют в свинцовом цикле).

На Алмалыкской фабрике, перерабатывающей сульфидные свинцово-цинковые руды Алтын-Топканского и Кургашынканского месторождений, десорбцию сульфгидрильных собирателей с поверхности коллективного концентрата проводят следующим образом [11]: после двух перечисток

коллективные концентрат направляется на перемешивание и десорбцию сернистым натрием, отмывку и доизмельчение концентрата. Расход сернистого натрия в операцию десорбции составляет 100-150 г/т при подаче реагента ИМД-10 в количестве 10-15 г/т – депрессора сульфидов меди. По данным Польшкина и других [11], проведение операции десорбции в сильнощелочной среде при температуре 85 °С позволило интенсифицировать процесс подготовки коллективного концентрата на данной фабрике: сокращается расход сернистого натрия и повышаются показатели селективной флотации. Доизмельчение коллективного концентрата проводится до крупности 83-85 % класса -0,044 мм в присутствии цианистого натрия (18-20 г/т), цинкового купороса (100-110 г/т) и сульфита натрия (45-46 г/т), которые подаются для депрессии цинковой обманки. Первая основная свинцовая флотация проводится при подаче ксантогената 5-6 г/т, вторая свинцовая флотация – цианистый натрий (7-9 г/т), цинковый купорос (45-50 г/т), сульфит натрия (20-21 г/т) и ксантогенат (2 г/т). Эти же реагенты, кроме цианистого натрия, подаются в первую контрольную флотацию – цинковый купорос (20-25 г/т), сульфит натрия (10-11 г/т) и ксантогенат (2-3 г/т). Перечистки свинцового концентрата проводятся при подаче цинкового купороса (в первую 25-30 г/т), цианистого натрия (в первую 5-6 г/т, вторую 3-10 г/т) и сульфита натрия (в первую 12-13 г/т вторую 7-8 г/т). Из хвостов контрольной свинцовой флотации после контактирования с медным купоросом (60-65 г/т) и ксантогенатом (9-12 г/т) флотируют коллективный цинково-пиритный концентрат. Хвосты цинково-пиритной флотации, в которую подаются также медный купорос (25-30 г/т) и ксантогенат (5-6 г/т), являются отвальными, а полученный цинково-пиритный концентрат направляется на цинковую флотацию при pH 10,5-11, создаваемый известью. В цинковую флотацию подают ксантогенат с расходом 1-2 г/т и медный купорос – 5-10 г/т. При наличии в руде значительных количеств пирита в цинковую флотацию добавляется до 8 г/т цианистого натрия. В контрольную цинковую флотацию подают медный купорос (2-5 г/т) и ксантогенат (1-2 г/т). Вторую перечистку цинкового концентрата



проводят при рН 11,5. Получаемые свинцовые концентраты содержат 52-54 свинца при извлечении 83 %, цинковые 54-55 % цинка при извлечении 75 %.

### **1.3 Пути совершенствования технологии обогащения свинцово-цинковых руд**

Проведенный А.А.Абрамовым [31] анализ и оценка пригодности имеющихся теоретических и технологических разработок показал, что основными направлениями развития и совершенствования технологий обогащения руд цветных металлов являются: расширение области применения методов предварительной концентрации руд, развитие технологических схем и повышение эффективности технологических процессов флотации.

**Расширение области применения предварительной концентрации.** Данный пункт основывается на применении процессов гравитационного обогащения: сепарация в тяжелых средах и отсадка, а также радиометрических процессов с учетом совершенствования схем рудоподготовки, обеспечивающих наиболее экономически выгодное соотношение крупности продуктов дробления и измельчения. Известно, что потери свинца при обогащении полиметаллических руд связаны с переизмельчением галенита, недораскрытием его в сростках, а также наличием крупных плохо флотируемых зерен сульфида свинца. Очевидно, что значительную часть галенита необходимо выделять до флотационного передела. Таким образом, применение гравитационного метода для предварительной концентрации галенита представляется рациональным. По данным Г.А. Пахомовой [32], для свинцово-цинковых руд со значительной долей крупного галенита, гравитационный способ обогащения является не просто конкурирующим с флотацией, но единственно возможным для получения свинцового концентрата с учетом хрупкости и легкой шламуемости галенита. Технологическими исследованиями установлено, что из сульфидной свинцово-цинковой руды возможно получение гравитационного свинцового концентрата при содержании свинца 78 % и извлечении около 64 %.

Результаты исследований А.М.Паньшина и других [33] свидетельствуют о том, что внедрение операций гравитационного обогащения: отсадки и концентрации на столах в голове технологической схемы Мизурской обогатительной фабрики позволяет заметно повысить технологические показатели переработки сульфидной свинцово-цинковой руды. Было показано, что из разгрузки мельницы можно выделить от 15 до 20 % свинца в концентрат близкий по качеству к товарной продукции (40 %).

Технологическая оценка полиметаллических руд Ново-Широкинского месторождения показали [34], что наиболее высокие технологические показатели по извлечению ценных компонентов можно достигнуть по комбинированной схеме обогащения, включающей предварительное гравитационное обогащение для извлечения свинца и золота и селективное флотационное обогащение для выделения медного, свинцового, цинкового и пиритного концентратов.

**Развитие технологических схем.** По данным А.А. Абрамова [31], схемы флотации с предварительной коллективной флотацией обогащаемых минералов являются наиболее перспективными для бедных крупно вкрапленных руд и руд с агрегатной вкрапленностью, при обогащении которых уже при грубом измельчении можно удалить в хвосты основную массу породы. Достоинства таких схем – снижение эксплуатационных и капитальных затрат, повышение комплексности использования сырья и качества концентрата, возможность использования оборотных вод без предварительного кондиционирования, более благоприятные условия для автоматизации технологического процесса. Серьезным недостатком этих схем являются трудности разделения коллективных концентратов.

Перспективным развитием всех схем является увеличение стадийности измельчения и обогащения руды, обеспечивающих наибольшее раскрытие сростков, наименьшее переизмельчение извлекаемых минералов и повышение извлечения металлов и качества концентратов. Данное направление развития актуально, в том числе, и для переработки сульфидных свинцово-цинковых руд с учетом хрупкости и легкой шламуемости галенита. Лабораторные исследования

Цветичанина, Вучинича и других [35], по изучению влияния крупности галенита на кинетику флотации показали, что скорость флотации галенита значительно снижается с уменьшением крупности зерна до 18 мкм, а классы крупности менее 18 мкм обладают самыми низкими скоростями флотации.

Для свинцово-цинковых руд, в которых наблюдается тонкое проращение сфалерита с оксидными минералами железа, существует принципиальная возможность применения высокоградиентной магнитной сепарации для повышения качества свинцового концентрата с целью повышения сортности товарного продукта. Так, по результатам исследований руды Горевского месторождения [36] внедрение операции обесцинкования фабричного свинцового концентрата на высокоградиентном магнитном сепараторе при напряженности поля 880 кА/м позволило повысить содержание свинца в свинцовом концентрате с 56 % до 79 % и снизить содержание цинка с 4,9 % до 1,5 %. Этот технологический прием используется в Швеции на руднике Voliden AB.

#### **Повышение эффективности технологических процессов флотации.**

Развитие аналитической базы и оборудования создает теоретические предпосылки для понимания сущности и обоснования оптимальных условий для повышения эффективности технологических процессов флотации. А.А.Абрамов отмечает, что совокупность полученных к настоящему времени результатов теоретических и экспериментальных исследований свидетельствует о возможности обоснования не только сущности предлагаемых методов и приемов повышения эффективности флотационного процесса, но и теоретического расчета оптимальных условий их применения.

К настоящему времени наиболее перспективными методами интенсификации флотационного обогащения являются:

1. Использование оптимальных значений рН флотации, соответствующие значению рН нулевого заряда поверхности минералов. Известно [5, 11], что одним из основных технологических параметров оптимальных условий флотации сульфидных минералов, в том числе и галенита, является оптимальное значение рН пульпы при флотации. Соответствие

оптимального значения рН при флотации значению потенциала нулевого или минимального заряда поверхности флотируемого минерала обусловлено следующими основными причинами [5]: обеспечением максимальной гидрофобности поверхности как вследствие ее нулевого заряда (то есть аполярного состояния), так и хемосорбции собирателя, аполярные радикалы которого направлены в сторону жидкой фазы; обеспечением при нулевом заряде поверхности оптимальных условий физической адсорбции незаряженных молекул диксантогенида, выполняющих кинетические функции при закреплении и флотации минерала.

Лабораторные исследования Шеттиби и Абрамова [16] свидетельствуют о том, что значение рН равновесия системы «ксантогенат свинца – вода» составляют: для  $PbKx_{2\text{бут}}$  – 6,3 и для  $PbKx_{2\text{этил}}$  – 6,15. Поскольку равновесное состояние системы отвечает минимальному значению ее свободной энергии, то полученные рН равновесия систем можно рассматривать как значения потенциала минимального заряда поверхности ксантогената свинца.

2. Применение сочетания реагентов. С целью интенсификации процесса и улучшения технологических показателей флотационного обогащения руд, на практике, широко используется синергетический эффект от применения сочетания реагентов-собирателей [5, 37–40]. Повышение селективности реагентных режимов флотации сульфидных руд основывается на применении:

- сочетания слабого и сильного собирателя одного и того же класса. Например, совместное применение ксантогенатов с различной длиной углеводородного радикала, ксантогенатов с дитиофосфатами и т.д.;

- сочетания слабого и сильного собирателя разных классов коллекторов – ионогенных и неионогенных, например, ксантогенатов и тионокарбаматов; дитиофосфатов и тионокарбаматов, эфиров ксантогенатовых кислот; ксантогенатов и аполярных масел и т.д.;

- модифицирования растворов применяемых собирателей различными высокоактивными химическими веществами, образующих хелатные соединения с

ионом металла кристаллической решетки минерала, как самостоятельно, так и совместно с сульфгидрильными собирателями;

- сочетания сульфгидрильных собирателей и новых модификаторов, селективно подавляющих флотацию определенных минералов.

По данным В.А. Бочарова и других [40], применение первых двух способов интенсификации флотационного обогащения является низкочувствительным, наиболее простым и эффективным в организации использования.

Лабораторные исследования под руководством В.П. Мязина [41] по изысканию новых селективных реагентов для повышения эффективности флотации свинцово-цинковых руд Ново-Широкинского месторождения показали, что наиболее высокие технологические показатели по извлечению ценных компонентов получены при совместном применении в качестве реагентов-собирателей – аэрофлота натриево-бутилового и бутилового ксантогената калия при соотношении в смеси 1:2.

По данным Xianping Luo, Wo Feng и других [42], реагент на основе производных тиаминина обеспечивает лучшие технологические показатели флотации галенита при переработке сульфидной свинцово-цинковой руды по прямой селективной схеме по сравнению с бутиловым ксантогенатом, диэтилдитиокарбаматом и бутиловым аэрофлотом.

3. Применение электрохимической или другой обработки растворов собирателей и энергетического воздействия на них с целью интенсификации флотационного процесса, в том числе позволяющих компенсировать замедленную стадию реакции образования диксантогенида на минеральной поверхности в обычных условиях и обеспечить оптимальное соотношение форм сорбции собирателя на поверхности флотируемых минералов.

Из результатов промышленных исследований Евдокимова и Панышина [43] на Мизурской обогатительной фабрики, перерабатывающие свинцово-цинковые руды, следует, что применение раствора ксантогената, приготовленного на талой воде, позволяет на 2 % повысить извлечение цинка в товарный концентрат при сохранении его качества. Механизм действия ксантогената, приготовленного на

талой воде, авторы объясняют структурными изменениями, происходящими в воде, полученной из льда.

#### **1.4. Биотехнологии в практике переработки полезных ископаемых**

Снижение качества перерабатываемого минерального сырья, а также ужесточение требований к охране окружающей среды обуславливают необходимость разработки новых технологий. В последнее время все более интенсивно исследуются и внедряются в практику методы с применением различных свойств микроорганизмов для интенсификации процессов обогащения, в том числе и для десорбции остаточных концентраций реагентов с поверхности минеральных зерен. Это обусловлено тем, что биотехнологические способы интенсификации являются экологически безопасными, низкочувствительными, пригодными для переработки труднообогатимых бедных и забалансовых руд и сырья техногенного происхождения, а также дают повысить качество очистки сточных вод [24, 61–65].

В данное время, можно выделить следующие направления развития биотехнологий в практике обогащения полезных ископаемых [66]: бактериальное выщелачивание и окисление, биофлотация, биосорбция металлов из растворов и биодеструкция реагентов.

Концепция применения отдельно взятых бактерий или их различных консорциумов в качестве флотационных реагентов является новой, хотя возможность микробной флотации была известна с 1940-х годов [24]. Известно, что действие органических и неорганических реагентов схоже с действием различного типа минеральных и жирных кислот, полисахаридов, протеинов и хелатов, вырабатываемых микроорганизмами. С целью селективного разделения минералов микроорганизмы могут выступать в качестве флотационных реагентов: регуляторов среды или собирателей.

Результаты флотационных исследований в трубке Халимонда свидетельствуют о том, что применение гидрофобных грамположительных

бактерий *Rhodococcus erythropolis* в качестве реагента сульфидизатора позволяет увеличить флотационную активность гематита до 83,66 % при pH равной 6 [67].

Исследования ученых из «МИСиС» [68] показали перспективность применения различных реагентов на основе микроорганизмов при биофлотации бедных платино-палладиевых руд: степень концентрации МПГ в основной операции достигает до 7, а степень контрастности - 9. Отмечено, что применение биореагентов позволяет снизить расход основных традиционных реагентов в цикле флотации на 15 – 20 % при той же степени и уровне извлечения.

Группой ученых [69] установлено возможность применения бактерий при флотации угля для удаления вредных бактерий примесей, таких как серы и золы. Было установлено, что бактерии *B. subtilis* за счет своей природной гидрофильности способны депрессировать вышеперечисленные примеси. При флотации угля с данной бактерией был получен концентрат с содержанием серы и золы 0,9 и 1,95 % соответственно.

Выявлена [70] возможность селективного закрепления бактерий *Bacillus subtilis* и *Mycobacterium phlei* на доломит и апатит. Данные микроорганизмы, сорбируясь на поверхности вышеперечисленных минералов, не дают анионному собирателю закрепиться, тем самым снижают флотационную активность обогащаемых минералов.

Впервые в промышленном масштабе кучное выщелачивание меди было осуществлено в 1982 г. на руднике Lo Aguirre (Чили) с получением катодной меди по технологии SX-EW. В настоящее время с использованием кучного бактериального выщелачивания добывается около 25 % меди на 24 предприятиях: Чили, США, Перу, Австралии, Мексики, Китая, Мьянмы и Болгарии. Также работают несколько установок по выщелачиванию медно-никелевых руд в Австралии, Китае, Колумбии и Турции [23]. Несмотря на большой объем исследований, и опытно-промышленных работ, выполненных на ряде месторождений: Волковское, Николаевское, Блявинское и других, кучное бактериальное выщелачивание меди в отечественной практике практически не используется.

Группой ученых исследована [71] возможность бактериального выщелачивания цинка из сульфидного цинкового концентрата. Подобранный консорциум бактерий: *Leptospirillum ferriphilum*, *Acidithiobacillus caldus*, *Sulfobacillus sp.* и *Ferroplasma sp.*, способен извлечь цинк до 91 %, что в 3 раза больше, по сравнению с химическим выщелачиванием.

Большинство действующих предприятий по биоокислению упорных золотосульфидных концентратов введены в эксплуатацию в последние 15 лет и успешно работают, что свидетельствует об эффективности биотехнологии и ее мировом признании.

Известно, что окисленные руды не поддаются биообработке путем окислительного процесса, и поэтому они обычно перерабатываются пирометаллургией ли гидрометаллургией. Тем не менее, в последние годы активно ведутся исследования в области бактериальной переработки окисленных руд, основанные на снижении трехвалентного железа с помощью ацидофильных анаэробных бактерий. Недавние работы [72] показали, что такой подход может быть реализован при извлечении никеля, меди, кобальта и марганца из окисленных руд.

### **1.5 Биодеструкция углеводородсодержащих соединений**

Термин «биоразрушение» (биодеструкция) применяется тогда, когда исследуется полезная деятельность организмов, направленная на разрушение и утилизацию отживших материалов и изделий. Исследования в этом направлении имеют большое значение для экологии, борьбы с загрязнением окружающей среды [73]. Идея применения различных свойств микроорганизмов для биодegradации углеводородсодержащих продуктов не нова. Еще в начале XX века была доказана способность бактерий к окислению нефти или их отдельных компонентов. Так, Бекманом [74] было высказано предположение о возможности использования бактерий для разрушения тяжелых фракций нефти, остающихся в нефтематеринской породе.



Разработка и совершенствование технологий биоремедиации, особенно почв, загрязненных нефтью и нефтепродуктами, в настоящее время, является областью активных фундаментальных и прикладных исследований. По данным Водяновой [74], количество патентов по рубрикам «восстановление загрязнённой почвы» (индекс В09С1/00), «восстановление земель, нарушенных открытыми разработками» (индекс Е21С41/32) и «микробиологические способы восстановления загрязнённой почвы» (индекс В09С1/10) в Российской Федерации за период с 1983 по начало 2008 года (25 лет) составило 97 изобретений. Для Германии и Франции это число составило - 71 и 16 соответственно, для Великобритании - 6, для Японии - 98, для США - 57, для ВОИС и ЕПВ - 100 и 65 соответственно. В таблице 4.2.1 представлен перечень существующих биопрепаратов, получивших наиболее широкое применение и известность в России и за рубежом [74].

Таблица 1.5.1 – Биопрепараты для рекультивации нефтезагрязненных почв

Название биопрепарата	Страна производитель	Активные компоненты	Год появления
Hydrobac	США	нефтеокисляющие микроорганизмы	1982
Noggies	Германия	нефтеокисляющие микроорганизмы	1986
Путидойл	Россия	<i>Pseudomonas putida 36</i>	1990
Биосгаск	США	нефтеокисляющие микроорганизмы	1992
Деворойл	Россия	<i>Candida, Rhodococcus, Pseudomonas</i>	1992
Экосорб	Россия	нефтеокисляющие микроорганизмы	1994
Биодеструктор	Россия	<i>Acinetobacter valentis, Acin.bicooum</i>	1995
Олеворин	Россия	нефтеокисляющие микроорганизмы	1995
Лестан	Россия	нефтеокисляющие микроорганизмы	1996
Нафтокс	Россия	<i>Mycobacterium, Pseudomonas</i>	1996
Родотрин	Россия	нефтеокисляющие микроорганизмы	1997
Биосет	Россия	<i>p.Arthrobacter, Micrococcus varians</i>	1998
Никаойл-1	Россия	<i>Pseudomonas, Rhodococcus</i>	1998
Родер	Россия	<i>Rhodococcus vubber, Rh.erithropolis</i>	1999
Дестройл	Россия	<i>Acinetobacter sp.</i>	2000
Белвитамин	Россия	нефтеокисляющие микроорганизмы	2003
Родобел	Беларусь	<i>Rhodococcus erythropolis 5D</i>	2003
Ленойл	Россия	<i>Bacillus brevis, Arthrobacter sp</i>	2004

Каждый из этих вышеперечисленных препаратов был апробирован и имеет рекомендации по применению. Все они отличаются консистенцией: жидкие или

сухие, компонентным составом, объектом обработки: почва или водные объекты, загрязнённые нефтью и нефтепродуктами. Некоторые препараты применимы в регионах с пониженными температурами [75].

По данным Ветровой [76], можно судить о том, что основными недостатками существующих биопрепаратов являются: использование монокультур, что является недостаточно эффективным; использование поликультур, в составе которого содержится большое количество микроорганизмов, затрудняет процесс наработки биомассы биопрепарата; узкий диапазон температур; неспособность микроорганизмов, входящих в состав биопрепаратов, продуцировать биосурфактанты; узкий диапазон pH; медленная деградация высоких концентраций нефти и нефтепродуктов.

Как показывает практика [71, 74, 76–79], для повышения эффективности биодegradации нефти и нефтепродуктов чаще всего используются смешанные культуры, состоящие из двух и более микроорганизмов. Этот факт можно объяснить тем, что обладая разными ферментными системами, при совместном действии микроорганизмы, входящие в состав ассоциации, способны разлагать углеводороды с большей эффективностью.

Ветровой А.А. и др. [80] проводились исследования на изучение степени деструкции нефти и изменения доли ее спирто-бензольной фракции в результате биодegradации безплазмидными и плазмидсодержащими бактериями рода *Pseudomonas*. Результаты исследований показали, что присутствие плазмидов в клетках микроорганизмов приводит к увеличению степени деструкции нефти по сравнению с бесплазмидными штаммами.

Гоголевой О.А. [81] изучена способность углеводородокисляющих бактерий *Gordona terrae* и *Acinetobacter sp.* к деструкции нефти Сорочинского месторождения, а также динамика активности в процессе потребления углеводородов. Установлена прямая зависимость между уровнем каталазной активности углеводородокисляющих бактерий и снижением концентрации нефти в среде.

## 1.6 Выбор объекта исследований

В качестве объекта исследований выбрана сульфидная свинцово-цинковая руда Горевского месторождения. Выбор сделан на основании априорной информации, который показал, что это месторождения является крупнейшим месторождением свинца в России [1], в котором сосредоточены более 40 % запасов свинцово-цинковой руды страны, оно входит в пятерку крупнейших месторождений мира.

Свинцово-цинковая руда Горевского месторождения, как научный объект исследования является перспективной еще и потому, что существующая прямая селективная схема предусматривает депрессию сфалерита в начале схемы цинковым купоросом, и как следствие, высокие потери цинка с хвостами обогащения (~35 %).

Представленная диссертационная работа направлена на разработку технологической схемы, которая позволит как традиционными, и так и нетрадиционными приемами снизить потери металлов с хвостами.

## 1.7 Вещественный состав свинцово-цинковой руды Горевского месторождения

Основными рудными минералами являются: свинцовые, в основном в форме галенита и незначительно в форме церуссита, англезита и плюмбоярозита, и цинковые – в форме сфалерита. Медь практически отсутствует. Руда месторождения содержит серебро и кадмий. Серебро, в основном, связано со свинцом, кадмий - с цинком. В значительном количестве руда содержит железо в форме сидерита, анкерита, пирротина, пирита. Нерудные минералы представлены кварцем, доломитом, кальцитом и в меньшем количестве хлоритом и серицитом.

Количественные соотношения между главными рудными и нерудными, а также между самими рудными минералами характеризуются невыдержанностью по мощности, падению и простиранию рудных тел. Содержание сульфидов в

различных частях рудных тел составляет от 0,5-1,0 % до 20-25 % от общей массы руды, достигая иногда 50-70 %. Количество галенита, сфалерита и пирротина по отношению друг к другу в составе руд меняется в широких пределах на разных участках месторождения. Особенностью месторождения является общее преобладание галенита над сфалеритом. Соотношение между галенитом и сфалеритом в среднем 4:1. Различаются руды первичные и окисленные. Первые представляют главную массу оруденения. Последние встречаются в зоне окисления и играют резко подчинённую роль.

Галенит образует сплошные плотные скопления агрегатов зерен, часто срастаясь с другими сульфидами или прорастая ими, с образованием включений сфалерита, пирротина вплоть до эмульсионной вкрапленности. Содержание свинца в галените сильно варьирует в зависимости от содержания в нем не извлекаемых при флотации тонких включений пирротина, сфалерита и др. В относительно чистых зернах галенита содержание свинца составляет в среднем 82 %. В зернах галенита с большим количеством включений других минералов содержание свинца снижается до 40 – 45 %. Размер включений галенита изменяется в пределах 0,05 – 2 мм, а отдельных зерен – 0,001 – 0,005 – 0,1 мм. Около 5 – 10 % зерен галенита размером меньше 10 мкм.

Сфалерит наблюдается в виде сплошных, плотных крупнокристаллических образований в сидерите, в кварц-сидеритовой и кварц-серицитовой породе. Постоянно сопровождается включениями пирротина, галенита и сростков с их агрегатами. Имеются участки с эмульсионной вкрапленностью сфалерита в породе, реже – в сульфидах.

Вкрапленность минералов в руде различная, наряду со средней, значительная часть рудных минералов находится в весьма тонком срастании с вмещающей породой и между собой.

Удельный вес товарной руды 3,3 т/м<sup>3</sup>, влажность до 5 %, крупность максимального куска – 850 мм, коэффициент разрыхления – 1,5, крепость по Протоdjаконову – 8-10. Химический состав руды представлен в таблице 1.7.1.

Таблица 1.7.1 – Химический состав руды

Компонент	Содержание, %		
	от	до	всего
<i>Pb</i>	11,8	26,64	8,93
<i>Zn</i>	0	7,53	1,67
<i>S</i>	0,53	16,03	4,27
<i>SiO<sub>2</sub></i>	14,43	71,64	38,62
<i>TiO<sub>2</sub></i>	0,06	0,48	0,12
<i>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	0,42	5,08	2,08
<i>FeO</i>	7,86	36,42	20,73
<i>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></i>	0	8,55	1,7
<i>Fe</i>	0,19	15,2	2,09
<i>CaO</i>	0,32	7,78	1,4
<i>MgO</i>	1,04	4,63	0,99
<i>MnO</i>	0,38	3,04	1,55
<i>P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></i>	0,04	0,15	0,11
<i>K<sub>2</sub>O</i>	0,09	1,28	0,43
<i>Na<sub>2</sub>O</i>	0,08	0,75	0,17
<i>CO<sub>2</sub></i>	5,1	21,54	13,3

Из таблицы следует, что сульфиды свинца, цинка, железа, карбонаты железа, магния, марганца и кальция вместе с кварцем на 90-95 % слагают руды Горевского месторождения. Роль остальных элементов и компонентов мала, а поэтому технологические схемы переработки руд до сих пор опираются на традиционную флотацию. Количество попутных полезных и вредных компонентов в рудах месторождения в сравнении с высоким (1-10 %) содержанием свинца и цинка невелико.

### 1.8 Технологическая схема действующего предприятия

Исследуемая руда на действующей фабрике перерабатывается флотационным методом обогащения по прямой селективной схеме обогащения с последовательным выделением свинца и цинка. Технологическая схема обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды Горевского месторождения представлена на рисунке 1.8.1.

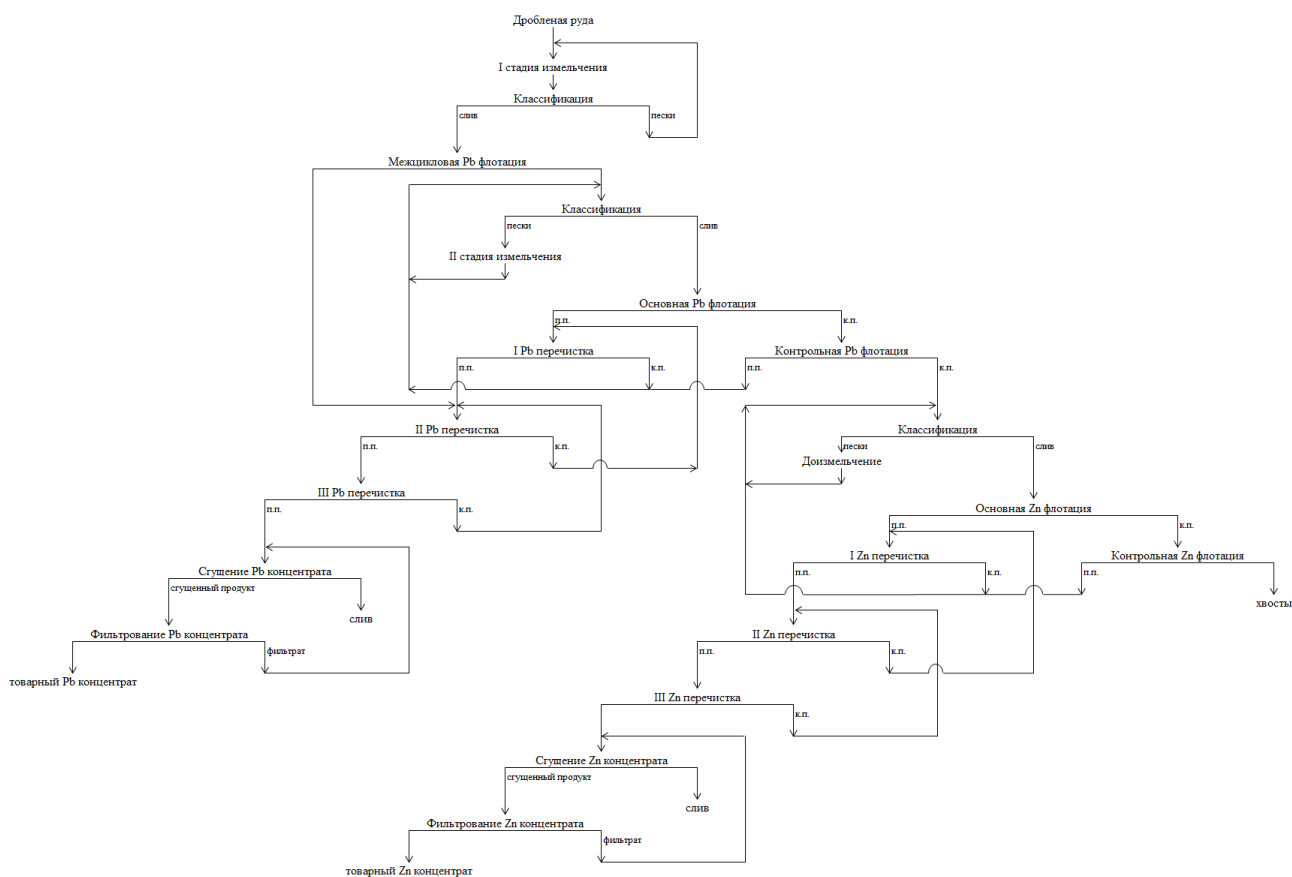


Рисунок 1.8.1 – Технологическая схема обогащения

Измельчение дробленой руды производится в две стадии. Во избежание ошламования крупнозернистого галенита в схеме измельчения предусмотрена межцикловая свинцовая флотация с получением черного свинцового концентрата. Первая стадия измельчения реализуется в шаровых мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами. Содержание класса  $-0,074$  мм в питании межциклового свинцового флотации варьируется от 60 до 65 %.

С целью дораскрытия зерен сфалерита в цинковом цикле предусмотрена операция доизмельчения камерного продукта контрольной свинцовой флотации: тонина помола 90 % класса  $-0,074$  мм.

Флотационная схема обогащения представлена свинцовым и цинковым циклами. Свинцовый цикл флотации включает в себя: межцикловую флотацию, основную флотацию, три стадии переотсадки и одну контрольную флотацию. Цикл цинковой флотации представлен следующими операциями: основной и контрольной флотацией, и тремя стадиями переотсадки.

С целью сульфидизации окисленных форм галенита в межцикловую свинцовую флотацию подают сернистый натрий 35 г/т.

В качестве реагента-собирателя на галенит и сфалерит применяют бутиловый ксантогенат калия, общий расход которого составляет 56 г/т. При этом бутиловый ксантогенат калия подают только в межцикловую, основные и контрольные операции.

Для депрессии сфалерита на действующей фабрике применяют только цинковый купорос с общим расходом 250 г/т. При этом, реагент-депрессор подают в мельницы I и II стадии измельчения с целью увеличения времени контактирования цинкового купороса с пульпой. Также, для улучшения технологических показателей флотации, цинковый купорос добавляют в первые две свинцовые перечистки и контрольную свинцовую флотацию.

Для активации задепрессированного сфалерита применяют медный купорос, расход которого составляет 320 г/т. Агитация медного купороса производится в контактных чанах.

В качестве регулятора среды и для депрессии галенита в цинковом цикле добавляют известь с общим расходом 3100 г/т.

В качестве пенообразователя применяют оксаль марки Т-92 с общим расходом 66 г/т.

По данному реагентному режиму и технологической схеме суммарные потери металлов с отвальными хвостами составляют 40,64 %, извлечение свинца и цинка в одноименные концентраты - 83,5 % и 56,03 % соответственно.

### **Выводы по главе 1:**

На основании анализа технологий обогащения полиметаллических руд было выявлено:

1. Схемы предварительной коллективной флотации всех сульфидов с последующим разделением свинцово-цинкового концентрата несмотря на явные и экономические преимущества по сравнению со схемами прямой селективной

флотации не получили широкого применения. Это обусловлено тем, что активированный медным купоросом сфалерит плохо депрессируется по бесцианидным технологиям, а также необходимостью подготовки поверхности коллективного концентрата перед узлом селекции.

2. Существующие традиционные способы десорбции флотационных реагентов с поверхности минералов характеризуются громоздким аппаратным оформлением, большими энергетическими и материальными затратами, а применяемые реагенты требуют внедрения в технологическую схему специальных мероприятий по обезвреживанию и очистке сточных вод.

3. Анализ современных исследований по повышению технологических показателей обогащения свинцово-цинковых руд показал, что нетрадиционные подходы являются перспективными для решения поставленной цели. Это обусловлено тем, что разрабатываемый способ десорбции должен удовлетворять жестким требованиям экологической безопасности и характеризоваться эффективностью при низких материальных и энергетических затратах, так как объект исследования, Горевское месторождение, находится непосредственной близости от реки Ангары.

4. Основными рудными минералами в руде Горевского месторождения являются: свинцовые, в основном в форме галенита и незначительно в форме церуссита, англезита и плюмбоярозита, и цинковые – в форме сфалерита. Вкрапленность минералов в руде различная, наряду со средней, значительная часть рудных минералов находится в весьма тонком сростании с вмещающей породой и между собой.

5. Исследуемая руда на действующей фабрике перерабатывается флотационным методом обогащения по прямой селективной схеме обогащения с последовательным выделением свинца и цинка. Для депрессии сфалерита на действующей фабрике применяют только цинковый купорос с общим расходом 250 г/т. По данному реагентному режиму и технологической схеме суммарные потери металлов с отвальными хвостами составляют 40,64, извлечение свинца и цинка в одноименные концентраты - 83,5 % и 56,03 % соответственно.



## Глава 2 Разработка флотационной схемы обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды

Перед технологическими исследованиями сульфидная свинцово-цинковая руда Горевского месторождения дробилась и сокращалась с соблюдением правил опробования и расчета минимальной массы пробы.

Измельчение исходной руды проводилась в лабораторной шаровой мельнице с поворотной осью.

Флотационные опыты выполнялись на лабораторных флотационных машинах МФ-237Л и МФ-189Л с различными объемами камеры. Водные растворы реагентов готовились с различной концентрацией с учетом их химической активности.

Значения рН в операциях и продуктах обогащения измерялись лабораторным рН-метром InoLab марки рН720 (WtW, Германия).

Обводненные продукты и продукты флотации сушили на электрической плите ЭП-6П (Abat, Россия) до воздушно-сухого состояния при температуре не выше 100 °С.

Из высушенных продуктов отбирались пробы на химический анализ в соответствии с действующими методическими указаниями.

Определение массовой доли свинца и цинка в продуктах флотации проводилась с помощью рентгенофлуоресцентного энергодисперсионного спектрометра ARL Quant'X фирмы Thermo Scientific, США.

### 2.1 Кинетика измельчения

Исследование кинетики измельчения проводилась в лабораторной шаровой мельнице с поворотной осью, полезный объем мельницы 1 л. Масса исходных навесок на измельчение составляла 200 г. Соотношение воды, измельчаемого материала, дробящей среды (шаров) принято равным 0,5 : 1 : 10 соответственно. Время измельчения варьировали от 0 до 20 минут при шаге 5 минут.

Рационализация дробящей среды при измельчении принято в соответствии с действующими рекомендациями [44–46].

Результаты изучения кинетики измельчения представлены в таблице 2.1.1 и на рисунке 2.1.1.

Таблица 2.1.1 – Кинетика измельчения

Время измельчения $t$ , мин	Наименование продукта	Выход класса $\gamma$ , %
0	Класс +0,074	83,4
	Класс -0,074	16,6
	Исходная навеска	100
5	Класс +0,074	56,9
	Класс -0,074	43,1
	Исходная навеска	100
10	Класс +0,074	22,5
	Класс -0,074	77,5
	Исходная навеска	100
15	Класс +0,074	5,9
	Класс -0,074	94,1
	Исходная навеска	100
20	Класс +0,074	2,4
	Класс -0,074	97,6
	Исходная навеска	100

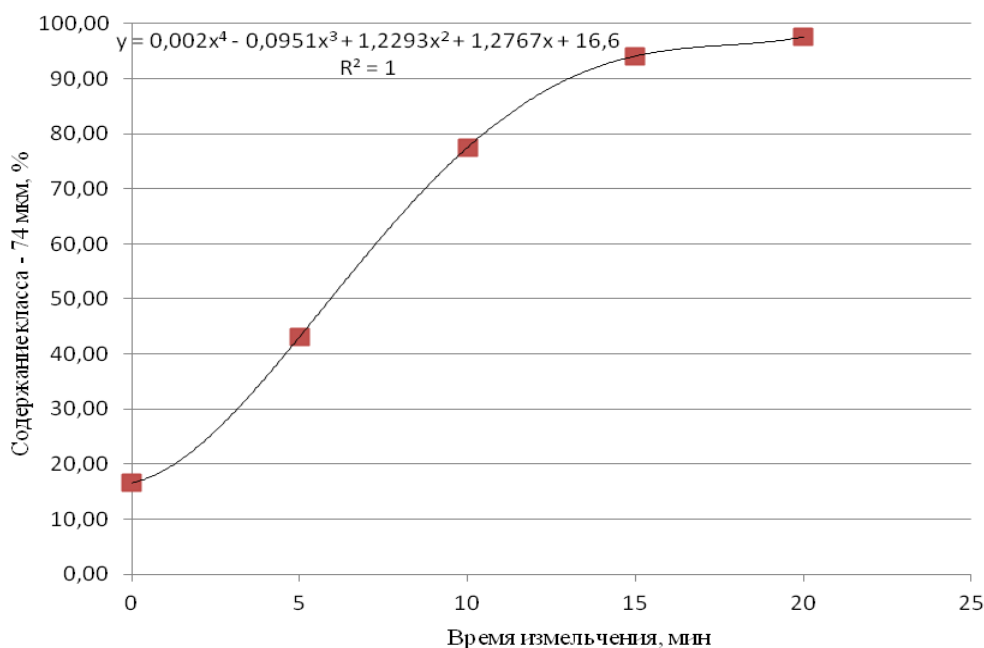


Рисунок 2.1.1 – Кинетика измельчения

На основании полученных данных, были найдены уравнения регрессионной модели, соответствующие полиномам 3 и 4 степени. За  $y(x)$  в уравнениях обозначено значение выходов класса  $-0,074$  м, а за независимую переменную  $x$  – время измельчения в минутах. По данным регрессионного анализа, для описания влияния времени измельчения на тонину помола, был выбран полином 4 степени:

$$y(x) = 0,002x^4 - 0,0951x^3 + 1,2293x^2 + 1,2767x + 16,6$$

Для нахождения времени измельчения, соответствующего тонине помола 85 % класса  $-0,074$  мм, по найденному уравнению регрессии был применен симплекс метод. На основании уравнения требуемое время измельчения составило 11,5 минут.

## 2.2 Флотация галенита в безреагентном режиме

В последнее время в практике флотационного обогащения полиметаллических руд возникла тенденция резкого сокращения расходов реагентов-собирателей, а в ряде случаев, применение безреагентной флотации только с вспенивателем, которая позволяет получить в голове технологического процесса первичный богатый продукт, состоящий из легкофлотируемых минералов. Данная тенденция не только удовлетворяет технологическим требованиям дальнейшей доводки, но также имеет большое экономическое и экологическое значение.

Рассматривая ряд Таггарта [5], видим, что наиболее природно гидрофобные сульфидные минералы: галенит и молибденит могут быть сфлотированы без добавки реагента-собирателя при условии отсутствия окисления поверхности минералов или при условии восстановления окисленных форм с помощью сульфидизатора. Многие работы, в том числе исследования Самыгина, показали

возможность повышения технологических показателей обогащения галенита методом безреагентной флотации с применением только вспенивателя.

Для изучения флотационных свойств руды Горевского месторождения была реализована схема, представленная на рисунке 2.2.1.

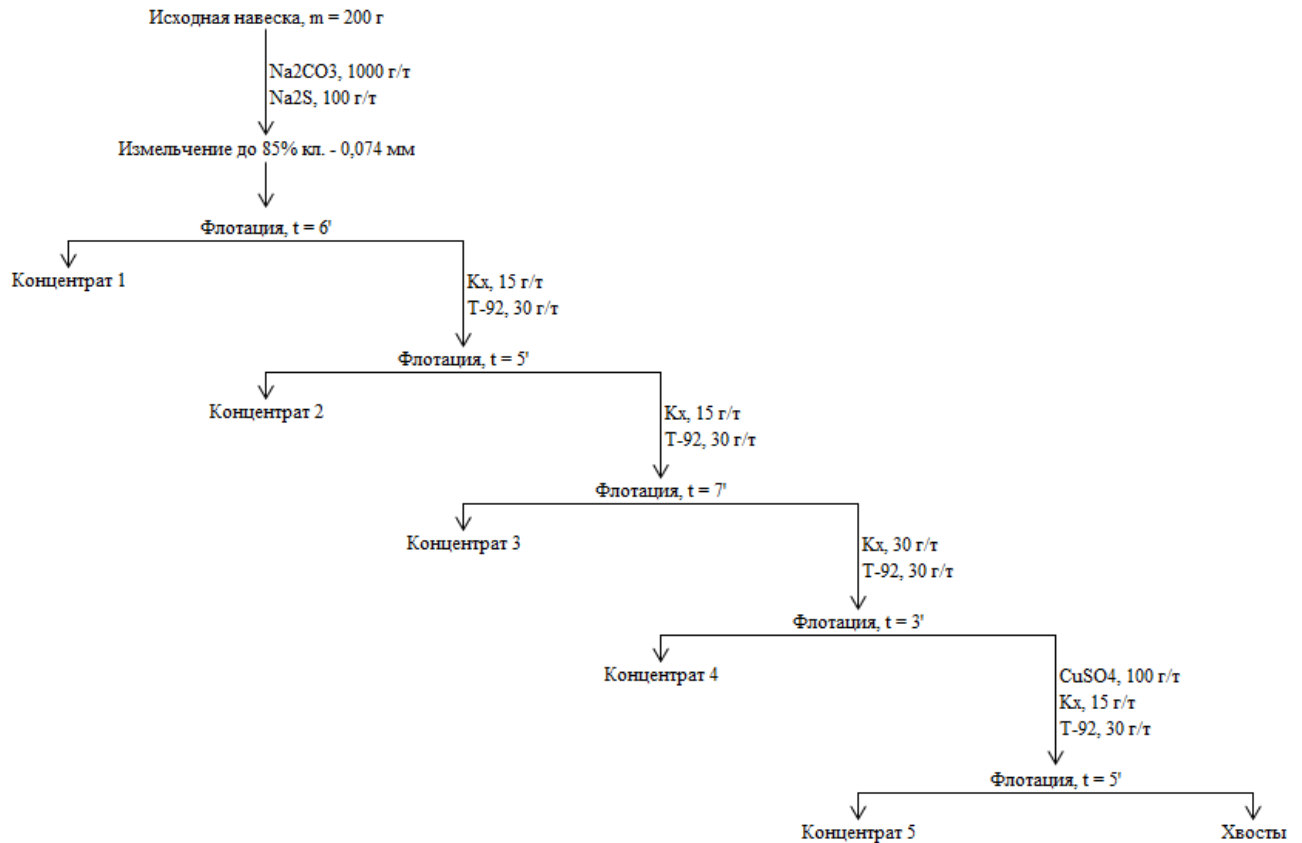


Рисунок 2.2.1 – Схема флотации

Первый съем пены осуществлялся в безреагентном режиме, то есть без добавки собирателя и пенообразователя, а последующие операции предусматривали дробную подачу бутилового ксантогената калия и Т-92. Съем концентрата выполняли до деминерализации пенного продукта.

Результаты флотации представлены в таблице 2.2.1.

Таблица 2.2.1 – Результаты флотации

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Концентрат 1	5,38	30,23	3,10	37,51	7,34
Концентрат 2	9,14	22,72	7,12	47,89	28,62

## Окончание таблицы 2.2.1

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Концентрат 3	8,06	3,05	5,27	5,67	18,68
Концентрат 4	3,76	1,59	6,50	1,38	10,75
Концентрат 5	6,45	0,81	10,74	1,20	30,47
Хвосты	67,21	0,41	0,14	6,35	4,14
Исходная руда	100	4,34	2,27	100	100

Результаты исследований показывают, что при отсутствии реагента-собираателя за счет природной гидрофобности галенита возможно извлечь в пенный продукт ~37 % металла с содержанием свинца 30 %. Содержание цинка в данном продукте находится на уровне содержания его в исходной руде, а извлечение – пропорционально выходу. Преобладание флотационной активности минералов свинца над цинковыми минералами заметно и после подачи 15 г/т бутилового ксантогената калия. Последующее увеличение расхода собирателя приводит к росту извлечения цинка в пенные продукты. Следует отметить, что активатор сфалерита- медный купорос подавали только в последний прием флотации, прирост извлечения цинка в пенный продукт после добавки активатора составил 30 %. Основное количество цинка перешло в пенный продукт флотации без активации сфалерита.

Анализ распределения потерь металлов с хвостами показал, что по классам крупности +0,05 и -0,05 мм потери пропорциональны выходам. Фазовый анализ хвостов (таблица 3.2.2) свидетельствует о том, что 27 % от общих потерь свинца приходится на плюмбоярозит, 56,7 % на галенит и 16,2 % теряются в форме англезита и церуссита.

Таблица 2.2.2 – Фазовый состав руды и хвостов флотации

Минерал	Распределение, %	
	руда	хвосты
Галенит	85,1	56,8
Англезит	2,9	8,1
Церуссит	4,6	8,1
Плюмбоярозит	7,4	27,0
Всего	100,0	100,0

В пробе отмечено наличие двух генераций сфалерита: раннего (железистого) и позднего (маложелезистого). Характерны выделения труднофлотируемого сфалерита- марматита.

Введение предварительной свинцовой флотации в безреагентном режиме позволит снизить общий расход реагентов-собирателей, а также получить черновой свинцовый концентрат, поверхность которого не «загрязнена» реагентами-собирателями. Отношение содержаний свинца и цинка в камерном продукте после предварительной свинцовой флотации равняется 1:1, что благоприятно для дальнейшего применения цикла коллективной свинцово-цинковой флотации.

### **2.3 Изучение влияния сочетаний реагентов-собирателей на технологические показатели коллективной флотации**

Для интенсификации процесса и улучшения технологических показателей флотационного обогащения полиметаллических руд, на практике, широко используется синергетический эффект сочетания реагентов-собирателей [37–40].

При флотационных исследованиях испытывались следующие реагенты-собиратели фирмы Cytec Industries: Aero 400, Aero 5745 и Aero 8045. Реагент Aero 400 представляет собой смесь меркаптобензотиазолов и дитиофосфатов. В состав Aero 5745 входят модифицированный тиокарбамат 40-70 %, изобутанол 3-7 %, 2-этилгексанол 30-50 %. Aero 8045 – это смесь, состоящая из натриевого соля меркаптобензотиазола 10-20 %, ди(втор-бутил)дитиофосфата натрия 1-5 %, диизобутилдитиофосфата натрия 5-10 % и диизобутилмоноотиофосфата натрия 10-30 %.

Схема флотации с применением реагентов серии Aero представлена на рисунке 2.3.1.

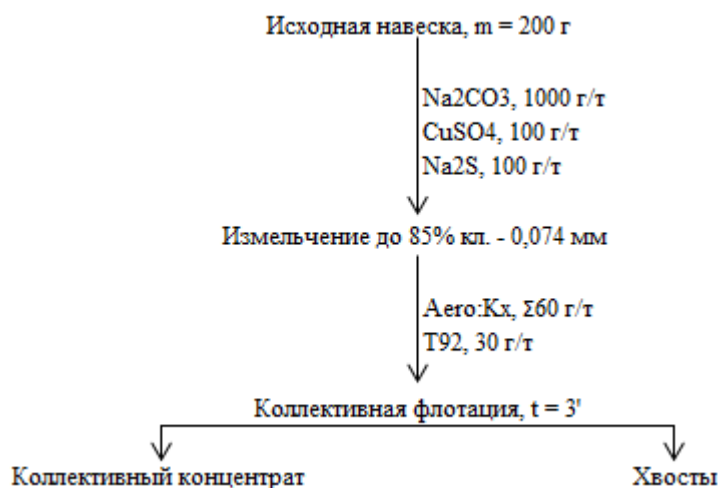


Рисунок 2.3.1 – Схема флотации с реагентами серии Аеро

Схема опытов представляла собой коллективную флотацию при тонине помола 85 % класса -0,074 мм. Коллективная флотация проводилась до деминерализации пенного продукта, продолжительность съема пены составило 3 минуты для всех опытов. Реагентный режим: регулятор среды – сода 1000 г/т, активатор сфалерита – медный купорос 100 г/т, сульфидизатор – сернистый натрий 100 г/т, основной собиратель – бутиловый ксантогенат калия, дополнительный собиратель – реагент серии Аеро, пенообразователь – оксаль марки Т-92 30 г/т. Общий расход реагентов-собирателей составил 60 г/т, доля новых изучаемых реагентов варьировали от 0 до 1 с шагом 0,25.

Результаты опытов представлены в таблице 2.3. Учитывая зависимость извлечения металлов от выхода пенного и то, что дитиофосфаты обладают пенообразующими свойствами, при оценке результатов флотации за функцию отклика принято критерий Ханкока-Люйкена ( $E$ ).

Таблица 2.3.1 – Результаты флотации с реагентами серии Aero

Доля Aero, д.е.	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Pb	Zn	Pb	Zn
<i>Aero 400</i>						
0	Коллективный концентрат	22,64	16,44	9,25	76,82	74,70
	Хвосты	77,36	1,45	0,92	23,18	25,30
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,25	Коллективный концентрат	16,00	29,61	8,59	97,77	49,02
	Хвосты	84,00	0,13	1,70	2,23	50,98
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,5	Коллективный концентрат	20,00	22,96	8,22	94,78	58,66
	Хвосты	80,00	0,32	1,45	5,22	41,34
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,75	Коллективный концентрат	16,16	25,93	7,42	86,49	42,74
	Хвосты	83,84	0,78	1,91	13,51	57,26
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
1	Коллективный концентрат	15,31	22,38	7,76	70,70	42,38
	Хвосты	84,69	1,68	1,91	29,30	57,62
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
<i>Aero 5745</i>						
0	Коллективный концентрат	22,64	16,44	9,25	76,82	74,70
	Хвосты	77,36	1,45	0,92	23,18	25,30
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,25	Коллективный концентрат	25,25	12,72	8,19	66,32	73,73
	Хвосты	74,75	2,18	0,99	33,68	26,27
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,5	Коллективный концентрат	37,00	11,20	6,00	85,54	79,18
	Хвосты	63,00	1,11	0,93	14,46	20,82
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,75	Коллективный концентрат	30,61	13,47	6,24	85,13	68,12
	Хвосты	69,39	1,04	1,29	14,87	31,88
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
1	Коллективный концентрат	36,36	10,96	5,86	82,24	75,98
	Хвосты	63,64	1,35	1,06	17,76	24,02
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
<i>Aero 8045</i>						
0	Коллективный концентрат	22,64	16,44	9,25	76,82	74,70
	Хвосты	77,36	1,45	0,92	23,18	25,30
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,25	Коллективный концентрат	17,34	22,08	8,45	79,01	52,26
	Хвосты	82,66	1,23	1,62	20,99	47,74
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,5	Коллективный концентрат	17,95	18,44	8,69	68,32	55,61
	Хвосты	82,05	1,87	1,52	31,68	44,39
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00
0,75	Коллективный концентрат	19,00	21,54	7,45	84,47	50,50
	Хвосты	81,00	0,93	1,71	15,53	49,50
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00



## Окончание таблицы 2.3.1

Доля Аеро, д.е.	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
1	Коллективный концентрат	16,00	23,00	7,64	75,96	43,57
	Хвосты	84,00	1,39	1,88	24,04	56,43
	Исходная руда	100,00	4,84	2,80	100,00	100,00

Подача только бутилового ксантогената калия при расходе 60 г/т (базовый опыт) обеспечивает следующие технологические показатели: извлечение свинца и цинка в пенный продукт 76,82 % и 74,7 % при содержании 16,44 % и 9,25 % соответственно.

Как видно из полученных данных, увеличение доли реагентов Аеро 5745 и Аеро 8045 в суммарном расходе с бутиловым ксантогенатом калия приводит к ухудшению технологических показателей флотации.

Наименьшие потери металлов с хвостами коллективной флотации наблюдается при добавке Аеро 400 к основному собирателю – бутиловому ксантогенату калия при соотношении 1:1.

Отсутствие отечественного производства Аеро 400 и высокая цена реагента ставят под сомнение быстрое внедрение в промышленность предлагаемого реагентного режима. Альтернативой Аеро 400 могут быть аполярные собиратели, а именно продукты разгонки нефти. Так, для интенсификации флотации сульфидов, Кузиной [47] предлагается в качестве дополнительного собирателя использовать аполярные собиратели – гетероорганические соединения нефти. Аполярные реагенты-собиратели характеризуются не избирательной сорбцией, поэтому данные коллекторы используются при флотации природно гидрофобных минералов, либо при коллективной флотации сульфидных полиметаллических руд в качестве дополнительного собирателя. С учетом не богатой номенклатуры сульфгидрильных реагентов-собирателей, производимых в России [48, 49], а также высоких цен на зарубежные реагенты, применение аполярных собирателей: углеводородных продуктов разгонки нефти в качестве дополнительного собирателя может стать альтернативой.

Схема флотации с добавкой аполярного собирателя включала одну основную коллективную флотацию и представлена на рисунке 2.3.2.

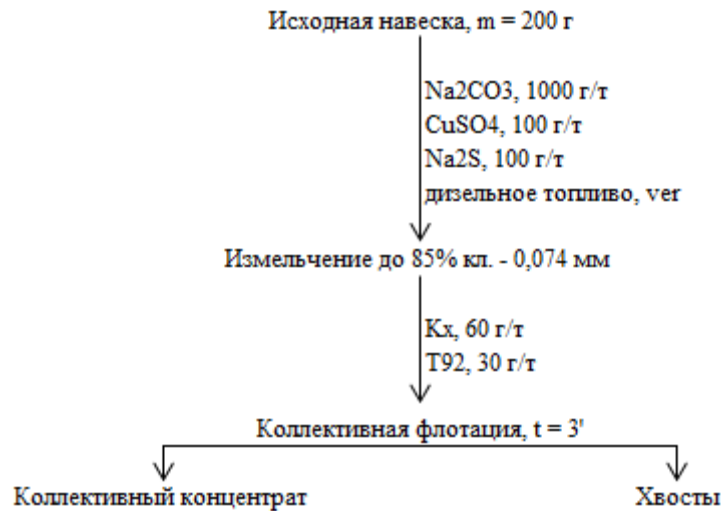


Рисунок 2.3.2 – Схема флотации с аполярным собирателем

Точки подачи и расход основных реагентов, а также время флотации аналогичен предыдущим опытам с Aero (рисунок 3.3.1). В качестве аполярного собирателя использовали дизельное топливо марки Л-0,05-62 (класс 3, ГОСТ 305-82), характеризующейся дешевизной и распространенностью. Расход дизельного топлива варьировали от 0 до 162,5 г/т с шагом 32,5 г/т, точка подачи аполярного собирателя: измельчение выбрана с целью диспергирования и увеличения продолжительности контактирования реагента с пульпой.

Результаты флотации с добавкой дизельного топлива представлены в таблице 2.3.2 и на рисунке 2.3.3. За функцию отклика принят критерий Ханкока-Люйкена.

Таблица 2.3.2 – Результаты флотации с добавкой дизельного топлива

Расход д.т., г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
0	Коллективный концентрат	22,64	16,44	9,25	76,82	74,70
	Хвосты коллективной флотации	77,36	1,45	0,92	23,18	25,30
	Исходная руда	100	4,84	2,80	100	100

## Окончание таблицы 2.3.2

Расход д.т., г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Pb	Zn	Pb	Zn
32,5	Коллективный концентрат	43,56	9,87	6,41	95,25	94,82
	Хвосты коллективной флотации	56,44	0,38	0,27	4,75	5,18
	Исходная руда	100	4,51	2,94	100	100
65	Коллективный концентрат	40,18	11,37	6,89	95,62	94,68
	Хвосты коллективной флотации	59,82	0,35	0,26	4,38	5,32
	Исходная руда	100	4,78	2,92	100	100
97,5	Коллективный концентрат	38,69	12,46	7,58	95,62	94,66
	Хвосты коллективной флотации	61,31	0,36	0,27	4,38	5,34
	Исходная руда	100	5,04	3,10	100	100
130	Коллективный концентрат	39,02	11,03	6,79	95,28	94,56
	Хвосты коллективной флотации	60,98	0,35	0,25	4,72	5,44
	Исходная руда	100	4,52	2,80	100	100
162,5	Коллективный концентрат	49,49	9,57	5,67	95,23	94,07
	Хвосты коллективной флотации	50,51	0,47	0,35	4,77	5,93
	Исходная руда	100	4,97	2,98	100	100

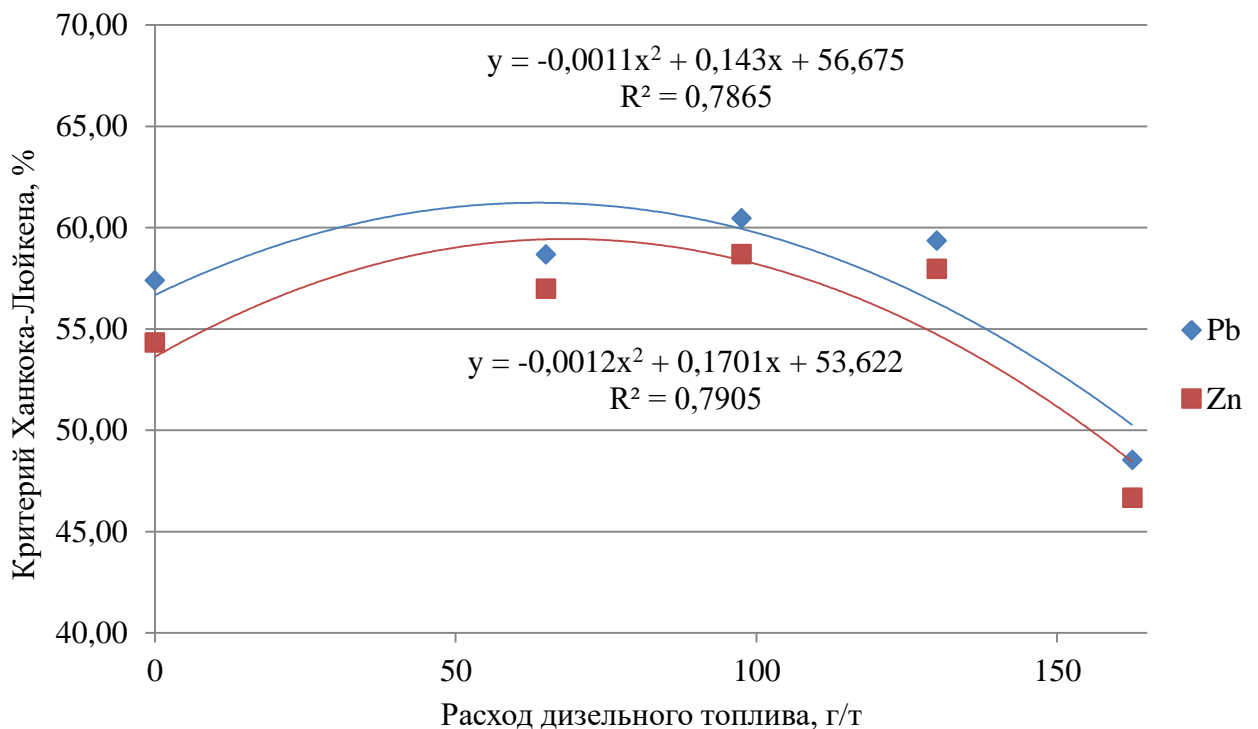


Рисунок 2.3.3 – Зависимость критерия Ханкока-Люйкена от расхода дизельного топлива

Увеличение расхода дизельного топлива с 0 до 100 г/т приводит к повышению критерия Ханкока-Люйкена в среднем на 4 % для каждого металла и обеспечивает снижение суммарных потерь металлов с хвостами на 39 %.

Рост технологических показателей при использовании сочетания бутилового ксантогената калия и дизельного топлива объясняется синергетическим эффектом сочетания собирателей разных классов коллекторов. Сорбция дизельного топлива на поверхность сульфидов подтверждается изменениями электрокинетического потенциала (рисунок 2.3.4).

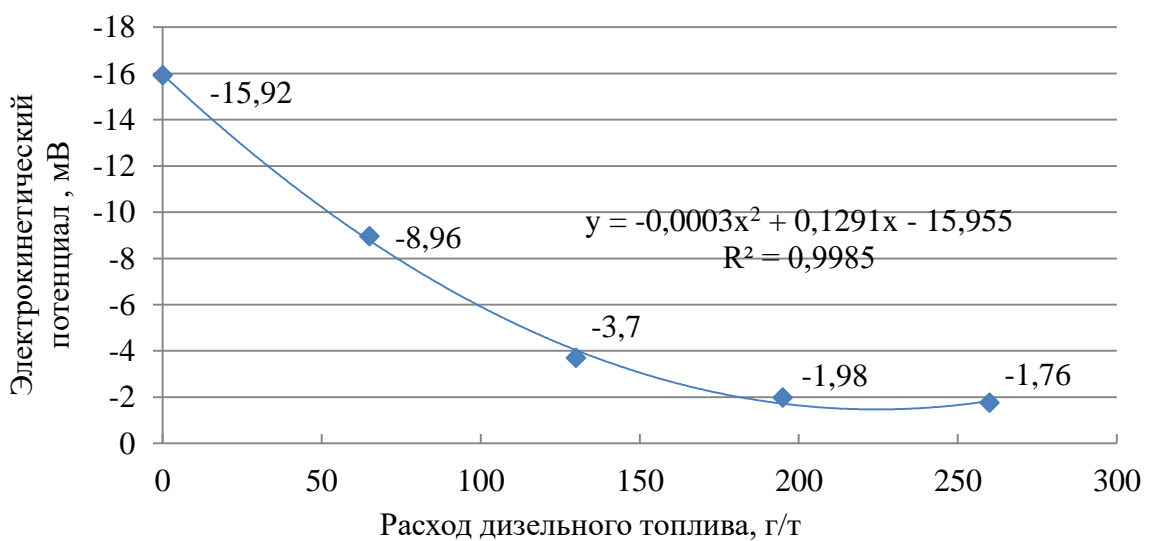


Рисунок 2.3.4 – Зависимость дзета-потенциала поверхности коллективного концентрата от расхода дизельного топлива

Увеличение расхода дизельного топлива с 0 до 260 г/т приводит к смещению дзета-потенциала в область нулевого заряда: с -15,92 мВ до -1,76 мВ, что свидетельствует о сорбции исследуемого реагента на поверхность коллективного концентрата. Исследованиями А.Н. Фрумкина и других ученых показано, что адсорбция нейтральных и не образующих химических связи с поверхностью молекул аполярных собирателей тем больше, чем меньше заряд. Максимум адсорбции таких молекул совпадает с областью нулевого заряда поверхности.

В настоящее время аполярные реагенты, несмотря на дешевизну и распространенность, не получили широкого применения в роли дополнительного

собиранья при коллективной флотации сульфидных полиметаллических руд. Это объясняется тем, что сфлотированные аполярным собирателем сульфидные минералы коллективного концентрата характеризуются близостью флотационных свойств, что в свою очередь, сильно затрудняет дальнейший процесс селекции. Данная проблема особо актуальна при переработке сульфидных свинцово-цинковых руд при коллективно-селективной схеме флотации, где процесс разделения минералов затруднен еще и активацией цинковой обманки медным купоросом.

#### 2.4 Коллективная флотация с предварительной свинцовой флотацией

На основании выполненных исследований: изучения естественной флотационной активности галенита и влияния сочетаний реагентов-собирателей на технологические показатели, а также после оптимизации расходов и точек подачи реагентов, предложена технологическая схема и реагентный режим коллективного цикла флотации (рисунок 2.4.1).

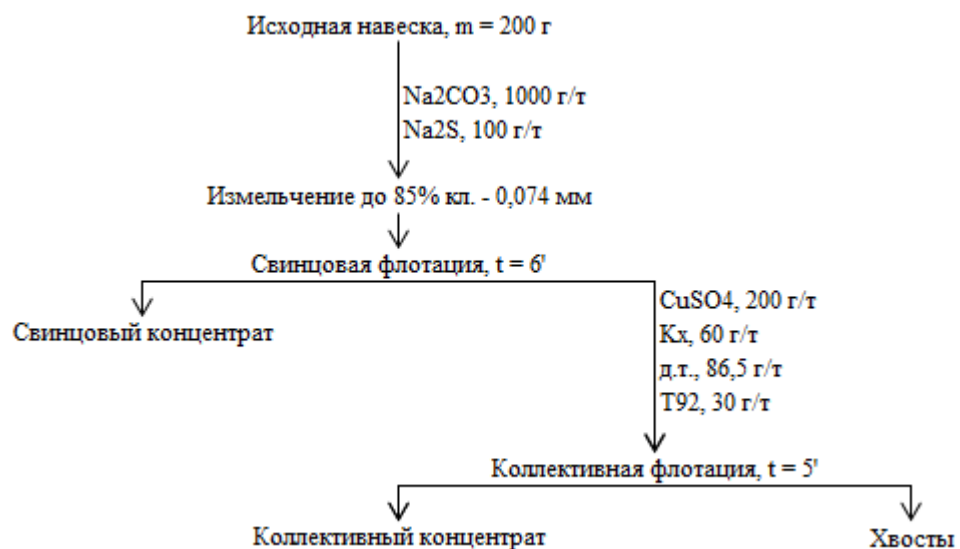


Рисунок 2.4.1 – Коллективная свинцово-цинковая флотация с предварительной свинцовой флотацией в безреагентном режиме

Исходная навеска измельчается до тонины помола 85 % класса -0,074 мм с добавлением в мельницу следующих реагентов: соды 1000 г/т для создания слабощелочной среды и сернистого натрия 100 г/т для сульфидизации окисленных форм минералов. Схема включает в себя предварительную свинцовую флотацию в безреагентном режиме и коллективную свинцово-цинковую флотацию. С целью активации сфалерита дозировался медный купорос 200 г/т в коллективную флотацию, время контактирования реагента-активатора в камере флотационной машины составило 5 минут. В качестве основного собирателя подавали бутиловый ксантогенат калия 60 г/т. Определено, что добавка дизельного топлива при расходе 86,5 г/т обеспечивает наименьшие потери металла с хвостами коллективной флотации.

С целью получения достоверных результатов и наработки коллективного концентрата для дальнейших опытов по изучению цикла селекции, было проведена серия опытов, в количестве 50, согласно схеме, представленной на рисунке 2.4.1. Обобщенные результаты проведенных опытов представлены в таблице 2.4.1.

Таблица 2.4.1 – Обобщенные результаты флотации

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Свинцовая головка	5,38	34,5	3,1	40,61	7,38
Коллективный концентрат	26,03	9,33	7,25	53,14	83,50
Отвальные хвосты	68,59	0,41	0,3	6,25	9,12
Исходная руда	100,0	4,57	2,26	100,0	100,0

Реализация предварительной свинцовой флотации перед коллективным циклом позволяет извлечь значительное количество свинца в безреагентном режиме, но и создает благоприятные условия для дальнейшей коллективной флотации: соотношение массовых долей свинца цинка составляет 1 : 1 в хвостах свинцовой флотации. Подобранный реагентный режим коллективной флотации позволяет получить хвосты с содержанием 0,41 % и 0,3 % по свинцу и цинку соответственно. Суммарные потери металлов с хвостами флотации составляет 15

%. Возможно введение в схему дополнительной контрольной свинцово-цинковой флотации. Стоит отметить, что выход хвостов коллективной флотации составляет 68 %, то есть значительная часть руды выводится из технологической схемы обогащения, что снижает нагрузку на последующие циклы.

## 2.5 Способы подготовки коллективных концентратов к циклу селекции

Как указывалось в главе 1, технологическим недостатком применения коллективно-селективных схем является необходимость подготовки коллективного концентрата перед циклом селекции с целью десорбции остаточных концентраций реагентов-собирателей с минеральной поверхности.

Исследования по изучению влияния способов пульпоподготовки на технологические показатели селекции проводились на коллективном свинцово-цинковом концентрате, который получили по разработанной схеме (рис 2.4.1): коллективная флотация с предварительной свинцовой флотацией. Масса исходных навесок на флотацию составляла 50 г. Флотация проводилась на механической флотационной машине МФ-189Л с объемом камеры 0,2 л.

На базовом опыте реализована флотационная схема без предварительной подготовки коллективного концентрата, которая представлена на рисунке 2.5.1.

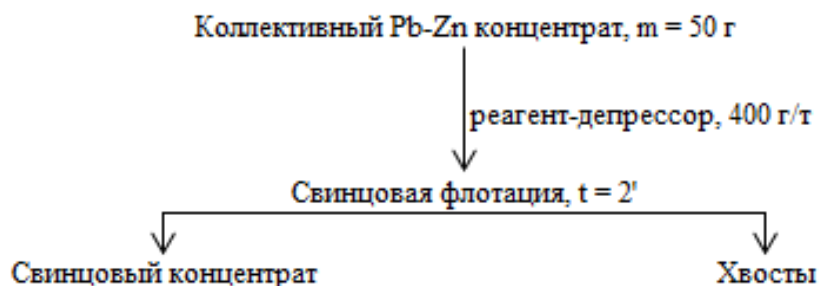


Рисунок 2.5.1 – Схема базового опыта

Флотация проводилась без добавки собирателя и пенообразователя. В качестве реагентов-депрессоров на цинковую обманку использовали цинковый купорос и цинкат натрия. Выбор данных депрессоров и их расход обусловлен

практикой обогащения свинцово-цинковых руд на действующем предприятии. Съём пенного продукта осуществлялся до его деминерализации, продолжительность флотации составила 2 минуты и она принята для дальнейших опытов.

Результаты базового опыта представлены в таблице 2.5.1. За критерий оптимизации принят «цинковый модуль», рассчитываемый как отношение содержаний цинка и свинца в концентрате. Чем меньше численное значение цинкового модуля, тем лучше эффективность выбранного режима при селекции.

Таблица 2.5.1 – Результаты базового опыта

Реагент-депрессор, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Цинковый модуль
			<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	
Na <sub>2</sub> ZnO <sub>2</sub> , 400	Свинцовый концентрат	63,27	18,90	11,53	78,11	83,01	0,61
	Хвосты свинцовой флотации	36,73	9,12	4,07	21,89	16,99	
	Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	
ZnSO <sub>4</sub> , 400	Свинцовый концентрат	64,3	19,05	11,40	80,01	83,41	0,60
	Хвосты свинцовой флотации	35,7	8,57	4,08	19,99	16,59	
	Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	

При проведении опытов отмечено обильное пенообразование с учетом того, что флотация велась без добавления собирателя и пенообразователя (выход концентратов в обоих опытах равен ~ 64 %), то есть исходный коллективный концентрат характеризуется высокой флотационной активностью. Технологические показатели селекции идентичны: цинковый модуль при различных реагентах-депрессорах равен 0,6. Полученные результаты свидетельствуют о необходимости внедрения специальных мероприятий по очистке коллекторной пленки с поверхности минеральных зерен.

Известно, что обработка коллективного концентрата сернистым натрием и последующая отмывка концентрата способствует повышению технологических показателей селекции. На рисунке 2.5.2 представлена схема с двукратной



отмывкой коллективного концентрата после взаимодействия с сернистым натрием.

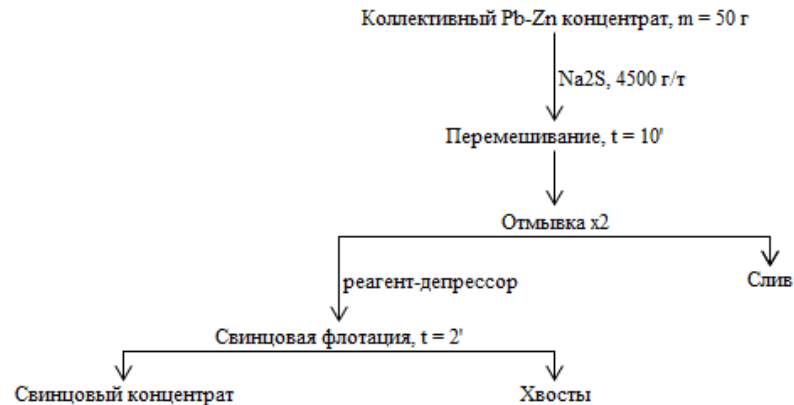


Рисунок 2.5.2 – Схема отмывки коллективного концентрата с сернистым натрием

Расход сернистого натрия 4500 г/т принят на основании практики обогащения полиметаллических руд. Перемешивание коллективного концентрата с сернистым натрием осуществлялась в течение 10 минут при содержании твердого 25 %. Коллективный концентрат после перемешивания подвергался двукратной отмывке. В качестве реагентов-депрессоров использовали цинковый купорос, цинкат натрия, а также изучалось влияние отдельной подачи едкого натрия с цинковым купоросом. Результаты опытов представлены в таблице 2.5.2.

Таблица 2.5.2 – Технологические показатели селекции коллективного концентрата

Реагент-депрессор, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Цинковый модуль
			Pb	Zn	Pb	Zn	
ZnSO <sub>4</sub> , 400	Свинцовый концентрат	36,73	27,42	18,08	65,79	75,56	0,66
	Хвосты свинцовой флотации	63,27	8,28	3,39	34,21	24,44	
	Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	
Na <sub>2</sub> ZnSO <sub>2</sub> , 400	Свинцовый концентрат	40,43	26,43	17,30	69,80	79,59	0,65
	Хвосты свинцовой флотации	59,57	7,76	3,01	30,20	20,41	
	Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	
ZnSO <sub>4</sub> , 400; NaOH, 800	Свинцовый концентрат	38,78	27,40	18,54	69,41	81,81	0,68
	Хвосты свинцовой флотации	61,22	7,65	2,61	30,59	18,19	
	Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	

При отмывке с сернистым натрием наблюдается снижение флотационной активности коллективного концентрата по сравнению с базовыми опытами: выход пенного продукта снизился до 36 – 40 %. Улучшение технологических показателей селекции не наблюдается: цинковый модуль 0,65. Низкие показатели селекции можно объяснить тем, что аполярные собиратели характеризуются физической сорбцией и для разупрочнения такой связи необходимы значительные усилия.

Для десорбции аполярных собирателей с поверхности минералов, на практике обогащения медно-молибденовых руд, применяют температурную обработку: пропарку коллективного концентрата. На рисунке 2.5.3 представлена схема с температурной обработкой коллективного концентрата и с последующей отмывкой.

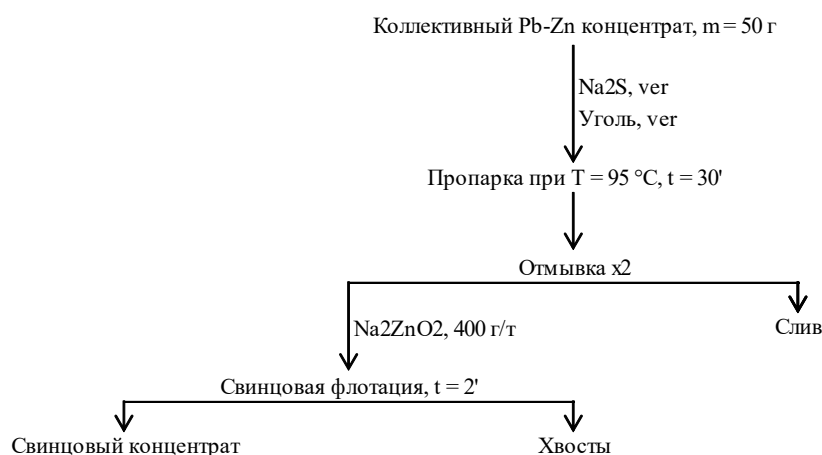


Рисунок 2.5.3 – Схема с температурной обработкой коллективного концентрата

Коллективный концентрат подвергался температурной обработке (пропарке) в течение 30 минут при температуре 95 °C с добавкой сернистого натрия. Активированный уголь дозировался в операцию пропарки с расходом 1500 г/т. В качестве реагента-депрессора использовался цинкат натрия. Продолжительность флотации идентично времени флотации предыдущих опытов. Результаты флотации представлены в таблице 2.5.3.

Таблица 2.5.3 – Технологические показатели селекции при пропарке коллективного концентрата

Расход, г/т		Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Цинковый модуль
Na <sub>2</sub> S	уголь			Pb	Zn	Pb	Zn	
6000	0	Свинцовый концентрат	36,17	31,20	15,27	73,72	62,85	0,49
		Хвосты свинцовой флотации	63,83	6,30	5,12	26,28	37,15	
		Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	
6000	1500	Свинцовый концентрат	14,58	45,36	9,42	43,20	15,63	0,21
		Хвосты свинцовой флотации	85,42	10,18	8,68	56,80	84,37	
		Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	
20000	1500	Свинцовый концентрат	11,36	33,66	6,68	24,98	8,63	0,20
		Хвосты свинцовой флотации	88,64	12,96	9,06	75,02	91,37	
		Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	

Введение в технологическую схему операции пропарки в среде сульфида натрия (6000 г/т) обеспечивает получение цинкового модуля 0,49. Добавка в процесс активированного угля обеспечила получение свинцового концентрата с содержанием в нем свинца 45 %, но извлечение в сравнении с предыдущими условиями снизилось на 30 %. Цинковый модуль имеет значение 0,21. Увеличение расхода сернистого натрия до 20000 г/т приводит к депрессии обеих минералов.

В последнее время интенсивно исследуются и внедряются в практику обогащения полезных ископаемых нетрадиционные, в том числе ультразвуковая обработка для интенсификации процессов обогащения [50]: для повышения технологических показателей флотации [51–57], для обесшламливания [58], для интенсификации процесса бактериального выщелачивания [59]. Изыскания в данной области перспективны тем, что ультразвуковая обработка уже нашла применение во многих областях народного хозяйства, а также данный способ по сравнению с другими нетрадиционными методами характеризуется наличием типового технологического оборудования и безопасностью [60].

Изучение влияния ультразвука на флотационную активность коллективного концентрата проводилась в ультразвуковой ванне Sonorex super RK1028N (Bandelin, Германия), работающее при следующих параметрах: мощность генератора излучений 300 Вт, частота колебаний 35 кГц.

Схема ультразвуковой обработки коллективного концентрата представлена на рисунке 2.5.4.

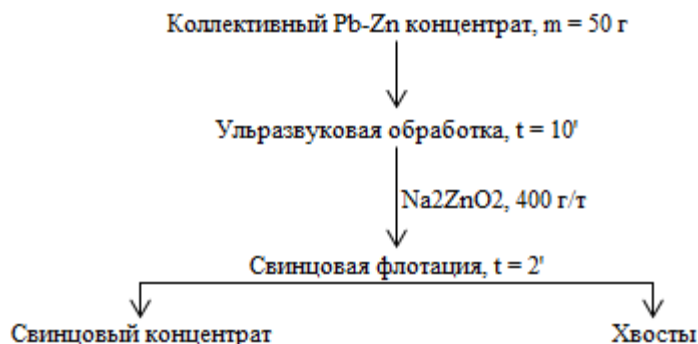


Рисунок 2.5.4 – Схема ультразвуковой обработки коллективного концентрата

Время предварительной ультразвуковой обработки принято на основании литературных данных [60]. В качестве реагента-депрессора использовался цинкат натрия.

Результаты ультразвуковой обработки коллективного концентрата представлены в таблице 2.5.4.

Таблица 2.5.4 – Результаты ультразвуковой обработки

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Цинковый модуль
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	
Свинцовый концентрат	65,96	20,05	12,09	86,39	90,74	0,60
Хвосты свинцовой флотации	34,04	6,12	2,39	13,61	9,26	
Коллективный концентрат	100	15,31	8,79	100	100	

Технологического эффекта после озвучивания коллективного концентрата не наблюдается, результаты селекции идентичны результатам базовых опытов: выход концентрата 66 %, цинковый модуль 0,6.

Обобщенные результаты изучения способов подготовки коллективных концентратов с цинкатом натрия в качестве реагента-депрессора представлены на рисунке 2.5.5.

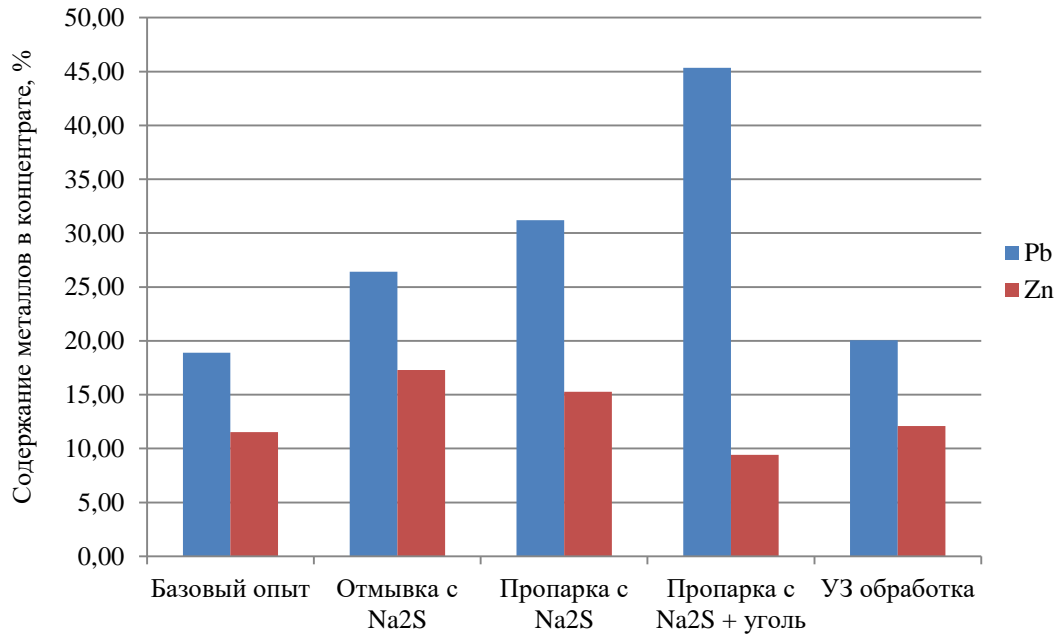


Рисунок 2.5.5 – Содержание металлов в концентрате при различных способах подготовки коллективного концентрата

Как следует из результатов, лучшие технологические показатели разделения обеспечивает температурная обработка коллективного концентрата с сернистым натрием и углем. Данный процесс характеризуется большими материальными и энергетическими затратами, экологической не благоприятностью и требует внедрения в разрабатываемую технологическую схему обогащения специального узла пульпоподготовки коллективного концентрата, обеспечивающего благоприятные условия для последующей селекции.

## 2.6 Принципиальная схема обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды

На основании литературного обзора отечественной, так и зарубежной практики обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд, а также на основании результатов флотационных опытов, предложена принципиальная схема обогащения, представленная на рисунке 2.6.1.



Рисунок 2.6.1 – Принципиальная схема обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды

Флотационное обогащение ведется по схеме предварительной коллективной флотации всех сульфидов с последующим разделением коллективного концентрата.

Исходная руда (1), характеризующаяся преобладанием содержания свинца над цинком, измельчается до крупности вскрытия свинцовых и цинковых минералов.

Измельченная руда (2) подается в операцию предварительной свинцовой флотации в безреагентном режиме. Извлечение свинца в пенный продукт (3) за счет природной гидрофобности галенита позволяет не только снизить расход основных реагентов по технологической схеме, но и создает благоприятные условия для ведения дальнейшей коллективной флотации: соотношение содержаний свинца и цинка в хвостах свинцовой флотации 1:1.

Камерный продукт (4) свинцовой флотации является питанием коллективного цикла флотации, состоящей из одной основной операции. Разработанный реагентный режим предусматривает активацию сфалерита медным купоросом, добавку бутилового ксантогената калия и дизельного топлива

в соотношении 1:1,5 и пенообразователя. Возможно включение в коллективный цикл контрольной флотации с целью снижения потерь металлов с отвальными хвостами (6).

Заворот чернового свинцового концентрата (3) возможно реализовать двумя вариантами. Первый вариант предусматривает заворот данного концентрата в цикл селекции и дальнейшее объединение с одноименным концентратом близкого по содержанию металла. Согласно второму варианту, свинцовая головка (3) объединяется с коллективным концентратом (5) перед циклом пульпоподготовки. Данное технологическое решение создает благоприятные условия селекции за счет перераспределения остаточных концентраций реагентов-собирателей с поверхности коллективного концентрата на чистую поверхность свинцового концентрата.

Коллективный концентрат после пульпоподготовки поступает в цикл селекции. Количество перечистных операций разноименных концентратов определяется требованиями к готовым концентратам.

### **Выводы по главе 2:**

1. Показана возможность перевода в пенный продукт более 40 % свинца при предварительной свинцовой флотации в безреагентном режиме за счет природной гидрофобности галенита при тонине помола 85 % класса – 0,074 мм.

2. Добавка аполярного собирателя (дизельное топливо) к гетерополярному собирателю (бутиловому ксантогенату калия) при коллективной флотации обеспечивает снижение суммарных потерь металлов с хвостами флотации на 40 %.

3. Предложена принципиальная схема обогащения сульфидной свинцово-цинковой руды: коллективно-селективная флотация с предварительной свинцовой флотацией в безреагентном режиме. Предложенные технологические решения по компоновке операций в схеме и реагентный режим позволяют

получить отвальные хвосты: суммарные потери металлов с хвостами коллективной флотации составляют ~15 %.

4. Рассмотренные способы пульпоподготовки к циклу селекции:

4.1. Отмывка с сернистым натрием не обеспечивает улучшение технологических показателей селекции: цинковый модуль равен 0,65;

4.2. Удовлетворительные технологические показатели селекции коллективного концентрата обеспечивает только температурная обработка с сернистым натрием и углем, характеризующаяся большими энергетическими и материальными затратами. Поэтому разработка новых технологических решений для десорбции реагентов-собирателей является актуальной задачей.



## Глава 3 Биотехнологический способ подготовки коллективных концентратов перед циклом селекции

### 3.1 Отбор штаммов

Для технологических исследований в лабораторных условиях был проведен отбор штаммов микроорганизмов по способности к росту на углеводородсодержащем сырье. Источником выделения требуемых микроорганизмов служила коллекция микроорганизмов, хранящаяся в Международном научном центре исследований экстремальных состояний организма (МНЦИЭСО) при Красноярском научном центре (КНЦ) СО РАН, и автохтонная микрофлора из мест загрязненных нефтепродуктами (содержащих тяжелые фракции углеводородов нефти).

Все выделенные культуры бактерий вносили в жидкую питательную среду, которая была использована для накопления бактерий-деструкторов углеводородов нефти, а в качестве единственного источника углерода и энергии, вносили дизельное топливо. По литературным данным, теоретическое среднее значение экономического коэффициента при использовании углеводородов для наращивания биомассы составило 0,84 г/г.

Состав питательной среды для культивирования и селекции микроорганизмов выбирали с учетом рекомендаций по выделению углеводородокисляющих микроорганизмов [82]. Состав питательной среды (г/л):  $\text{KH}_2\text{PO}_4$  - 0,6;  $\text{Na}_2\text{HPO}_4$  - 1,4;  $\text{MgSO}_4$  - 0,2;  $\text{KNO}_3$  - 2,0; 5 мл раствора микроэлементов (состав в г/л:  $\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  - 5,4;  $\text{ZnSO}_4$  - 1,44;  $\text{MnSO}_4$  - 1,11;  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$  - 0,25;  $\text{CoSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$  - 0,28),  $\text{H}_2\text{O}$ , pH среды 6,7 - 7,0. В качестве единственного источника углерода использовали гексадекан или дизельное топливо.

Колбы для культивирования помещали на термостатируемую качалку и выращивали при температуре 30 °C и 170 об/мин в течение 10 дней.

Отбор бактерий по способности окисления углеводов для дальнейших опытов проводили по следующим параметрам: наличие у бактерий гидрофобной поверхности, и способность микроорганизмов продуцировать биологические поверхностно-активные вещества (биоПАВ, биосурфактанты), способствующие солюбилизации и поглощению углеводов [83–86].

При определении количества биомассы использовался метод учета сухого вещества в единице объема (высушивание до постоянного веса). Среднее значение количества биомассы по сухому весу для бактерий, используемых в работах, составил 2,5 г/л.

Идентификацию отобранной культуры микроорганизмов проводили в Институте экологии и генетики микроорганизмов (ИГЭМ УРО РАН, Пермь) по результатам секвенирования и анализа фрагмента гена 16S рРНК, а также по морфологическим, физиологическим и биохимическим признакам на основании общепринятых руководств [87–89]. Результаты исследований показали, что данный консорциум бактерий состоит из *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* штамм JCM 5962 (таблица 3.1.1).

Таблица 3.1.1 – Результаты идентификации

Характеристика	Консорциум	
тип	<i>Proteobacteria</i>	<i>Eubacteriales</i>
класс	<i>Alphaproteobacteria</i>	<i>Gammaproteobacteria</i>
семейство	<i>Brucellaceae</i>	<i>Pseudomonadaceae</i>
род	<i>Ochrobactrum</i>	<i>Pseudomonas</i>
вид	<i>Ochrobactrum anthropi</i>	<i>Pseudomonas aeruginosa</i>
штамм	-	<i>Pseudomonas aeruginosa</i> JCM 5962

*Ochrobactrum anthropi* это грамотрицательные, аэробные, каталазоположительные и неспорообразующие бактерии. Клетки представляют собой короткие палочки, по мере старения культуры укорачиваются до кокков, одиночные либо в скоплениях, окруженные слизью, 1,2 – 1,3 x 0,5 мкм. Имеют 1-3 жгутика. Способны переносить концентрацию NaCl не более 2,5 % и pH среды в

пределах 4,3 – 8,6. Максимальный рост наблюдается при pH 5,8 - 7,8 [90]. Растет при 10 – 42 °С, оптимум температуры – 26 – 28 °С [90, 91].

Бактерии *Ochrobactrum anthropi* характеризуются способностью колонизировать широкий спектр сред обитания. Встречаются в загрязненных почвах, растениях, нематодах, насекомых и животных [92–95].

Исследования показали, что бактерии *Ochrobactrum sp.* ИБ ДТ-5.3/1 обладают высоким биотехнологическим потенциалом. Они проявили себя как активные нефтеструкторы, разлагающие нефть и продукты ее переработки до конечных веществ – углекислого газа и воды. Результаты свидетельствуют об увеличении потенциальной нитрогеназной активности почвы после ее инокуляции микроорганизмами *Ochrobactrum sp.* ИБ ДТ-5.3/1 [96].

В работе [97] выявлено способность микроорганизмов *Ochrobactrum sp.* JN214485 разлагать синтетический диаминотрифенилметановый краситель (малахитовый зеленый). Тест на фитотоксичность показал, что продукты разложения были менее токсичны, чем сам краситель.

Псевдомонады используют широкий спектр органических веществ, в том числе циклических соединений (гетероциклических и ароматических). Благодаря «всеядности» псевдомонады распространены повсеместно: в воде, почве, илах, переносятся с током воздуха. Многие из них образуют водорастворимые и флюоресцирующие пигменты. Патогенность у псевдомонад выражена слабо.

Новый штамм бактерий *WatG* рода *Pseudomonas aeruginosa*, идентифицированный группой японских ученых под руководством Wonga [98], способен деградировать дизельное топливо на 90,8 % по данным газовой хроматографии, также отмечено, что данный штамм способен разлагать такие нефтепродукты, как бензин и керосин.

Бразильские ученые Mariano и другие [99] оценивали способность консорциума бактерий разлагать коммерческое дизельное топливо и дизельное топливо, подвергнутое воздействию окружающей среды. Результаты свидетельствуют о том, что поликультура, состоящая из *Staphylococcus hominis*, *Kocuria palustris*, *Pseudomonas aeruginosa* LBI, *Ochrobactrum anthropi* и *Bacillus*

*cereus* разлагает в 2,5 раза больше нефтяных углеводородов коммерческого дизельного топлива.

Исследования S. Szoboszlai показали, что штамм *Pseudomonas Aeruginosa* ATCC 27853 способен использовать нефтяные углеводороды в качестве единственного источника питания. Отмечается эффективность данного штамма по сравнению с другими испытываемыми бактериями [100].

Сравнительный анализ бактерий [101] *Pseudomonas aeruginosa* AKS1 и *Bacillus sp.* AKS2 показал, что *Pseudomonas aeruginosa* AKS1 эффективен для биоремедиации почв с высокой концентрацией сырой нефти, а *Bacillus sp.* AKS2 для почв с умеренной концентрацией. Учеными отмечено, что деградирующая способность бактерий чувствительна к концентрации неорганических питательных веществ. Добавка неорганических питательных веществ, таких как N и P, увеличивает скорость деградации почти в 4 раза.

Штамм *Pseudomonas aeruginosa* SU-1, выделенный из резервуара с нефтепродуктом, был испытан для деградации моторного масла. По данным газовой хроматографии было доказано, что данный штамм обладает сильной способностью биodeградации. Дальнейшее оптимизация процесса путем подбора питательной среды повысило кинетику биodeградации в два раза [102].

Исследования [85] показали, что штамм NY3 бактерии *Pseudomonas aeruginosa*, выделенный из загрязненных нефтепродуктами почв, способен эффективно деградировать полициклические ароматические углеводороды. Отмечается важность поверхностно-активных веществ и его состава при деградации ароматических углеводородов.

### **3.2 Определение способности разложения дизельного топлива**

Отличительной особенностью углеводородов, в том числе и дизельного топлива, является их низкая растворимость, около 60 мг/л, а с увеличением длины углеродной цепи растворимость снижается. Скорость роста и количество бактериальной массы будут лимитироваться площадью раздела углеводород-вода

и наличием или отсутствием гидрофобной фазы. В процессе окисления углеводов важную роль играет прямой контакт клеток с субстратом, следовательно, бактерии должны иметь гидрофобную поверхность или продуцировать биологические поверхностно-активные вещества (биоПАВ, биосурфактанты), способствующие солюбилизации и поглощению углеводов.

Методом фазового контраста с применением микроскопа *Olimpus B43* контролировали способность роста микроорганизмов на дизельном топливе. Наблюдения показали, что процесс разложения дизельного топлива бактериями *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962 можно разделить на три основных этапа. Первый этап (рисунок 3.2.1): закрепление микроорганизмов на дизельном топливе. Второй этап (рисунок 3.2.2, 3.2.3): образование колоний бактерий на дизельном топливе. Третий этап (рисунок 3.2.4): разложение дизельного топлива.

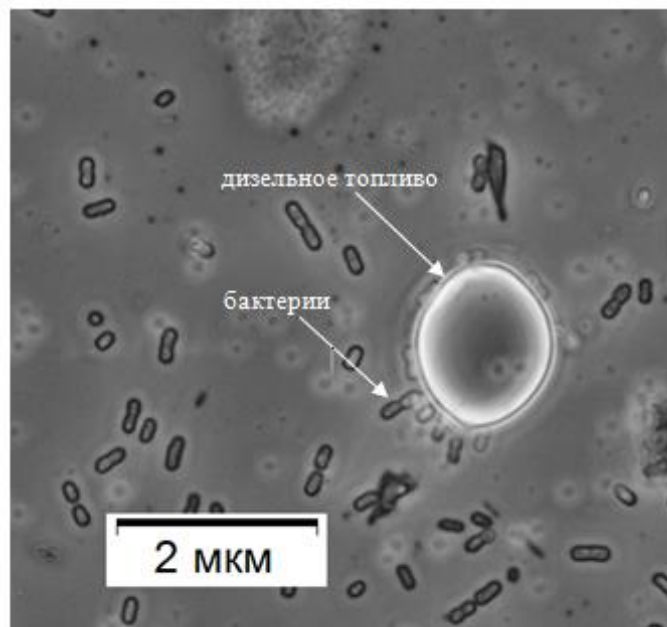


Рисунок 3.2.1 - Закрепление бактерий к дизельному топливу

Первоначальный этап характеризуется единичной сорбцией бактерий по периметру микрокапли дизельного топлива. Граница микрокапли дизельного топлива четкая.

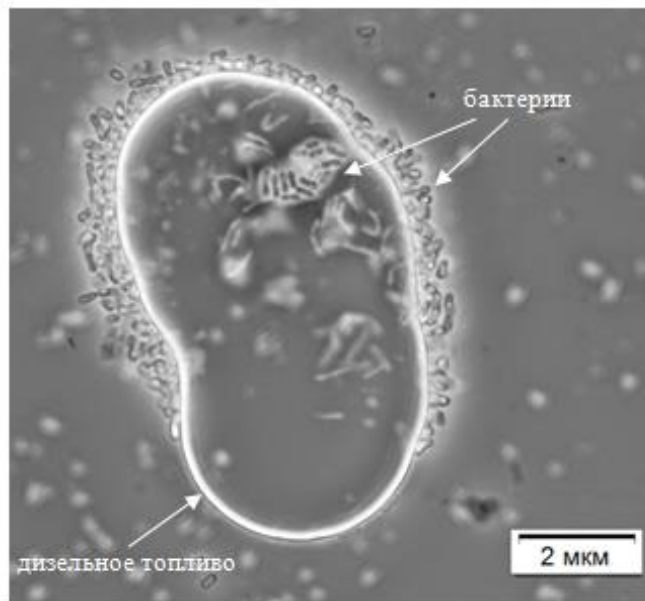


Рисунок 3.2.2 – Увеличение концентрации бактерий

В дальнейших этапах жизнедеятельности бактерий наблюдается увеличение концентрации микроорганизмов по периметру дизельного топлива, а также рост бактерий непосредственно на микрокапле. Контур дизельного топлива четкий, не наблюдается размытости.

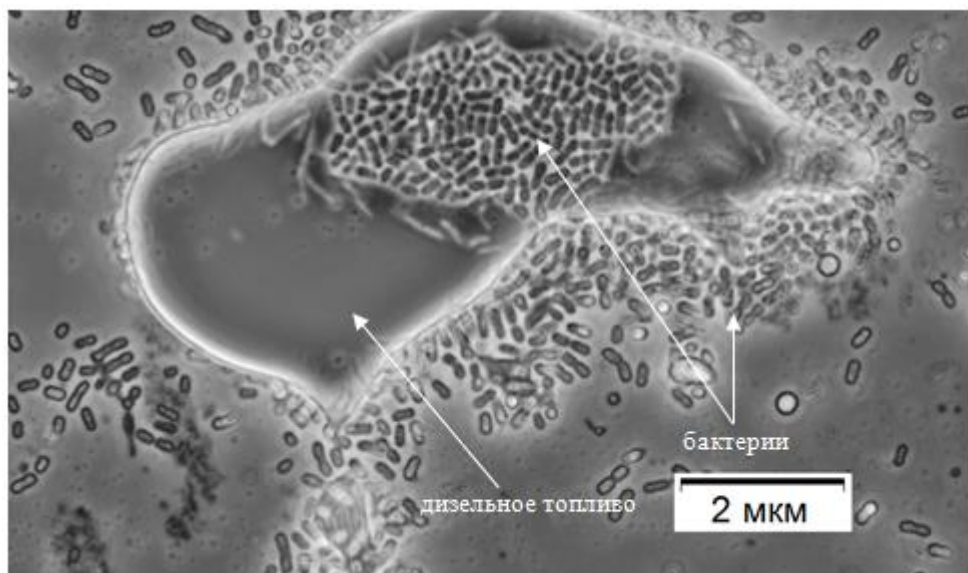


Рисунок 3.2.3 – Образование колоний

Наблюдается образование колоний: значительное увеличение концентрации микроорганизмов, как по периметру, так и в самой микрокапле дизельного

топлива. Начинается активное разложение дизельного топлива: размытие границы микрокапли дизельного топлива на местах контакта с бактериями.

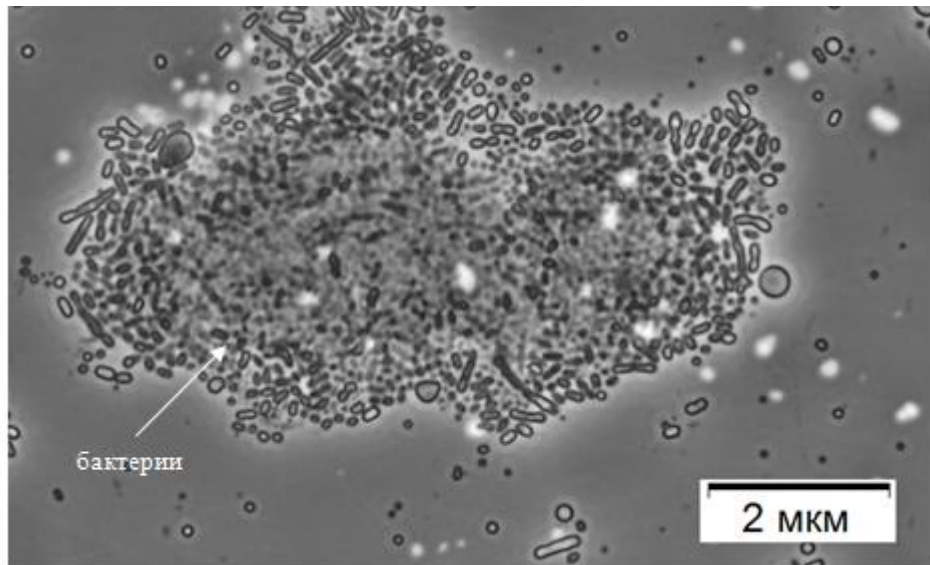


Рисунок 3.2.4 – Заключительный этап деградации дизельного топлива

Заключительный этап разложения дизельного топлива характеризуется значительным повышением концентрации бактерий. Микрокапля дизельного топлива полностью замещается колонией, наблюдается повышенная плотность биомассы на месте расположения микрокапли дизельного топлива. В дальнейшем, с уменьшением концентрации дизельного топлива в питательной среде наблюдается снижение активности концентрации бактерий с их последующим лизисом: растворением микроорганизмов под влиянием различных агентов (бактериолизин, бактериофагов).

Доказана способность роста бактерий на дизельном топливе. Селективное закрепление и непосредственный рост бактерий на и в микрокаплях капле дизельного топлива свидетельствует о гидрофобности поверхности культивируемых микроорганизмов, что является благоприятным фактором при окислении углеводородов.

### 3.3 Определение эмульгирующей способности культивированных микроорганизмов

При разложении аполярных реагентов микроорганизмы синтезируют и выделяют в среду поверхностно-активные вещества (биосурфактанты), которые характеризуются легкой биodeградебельностью, а также не загрязняют окружающую среду. Исследования [103, 104] показали, что биосурфактанты способны удалять до 25-70 % и 40-80 % углеводов из загрязненной супеси и суглинков, соответственно.

Эмульгирующую активность выделенных штаммов определяли методом Купера [105].

В качестве гидрофобной фазы при тестировании эмульгирующей способности бактерий использовался дизельное топливо Л – 0,05 – 62, класс 3 (ГОСТ 305 – 82). Консорциум бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa JCM5962* с различного объема смешивался в пробирках с дизельным топливом и с дистиллированной водой, при этом расход воды варьировался с таким учетом, чтобы в каждой пробирке был одинаковый объем смеси. Полученные смеси перемешивались, а результаты опытов фиксировались посредством фотографирования через определенные промежутки времени (рисунок 3.3.1).

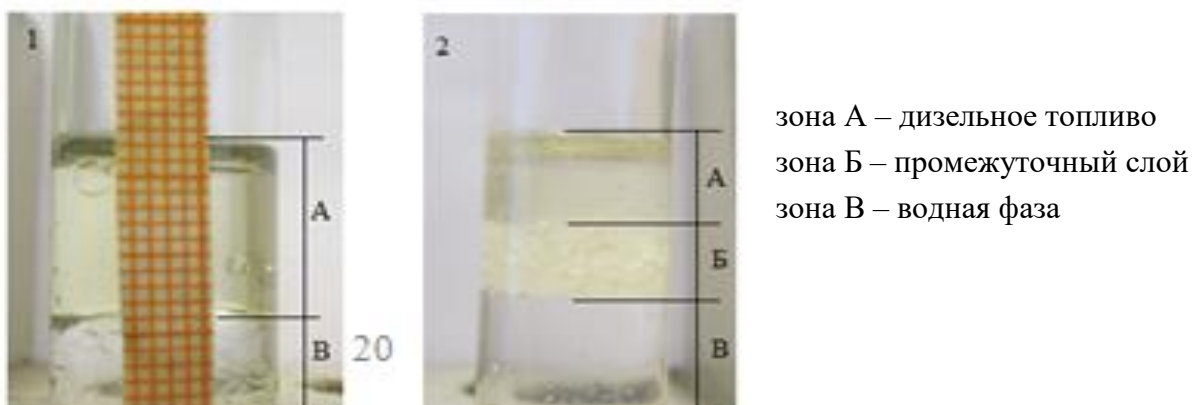


Рисунок 3.3.1 - Образование эмульсии на среде с дизельным топливом после 24 часов:

1 – без микроорганизмов, 2 – с микроорганизмами



В ходе наблюдений было зафиксировано образование промежуточного слоя (эмульсии) на границе фаз вода-масло в пробирках с бактериальной жидкостью (рисунок 3.3.1, №2). Высота данного промежуточного слоя увеличивалась с повышением расхода бактериальной жидкости. В пробирках без добавки бактерий образование промежуточного слоя не зафиксировано (рисунок 3.3.1, №1). Результаты изменений объемов дизельного топлива и промежуточного слоя от расхода культуральной жидкости представлены на рисунке 3.3.2.

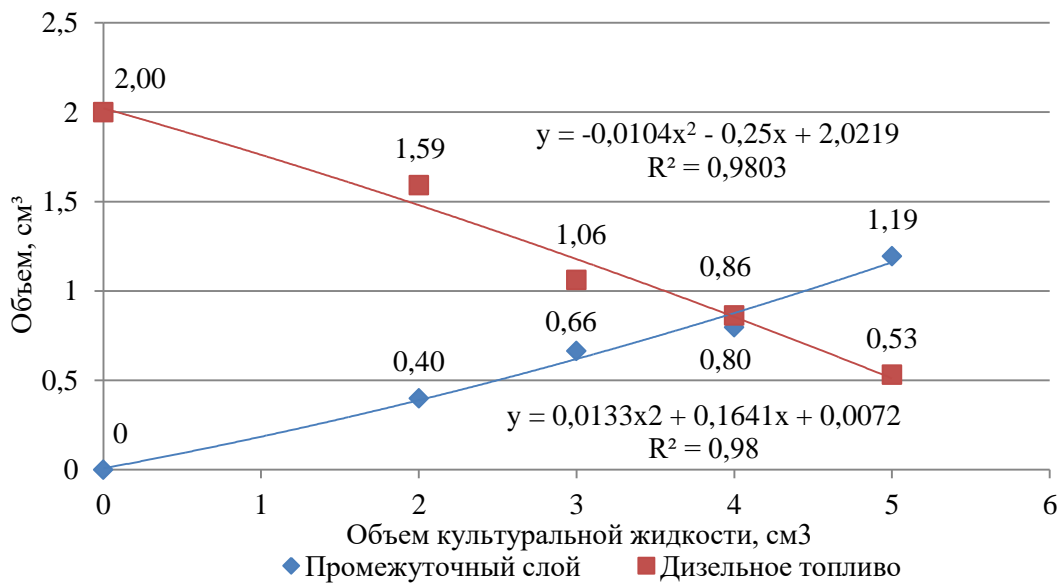


Рисунок 3.3.2 – Зависимость объемов промежуточного слоя и дизельного топлива от расхода культуральной жидкости

Выявлено, что увеличение расхода культуральной жидкости способствует увеличению объема биосурфактантов и снижению объема дизельного топлива.

Наличие промежуточного слоя свидетельствует о способности испытуемого консорциума бактерий продуцировать поверхностно-активные вещества, способствующие солубилизации и поглощению углеводов.

Из результатов исследований [104] известно, что образование биосурфактантов зависит от условий культивирования штаммов: от правильного подбора питательной среды и источника углерода. Следовательно, скорость и интенсивность биодegradации (удаления) можно контролировать технологически доступными методами. Эксперименты [104] показали, что добавка глюкозы (2 г/л)

в начале процесса культивирования бактерий *R. erythropolis* ЕК-1 на масле приводило к 3-кратному увеличению количества синтезированных ПАВ.

Ряд исследований показали, что эмульгаторы могут быть образованы при культивировании бактериальных штаммов, как на гидрофобных, так и на гидрофильных субстратах, но концентрация биосурфактантов при использовании водонерастворимого субстрата значительно выше.

### 3.4 Изучения влияния бактерий на флотоактивность коллективного концентрата

На основании ранее проведенных исследований, подтвердивших способность выделенного консорциума бактерий разлагать дизельное топливо, были проведены опыты с целью изучения влияния расхода и времени контактирования бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM5962 с поверхностью коллективного концентрата, обработанного дизельным топливом, на технологические показатели флотации. Схема и условия проведения опытов представлены на рисунке 3.4.1.

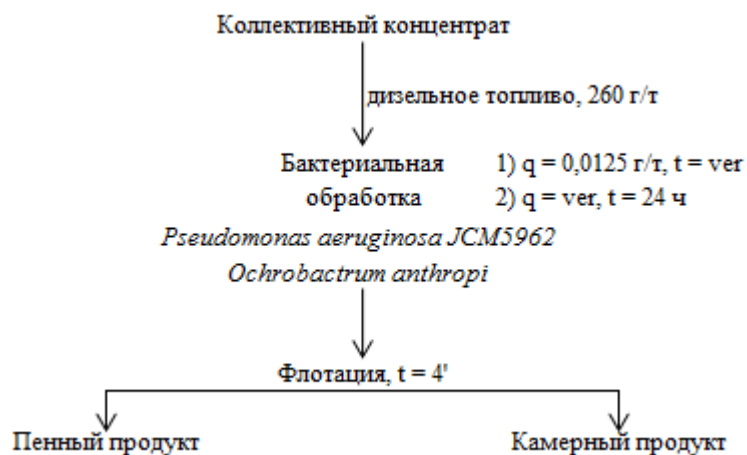


Рисунок 3.4.1 – Схема проведения опытов

Опыты проводились на механической флотационной машине 189 ФЛ с объемом камеры 0,2 л. Исходным питанием послужил коллективный концентрат,

полученный в коллективном цикле с добавкой аполярного собирателя (дизельное топливо, 162,5 г/т) к основному собирателю – бутиловому ксантогенату, 60 г/т. Масса исходной навески 100 г.

Исходное питание (коллективный концентрат) перед опытами дополнительно обрабатывали дизельным топливом, 260 г/т. Продолжительность флотации до деминерализации пенного продукта и составило 4 минуты для каждого опыта. Флотация проводилась в безреагентном режиме.

При изучении влияния расхода, расход бактерий варьировался в широком диапазоне и составил от 0 до 625 г/т по сухому весу бактерий с шагом 125. Время контактирования консорциума бактерий с коллективным концентратом 24 ч.

При изучении влияния времени контактирования, расход бактерий 125 г/т по сухому весу бактерий. Время контактирования от 0 до 48 ч с различным шагом.

За функции отклика приняты суммарное извлечение ценных компонентов в пенный продукт и выход пенного продукта. Результаты опытов изучению влияния времени контактирования представлены в таблице 3.4.1 и на рисунке 3.4.2.

Таблица 3.4.1 – Влияние времени контактирования на результаты флотации

Время контактирования, ч	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Σε, %
			Pb	Zn	Pb	Zn	
0	Пенный продукт	52,58	19,92	10,33	81,83	80,73	162,56
	Камерный продукт	47,42	4,90	2,73	18,17	19,27	37,44
	Коллективный концентрат	100,00	12,80	6,73	100,00	100,00	200,00
1	Пенный продукт	48,98	20,11	10,61	79,04	78,62	157,66
	Камерный продукт	51,02	5,12	2,77	20,96	21,38	42,34
	Коллективный концентрат	100,00	12,46	6,61	100,00	100,00	200,00
12	Пенный продукт	45,83	20,07	11,57	74,08	79,41	153,49
	Камерный продукт	54,17	5,94	2,54	25,92	20,59	46,51
	Коллективный концентрат	100,00	12,42	6,68	100,00	100,00	200,00
24	Пенный продукт	36,36	20,28	11,55	58,88	65,07	123,94
	Камерный продукт	63,64	8,10	3,54	41,12	34,93	76,06
	Коллективный концентрат	100,00	12,53	6,46	100,00	100,00	200,00
48	Пенный продукт	15,63	22,92	14,88	29,73	36,34	66,08
	Камерный продукт	84,38	10,03	4,83	70,27	63,66	133,92
	Коллективный концентрат	100,00	12,04	6,40	100,00	100,00	200,00

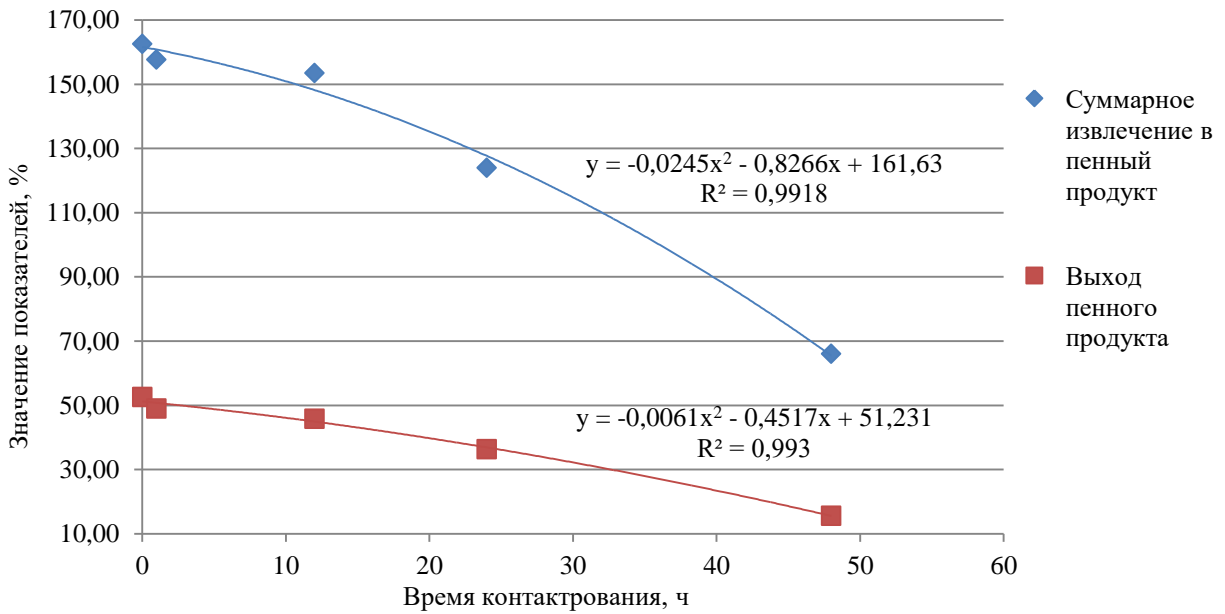


Рисунок 3.4.2 – Зависимость технологических показателей от времени контактирования

При увеличении времени контактирования консорциума бактерий с коллективным концентратом с 0 до 48 часов наблюдается снижение выхода пенного продукта в три раза: с 52,58 до 15,63 % при снижении суммарного извлечения металлов в данный продукт с 162,56 до 66,08 %.

Значительное снижение флотоактивности коллективного концентрата наблюдается в период с 24 до 48 ч.

Результаты опытов изучению влияния расхода бактерий на флотационную активность коллективного концентрата представлены в таблице 3.4.2 и на рисунке 3.4.3.

Таблица 3.4.2 – Зависимость технологических показателей обогащения от расхода бактерий по сухому весу

Расход бактерий по сухому весу, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		$\Sigma \varepsilon$ , %
			<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	
0	Пенный продукт	42,86	19,92	11,31	67,81	73,34	141,16
	Камерный продукт	57,14	7,09	3,08	32,19	26,66	58,84
	Коллективный концентрат	100	12,59	6,61	100	100	200,00
125	Пенный продукт	40,21	18,50	10,80	62,07	66,29	128,36
	Камерный продукт	59,79	7,60	3,69	37,93	33,71	71,64
	Коллективный концентрат	100	11,98	6,55	100	100	200,00

## Окончание таблицы 3.4.2

Расход бактерий по сухому весу, г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		$\Sigma \varepsilon, \%$
			Pb	Zn	Pb	Zn	
250	Пенный продукт	38,78	19,99	11,39	62,06	66,29	128,35
	Камерный продукт	61,22	7,74	3,67	37,94	33,71	71,65
	Коллективный концентрат	100	12,49	6,66	100	100	200,00
375	Пенный продукт	37,11	18,50	10,72	54,63	61,05	115,68
	Камерный продукт	62,89	9,07	4,03	45,37	38,95	84,32
	Коллективный концентрат	100	12,57	6,51	100	100	200,00
500	Пенный продукт	34,02	16,70	9,79	44,31	48,31	92,62
	Камерный продукт	65,98	10,82	5,40	55,69	51,69	107,38
	Коллективный концентрат	100	12,82	6,90	100	100	200,00
625	Пенный продукт	27,08	17,43	10,74	36,48	42,72	79,20
	Камерный продукт	72,92	11,27	5,35	63,52	57,28	120,80
	Коллективный концентрат	100	12,94	6,81	100	100	200,00

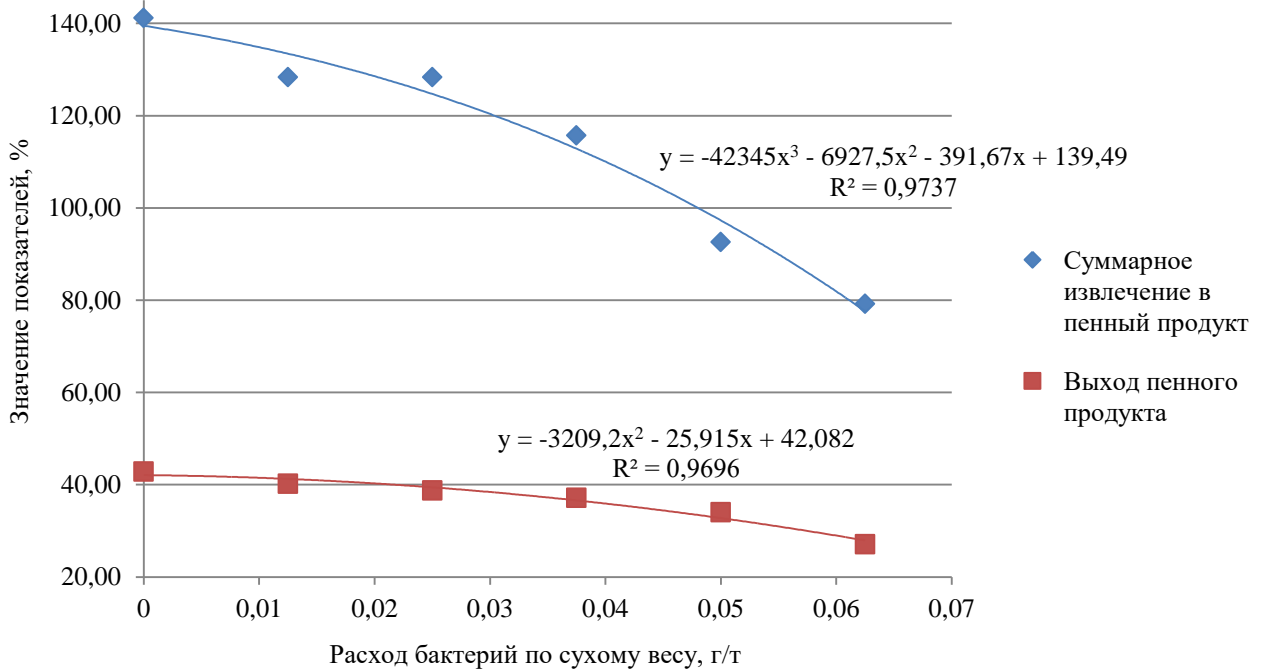


Рисунок 3.4.3– Зависимость качественно-количественных показателей от расхода бактерий по сухому весу

Увеличение времени контактирования с 0 до 48 часов и расхода бактерий по сухому весу с 0 до 625 г/т приводит к снижению выхода пенного продукта с 52,58 до 15,63 % и с 42,86 до 27,08 % соответственно. Данный факт свидетельствует о том, что биосурфактанты, выделяемые бактериями, не обладают пенообразующими свойствами, а только способствуют разложению дизельного

топлива. Снижение флотационной активности коллективного концентрата, поверхность которого обработана дизельным топливом, связано со снижением гидрофобных свойств минеральных зерен, что подтверждается результатами измерений краевого угла смачивания, выполненных по методике растекающейся капли.

Величина краевого угла измерялась на исходных образцах; образцах, обработанных только дизельным топливом (условие 1) и образцах, обработанных дизельным топливом и бактериями (условие 2). Время контакта дизельного топлива и бактерий с минеральной поверхностью составляло 5 и 15 мин соответственно. Результаты измерения краевого угла минералов представлены в таблице 3.4.4.

Таблица 3.4.4 – Результаты измерения краевого угла смачивания

№ опыта	Исходные образцы		Условие 1		Условие 2	
	Галенит	Сфалерит	Галенит	Сфалерит	Галенит	Сфалерит
1	73,84	70,15	83,53	82,73	78,6	76,56
2	74,6	72,46	81,27	80,09	78,87	79,91
3	73,93	72,17	81,59	81,39	78,61	76,66
4	73,14	70,07	83,36	81,75	78,8	79,83
5	73,21	71,07	84,73	80,32	77,35	76,61
6	73,98	70,55	82,03	82,22	78,54	76,45
7	73,07	70,53	81,99	82,6	78,55	77,81
8	73,34	70,96	82,12	80,8	77,06	76,56
9	74,31	71,44	81,07	80,45	78,91	80,3
10	73,57	72,71	83,77	81,18	77,41	77,3
Среднее	73,7	71,21	82,55	81,35	78,27	77,8

Результаты измерения краевого угла смачивания показали идентичную динамику его изменения на обоих минералах. После обработки исходных образцов дизельным топливом (условие 1) краевой угол смачивания увеличивается в среднем на ~10 градусов, что свидетельствует о гидрофобизации минеральных поверхностей галенита и сфалерита. Последующая бактериальная обработка исследуемых образцов (условие 2) приводит к снижению краевого угла смачивания – гидрофилизации поверхности сульфидов.

Для подтверждения изменений состояния поверхности частиц коллективного концентрата после обработки дизельным топливом и бактериями,

определен дзета потенциал с использованием аппарата Zetasizer Nano ZS (рисунок 3.4.5).

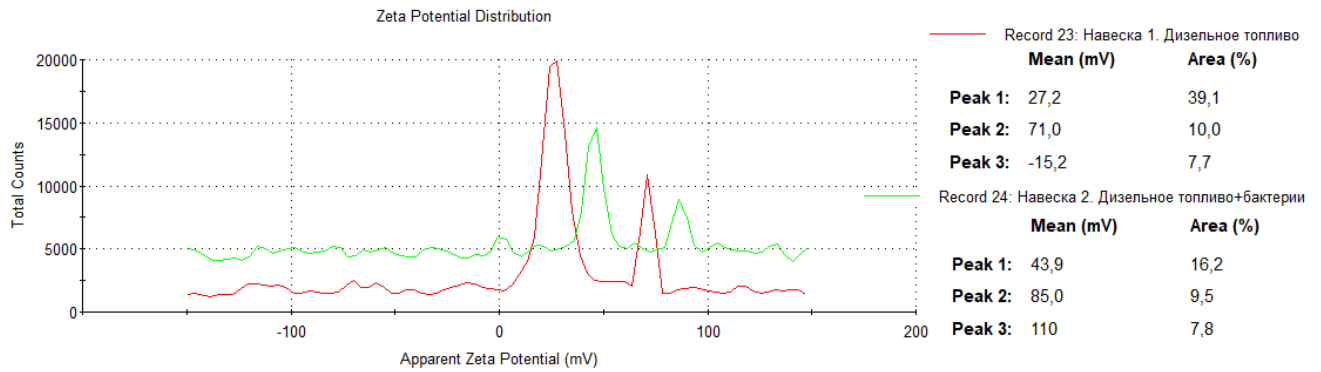


Рисунок 3.4.5 – Изменение значений дзета потенциала зерен коллективного концентрата при различных обработках

Для коллективного концентрата, поверхность которого обработана дизельным топливом, установлены следующие пики дзета-потенциала: -15,2 мВ, 27,2 мВ и 71 мВ. Последующая обработка бактериями приводит к увеличению численных значений пиков дзета-потенциала, то есть к смещению от области нулевого заряда.

### Выводы по главе 3:

1. В результате отбора на селективной среде, выделен консорциум бактерий, состоящий из *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962, способный к росту на минимальной синтетической среде с дизельным топливом в качестве единственного источника углерода и энергии.
2. Показано селективное закрепление и рост бактерий на дизельном топливе.
3. Подтверждена способность используемых в экспериментах бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 596 продуцировать биосурфактанты, которые способствуют солюбилизации и поглощению углеводов дизельного топлива.

4. Обосновано и практически подтверждено снижение флотуемости минералов при обработке микроорганизмами коллективного концентрата, поверхность которого обработана дизельным топливом.



## Глава 4 Укрупненные лабораторные исследования

Флотационные исследования выполнялись на текущих пульпах и оборотной воде Горевского обогатительного комбината с использованием реагентов действующего предприятия: сульфаты меди и цинка, сернистый натрий, бутиловый ксантогенат калия и оксаль марки Т-92.

Для исследований на фабрике отобран слив мельницы I стадии измельчения: тонина помола 65 % класса -0,074 мм (технологический режим). Точка отбора обусловлено тем, что данная стадия измельчения проводится в безреагентном режиме.

Флотационные исследования выполняли на флотационных машинах 240ФЛ-А и ФМЛ-1 (237 ФЛ). Пульпа для флотации отбиралась с учетом содержания в нем твердого, масса исходной навески при пересчете составляла 1200 г.

За функцию отклика применялись следующие критерии: суммарные извлечения металлов в продукт и цинковый модуль (отношение содержания цинка к содержанию свинца в одноименном продукте).

### 4.1 Коллективная флотация

Перед технологическими исследованиями проведен ситовой анализ исходной пульпы, результаты которого приведенные в таблице 4.1.1.

Таблица 4.1.1 – Результаты ситового анализа исходной пульпы

Класс крупности, мм	Выход, %
Класс +0,074	35,21
Класс -0,074	64,79
Исходная пульпа	100,00

Анализ показал, что тонина помола фабричной в момент технологических исследований соответствовала технологическому регламенту.

С целью изучения принципиальной возможности обогащения текущей пульпы действующей фабрики по предлагаемой схеме, были реализованы эксперименты по схеме, представленной на рисунке 4.1.1.

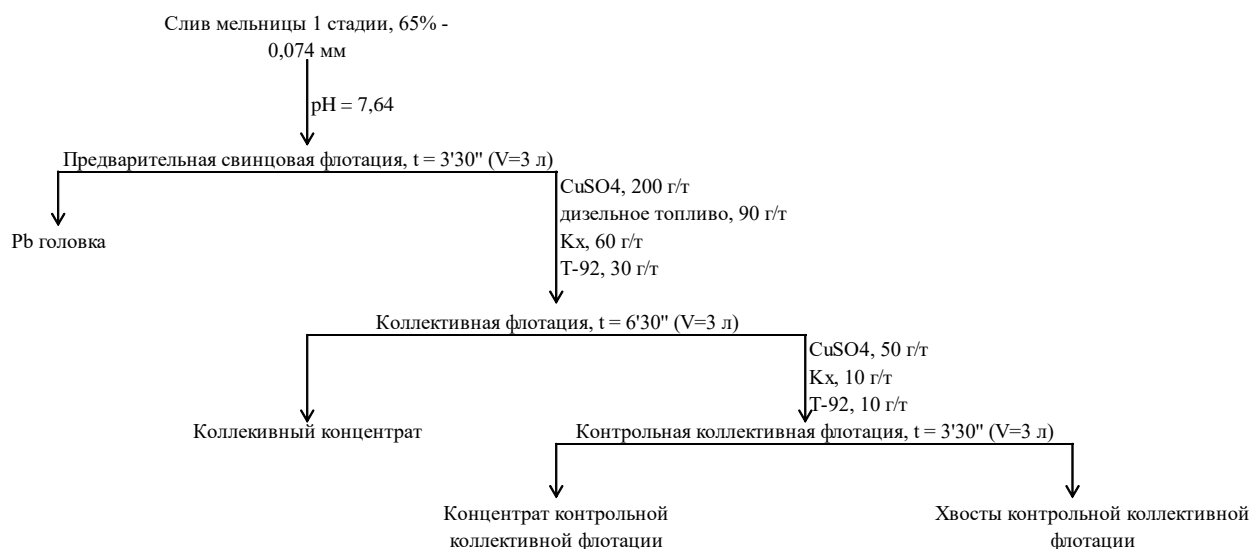


Рисунок 4.1.1 – Схема флотации с отмывкой коллективного концентрата

Предварительная свинцовая флотация проводилась в безреагентном режиме при тонине помола 65 % класса -0,074 мм в естественных значениях рН без добавления регулятора среды – соды.

Коллективная флотация осуществлялась по ранее разработанному реагентному режиму: медный купорос 200 г/т, бутиловый ксантогенат калия 60 г/т, дизельное топливо 90 г/т, оксаль марки Т-92 -30 г/т.

С целью изучения снижения потерь металлов реализована контрольная коллективная флотация с добавкой следующих реагентов: медного купороса 50 г/т, бутилового ксантогената калия 10 г/т и оксаля марки Т-92 10 г/т.

Съем пенного продукта во всех операциях осуществлялся до его деминерализации, то есть до истощения. Результаты этих исследований представлены таблице 4.1.2.

Таблица 4.1.2 – Результаты коллективной флотации

№	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Pb	Zn	Pb	Zn
1	Свинцовая головка	3,70	15,346	3,159	14,08	3,66
2	Коллективный концентрат	14,31	18,18	13,87	64,47	62,1
3	Камерный продукт коллективной флотации:	81,99	1,056	1,33	21,45	34,24
3.1	Концентрат контрольной коллективной флотации	5,22	3,144	13,41	4,07	21,89
3.2	Хвосты контрольной коллективной флотации	76,77	0,914	0,514	17,38	12,35
	Исходная руда	100	4,036	3,197	100	100

Предварительная свинцовая флотация в безреагентном режиме позволяет извлечь 14 % свинца в свинцовую головку. Содержание свинца и цинка 15,35 % и 3,16 % соответственно. Различие технологических показателей данной операции с результатами предыдущих опытов с исходной рудой объясняется различием тонины помола: 65 % вместо 85 % класса -0,074 мм. Исследования на руде в лабораторных условиях проводились с добавлением сернистого натрия для сульфидизации окисленных форм минералов и соды для создания слабощелочной среды.

Суммарные потери металлов с хвостами контрольной коллективной флотации составляют 29,7 % при содержании свинца и цинка 0,914 % и 0,514 % соответственно. С целью анализа потерь металлов с хвостами изучено распределение ценных компонентов по классам крупности. Результаты представлены в таблице 4.1.3.

Таблица 4.1.3 – Распределение металлов по классам крупности в хвостах коллективной флотации

Класс крупности	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Pb	Zn	Pb	Zn
Класс +0,074 мм	45,31	1,330	0,904	65,95	79,68
Класс -0,074 мм	54,69	0,569	0,191	34,05	20,32
Хвосты коллективной флотации	100	0,914	0,514	100	100

Потери металлов с хвостами коллективной флотации связаны с недостаточным раскрытием минеральных зерен при тонине помола 65 % класса - 0,074 мм. Об этом свидетельствуют результаты ситового анализа хвостов коллективного цикла флотации: суммарные потери свинца и цинка с классом +0,074 мм составляют 146 % (таблица 4.1.3).

Доизмельчение камерного продукта предварительной свинцовой флотации до тонины помола 85 % класса – 0,074 мм и последующая коллективная флотация (рисунок 4.1.2) обеспечили снижение суммарных потерь металлов с хвостами на 12 % (таблица 4.1.4) по сравнению с коллективной флотацией при тонине помола 65 % класса -0,074 мм и расходе медного купороса 200 г.

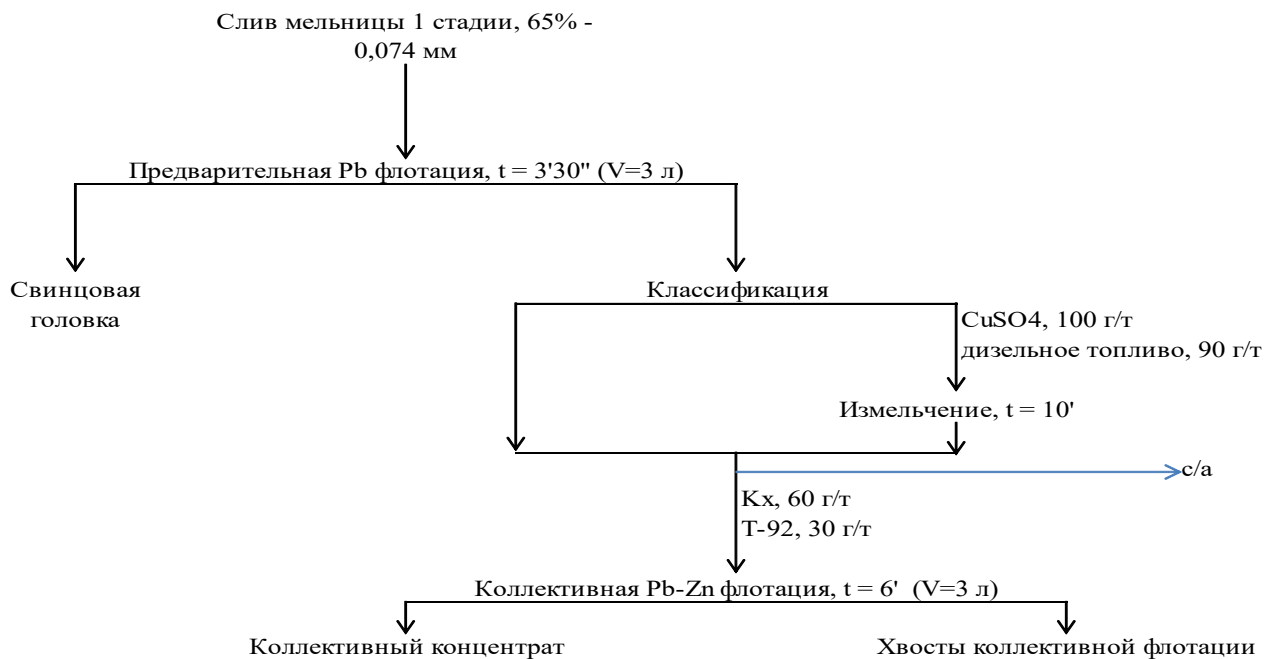


Рисунок 4.1.2 – Коллективная флотация при тонине помола 85 % класса -0,074 мм

Таблица 4.1.4 – Результаты коллективной флотации при тонине помола 85 % класса -0,074 мм

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Свинцовая головка	26,33	13,87	9,22	86,12	70,23
Коллективный концентрат					
Камерный продукт коллективной флотации	73,67	0,80	1,40	13,88	29,77
Исходная руда	100,00	4,24	3,46	100,00	100,00

Схема и условия флотации, представленные на рисунке 4.1.2, рекомендованы при проведении дальнейших флотационных опытов. Флотация при заданных условиях характеризуется удовлетворительной сходимостью технологических показателей.

Учитывая прямую зависимость флотационной активности сфалерита от расхода медного купороса, изучено влияние расхода сульфата меди на технологические показатели контрольной коллективной флотации, схема проведения опытов представлена на рисунке 4.1.3.

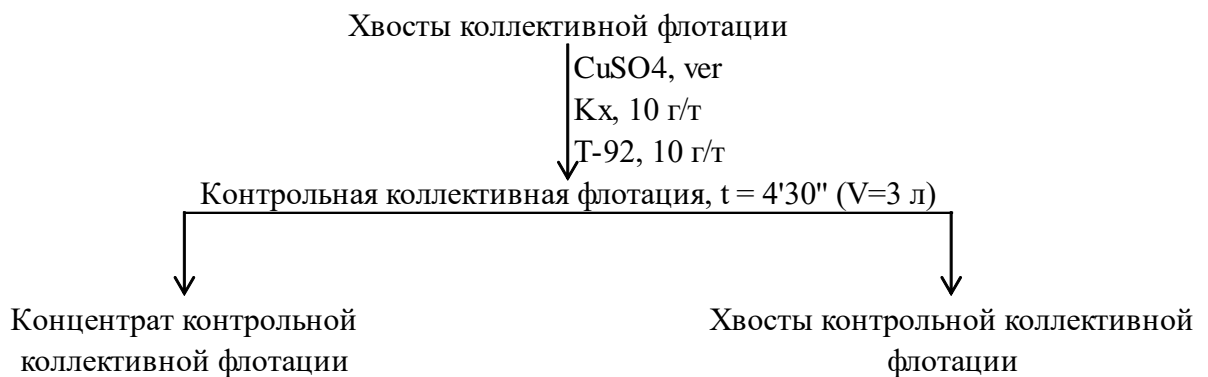


Рисунок 4.1.3 – Контрольная коллективная флотация

Питанием послужили хвосты коллективной флотации, полученные при тонине помола 85 % класса -0,074 мм. Контрольная флотация проводилась при добавке медного купороса: 20, 50 и 70 г/т, бутилового ксантогената калия 10 г/т и оксаля марки Т-92 10 г/т. Время контрольной флотации составило 4 минуты. Результаты приведены в таблице 4.1.5.

Таблица 4.1.5 – Результаты контрольной коллективной флотации

Расход CuSO <sub>4</sub> , г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Σε, %
			<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	
20	Концентрат контрольной коллективной флотации	4,14	3,21	9,18	17,49	27,82	45,31
	Хвосты контрольной коллективной флотации	95,86	0,65	1,03	82,51	72,18	154,69
	Хвосты коллективной флотации	100,00	0,76	1,37	100,00	100,00	200,00

## Окончание таблицы 4.1.5

Расход CuSO <sub>4</sub> , г/т	Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Σε, %
			Pb	Zn	Pb	Zn	
50	Концентрат контрольной коллективной флотации	6,53	2,98	11,36	23,91	52,95	76,85
	Хвосты контрольной коллективной флотации	93,47	0,66	0,71	76,09	47,05	123,15
	Хвосты коллективной флотации	100,00	0,81	1,40	100,00	100,00	200,00
70	Концентрат контрольной коллективной флотации	5,87	2,79	14,65	21,65	62,13	83,78
	Хвосты контрольной коллективной флотации	94,13	0,63	0,56	78,35	37,87	116,22
	Хвосты коллективной флотации	100,00	0,76	1,38	100,00	100,00	200,00

Как и следовало, при увеличении расхода медного купороса с 20 до 70 г/т, потери цинка с хвостами флотации снижаются с 72,18 % до 37,87 %, а содержание цинка: с 1,03 % до 0,56 %.

На основании полученных результатов (таблица 4.1.4 и 4.1.5) проведен опыт по схеме, представленной на рисунке 4.1.4.

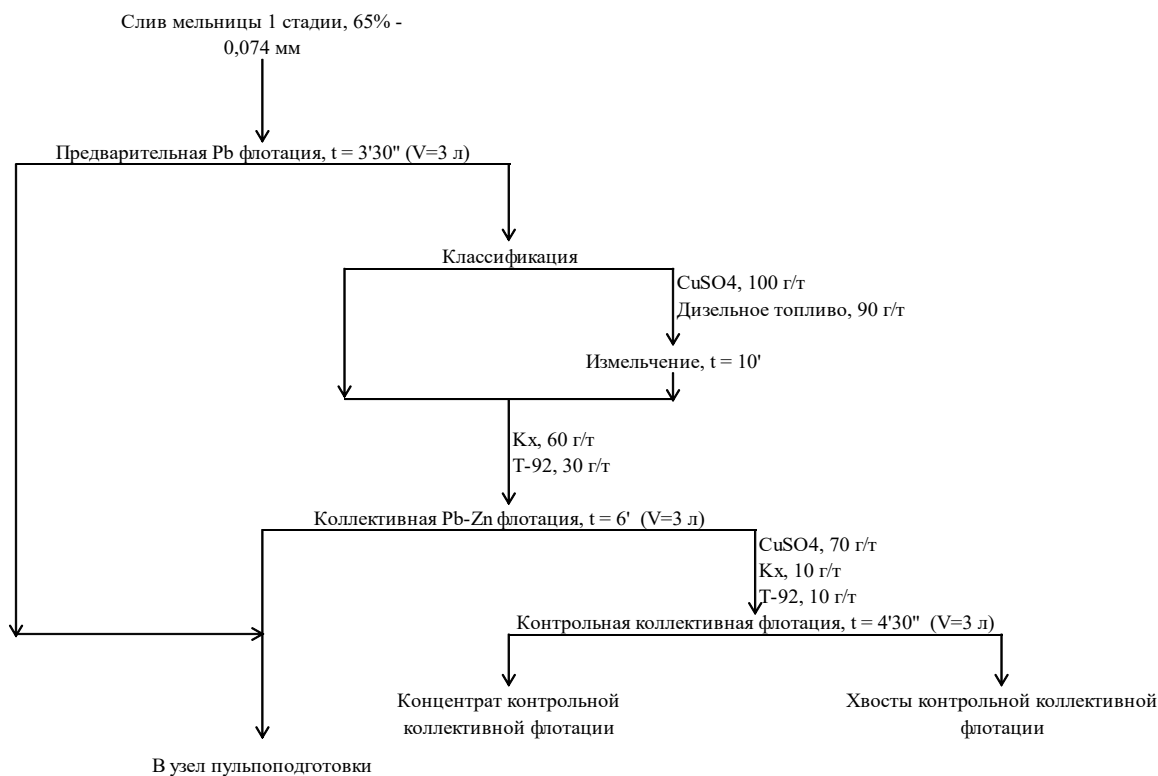


Рисунок 4.1.4 – Коллективный цикл флотации

Условия флотации: время флотации, номенклатура применяемых реагентов и их расходы идентичны условиям опытов, представленных на рисунках 4.1.3 и 4.1.4. Результаты приведены в таблице 4.1.6.

Таблица 4.1.6 – Результаты коллективного цикла флотации

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Σε, %
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	
Свинцовая головка	28,52	12,81	8,34	87,26	67,95	155,21
Коллективный концентрат						
Концентрат контрольной флотации	4,14	2,79	14,6	2,76	17,33	20,08
Хвосты контрольной коллективной флотации	67,34	0,62	0,77	9,98	14,73	24,71
Исходная пульпа	100,00	4,19	3,50	100	100	200

Полученные результаты не противоречат технологическим показателям предыдущих опытов (таблица 4.1.4 и 4.1.5), а также свидетельствует об эффективности коллективного цикла флотации с предварительным снятием свинцовой головки: суммарные потери свинца и цинка с хвостами коллективного цикла составляют 24,71 % при содержании 0,62 % и 0,77 % соответственно (суммарные потери металлов на действующей фабрике составляют 40 %). Путем оптимизации технологических параметров и количества операций флотации, можно улучшить показатели флотационного обогащения, поэтому полученные результаты следует считать как минимально возможные. В целом, предлагаемая схема характеризуется воспроизводимостью технологических показателей обогащения и применима при переработке текущих руд Горевского месторождения.

## 4.2 Десорбция остаточных концентраций

Ранее проведенные исследования показали, что из традиционных способов десорбции реагентов-собираателей эффективным для наших условий является температурная обработка коллективного концентрата. Режимные параметры

пропарки коллективного концентрата и схема флотации приведены на рисунке 4.2.1.

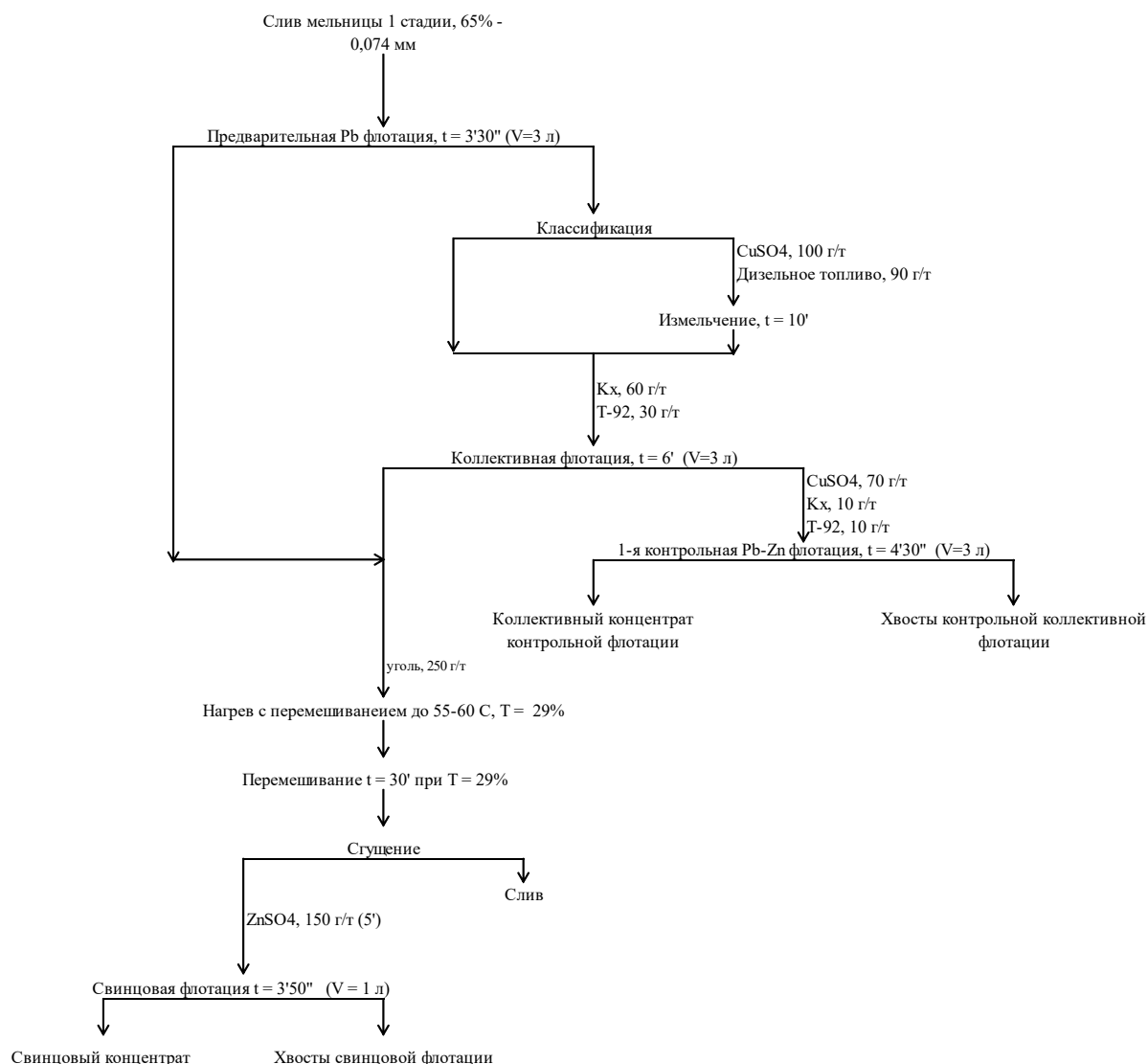


Рисунок 4.2.1 – Схема флотации с температурной обработкой

Параметры и условия коллективного цикла флотации данного опыта соответствуют параметрам схемы, представленной на рисунке 4.1.4.

Питанием узла десорбции реагентов-собирателей является объединенный продукт, состоящий из свинцовой головки предварительной свинцовой флотации и коллективный концентрат. Узел пульпоподготовки состоит из температурной обработки и операции сгущения. Температурная обработка (55 – 60 °С) осуществлялась 30 минут с добавкой активированного угля 250 г/т.



Свинцовая флотация проводилась без добавок собирателя и пенообразователя, в качестве депрессора дозировали сульфат цинка при расходе 150 г/т. Съём пены осуществлялась до ее деминерализации: 3 минуты 50 секунд.

Результаты флотации с температурной обработкой представлены в таблице 4.2.1.

Таблица 4.2.1 – Результаты флотации с температурной обработкой коллективного концентрата

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Свинцовый концентрат	6,72	30,09	6,21	48,28	11,92
Хвосты свинцовой флотации	21,80	7,48	8,99	38,98	56,03
Коллективный концентрат контрольной флотации	4,14	2,79	14,65	2,76	17,33
Хвосты контрольной коллективной флотации	67,34	0,62	0,77	9,98	14,72
Исходная пульпа	100,00	4,19	3,50	100,00	100,00

Результаты флотации на текущих пульпах предприятия не противоречат данным лабораторных исследований: показана эффективность температурной обработки при десорбции собирателей с поверхности коллективного концентрата. В свинцовый концентрат после температурной обработки извлекается свинца 48,28 %, а цинка 11,92 %, то есть наблюдается депрессия цинковой обманки. Цинковый модуль селекции равен 0,2: содержание свинца и цинка в свинцовом концентрате 30,09 % и 6,21 % соответственно.

Технологические показатели узла коллективной флотации не противоречат результатам предыдущих опытов.

Условия бактериальной обработки коллективного концентрата в полустатических условиях и схема флотации приведены на рисунке 4.2.2.

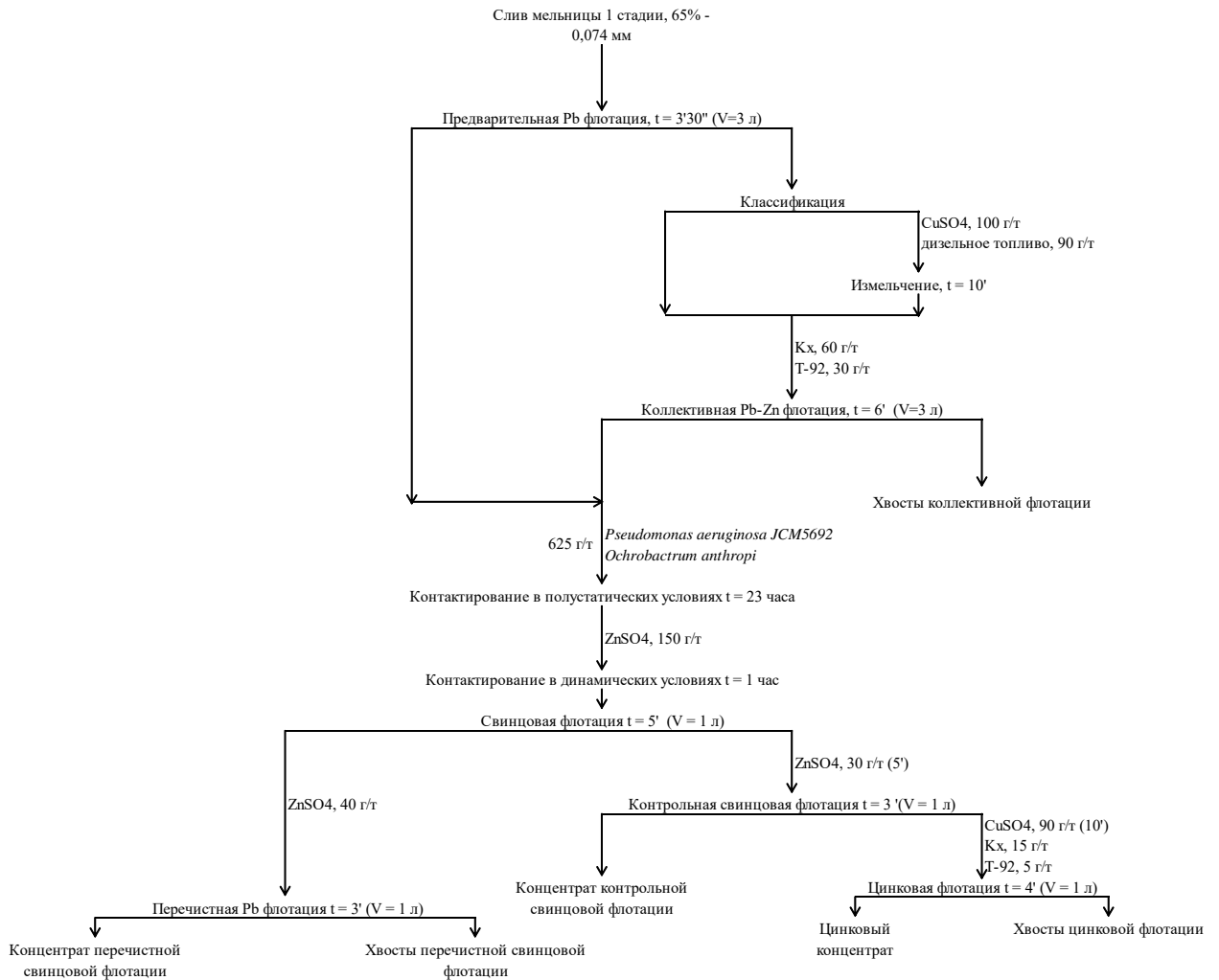


Рисунок 4.2.2 – Схема флотации с бактериальной обработкой в полустатических условиях

Коллективный концентрат, объединенный со свинцовой головкой предварительной свинцовой флотации, обрабатывался консорциумом микроорганизмов, состоящий из *Pseudomonas aeruginosa JCM 5962* и *Ochrobactrum anthropi* в соотношении 1:1. Расход культуральной жидкости по сухому весу микроорганизмов 625 г/т. Контактирование проводилось в полустатических условиях в течение 24 часов. По истечению 23 часов в пульпу дозировали цинковый купорос 150 г/т. Цинковый купорос контактировал с пульпой в течение часа в динамических условиях: перемешивание при низких оборотах мешалки.

Цикл селекции состоял из узла свинцовой флотации: одной основной, одной контрольной и одной перечистой операций, а узел цинковой флотации: одной

основной операции. Съём пены во всех операциях осуществлялась до ее деминерализации.

Основная свинцовая флотация проводилась без добавки дополнительных реагентов.

Перечистная и контрольная свинцовая флотации проводились с добавкой сульфата цинка.

Цинковая флотация осуществлялась при дозировании сульфата меди 90 г/т, бутилового ксантогената калия 15 г/т и оксаля марки Т-92- 5 г/т с целью изучения возможности активации сфалерита после бактериальной обработки.

Результаты флотации с бактериальной обработкой коллективного концентрата приведены в таблице 4.2.2.

Таблица 4.2.2 – Результаты флотации с бактериальной обработкой

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Концентрат перечистой свинцовой флотации	5,41	34,12	15,33	44,32	24,45
Хвосты перечистой свинцовой флотации	2,88	11,65	9,63	8,04	8,16
Концентрат контрольной свинцовой флотации	2,45	18,18	9,58	10,70	6,92
Цинковый концентрат	6,18	10,00	17,62	14,81	32,06
Хвосты цинковой флотации	8,80	2,94	0,18	6,20	0,48
Хвосты коллективной флотации	74,28	0,89	1,28	15,93	27,93
Исходное питание	100,00	4,17	3,39	100,00	100,00

Основная свинцовая флотация после бактериальной обработки обеспечивает получение концентрата с содержанием свинца 26,03 % и цинка 13,35 % при извлечении 52,36 % и 32,61 % соответственно. Дальнейшая перечистка данного концентрата приводит к повышению содержаний: свинца до 34,12 %, а цинка - 15,33 % при извлечении металлов 44,32 % и 24,45 % соответственно. Цинковый модуль концентрата основной свинцовой флотации равен 0,5, а при перечистой флотации – 0,44.

Показатели контрольной свинцовой флотации свидетельствуют о недостаточности расхода сульфата цинка в основной свинцовой флотации.

Результаты цинковой флотации свидетельствует о принципиальной возможности активации сфалерита медным купоросом после бактериальной обработки и депрессии сульфатом цинка. В цинковый концентрат извлекается 98,5 % цинка при перерасчете на частное извлечение.

Были проведены опыты по оптимизации параметров узла пульпоподготовки с бактериальной обработкой. Схема флотации при оптимальных параметрах представлена на рисунке 4.2.3.

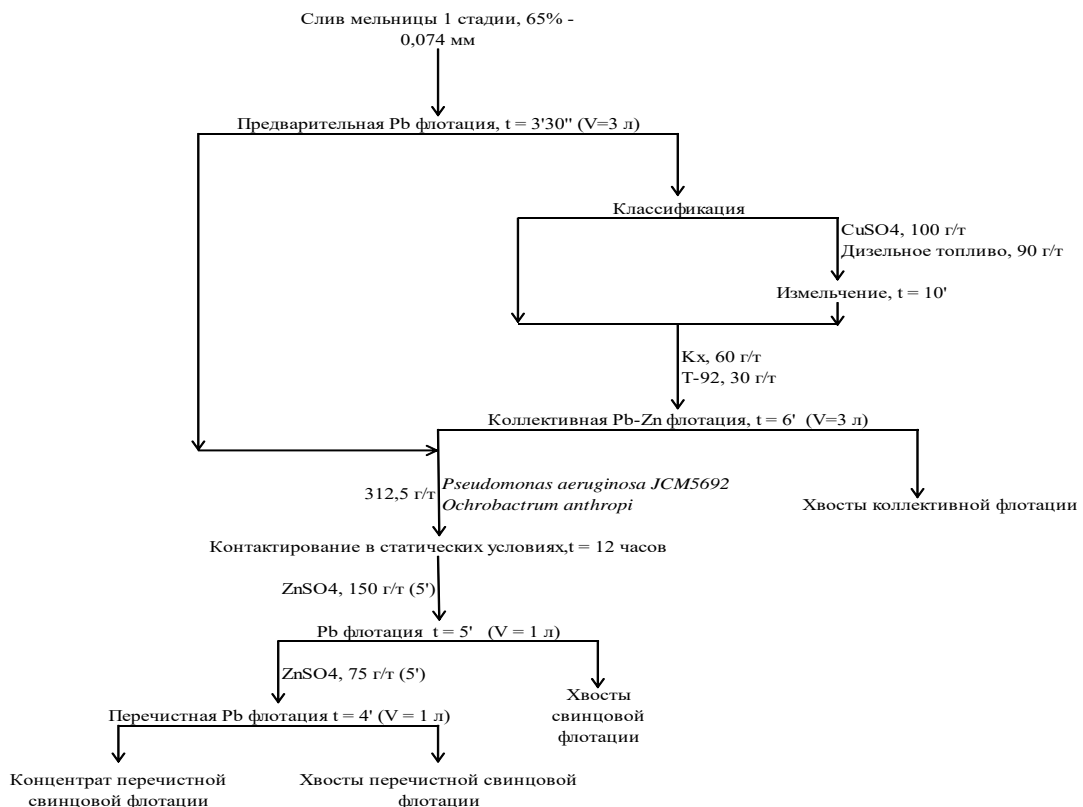


Рисунок 4.2.3 – Схема флотации с бактериальной обработкой

Узел пульпоподготовки состоял из бактериальной обработки при следующих параметрах: консорциум состоял из *Pseudomonas aeruginosa JCM 5962* и *Ochrobactrum anthropi* в соотношении 1:1, расход культуральной жидкости 312,5 г/т по сухому весу, контактирование концентратов с микроорганизмами в статических условиях в течение 12 часов.

Цикл селекции состоял из свинцовой и перечистой свинцовой флотации. Расход цинкового купороса в операциях: 150 и 75 г/т соответственно.

Результаты опыта представлены в таблице 4.2.3.

Таблица 4.2.3 – Результаты флотации с бактериальной обработкой

Продукты	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>
Концентрат перечистой свинцовой флотации	8,29	33,63	11,82	69,45	27,81
Хвосты перечистой свинцовой флотации	3,81	5,78	10,13	5,49	10,97
Хвосты свинцовой флотации	12,52	3,51	9,10	10,93	32,32
Хвосты Pb-Zn флотации	75,37	0,75	1,35	14,13	28,90
Исходное питание	100,00	4,02	3,52	100,00	100,00

Результаты флотации при более «щадящих» условиях (расход бактерий 312,5 г/т, время контактирования 12 ч) цикла пульпоподготовки аналогичны показателям селекции при расходе бактерий 625 г/т и времени перемешивания 24 ч. Цинковый модуль при «щадящих» условиях равен 0,49, а при втором случае – 0,5. Перечистная свинцовая флотация при расходе сульфата цинка 75 г/т обеспечивает получение концентрата с содержанием свинца 33,63 % и цинка 11,82 % при извлечении 69,45 % и 27,81 % соответственно.

Полученные технологические результаты в условиях максимально приближенных к фабричным свидетельствует об эффективности использования культивированных микроорганизмов при селекции коллективного концентрата, полученного при использовании сочетания ксантогената и дизельного топлива.

#### 4.3 Экономическая оценка предлагаемых способов десорбции реагентов-собираателей

На основании литературного анализа и практики переработки полиметаллических руд можно судить о том, что капитальные и эксплуатационные затраты коллективно-селективных схем ниже, чем затраты прямых селективных схем флотации при переработке одной и той же руды при прочих равных условиях. Поэтому для оценки экономической целесообразности предлагаемых технологических решений было принято решение сравнить

себестоимость переработки 1 тонны концентрата в узле пульпоподготовки при различных способах десорбции остаточных концентраций реагентов-собираелей: бактериальной и температурной.

Исходными данными для расчета себестоимости переработки 1 тонны концентрата в узле пульпоподготовке послужили результаты флотационных исследований на текущих пульпах, так как условия данных опытов максимально приближены к промышленным условиям. Выход коллективного концентрата и свинцовой головки предварительной свинцовой флотации принят 26,33 % (таблица 4.1.4). С учетом производительности фабрики (1,1 млн. т. в год), часовая нагрузка по твердому на узел пульпоподготовки составит 33,06 т/ч.

Бактериальные и температурные обработки планируется проводить в контактных чанах кислотного (к) исполнения. Необходимое число контактных чанов определяли по формуле 4.3.1:

$$n = (Vt)/(1440V_2k), \quad (4.3.1)$$

где  $V$  – объем пульпы, поступающей на обработку реагентами, м<sup>3</sup>/сут;

$t$  – требуемая продолжительность контакта пульпы с реагентами, мин;

$V_2$  – геометрический объем чана, м<sup>3</sup>;

$k$  – коэффициент заполнения чана,  $k = 0,8 - 0,85$ .

Исходные данные и расчет необходимого числа контактных чанов в зависимости от способа пульпоподготовки представлены в таблице 4.3.1.

Таблица 4.3.1 – Исходные данные для расчета контактных чанов

Способ пульпоподготовки	Нагрузка по твердому, т/ч	Содержание твердого в пульпе, %	Нагрузка по пульпе $V$ , м <sup>3</sup> /сут	Время контактирования $t$ , мин	Коэффициент заполнения $k$
Бактериальная	33,06	45	1210,3	360	0,83
Температурная		30	2091,97	30,00	

В таблице 4.3.2 представлены результаты расчетов необходимого числа контактных чанов в зависимости от способа пульпоподготовки.

Таблица 4.3.2 – Расчет необходимого числа контактных чанов

Модель	Объем, м3	Мощность, кВт	Расчетное количество, шт	Общая потребляемая мощность, кВт
Бактериальная обработка				
КЧ-4	4	5,5	92	506
КЧ-6,3	6,3	5,5	58	319
КЧ-12,5	12,5	7,5	30	225
КЧ-16	16	15	23	345
КЧ-25	25	15	15	225
КЧ-50	50	18,5	8	148
КЧ-65	65	37	6	222
КЧ-88	88	55	5	275
<b>КЧ-100</b>	<b>100</b>	<b>55</b>	<b>4</b>	<b>220</b>
Температурная обработка				
КЧ-4	4	5,5	14	77
КЧ-6,3	6,3	5,5	9	49,5
КЧ-12,5	12,5	7,5	5	37,5
КЧ-16	16	15	4	60
КЧ-25	25	15	3	45
<b>КЧ-50</b>	<b>50</b>	<b>18,5</b>	<b>2</b>	<b>37</b>
КЧ-65	65	37	1	37
КЧ-88	88	55	1	55
КЧ-100	100	55	1	55

Для узла пульпоподготовки с бактериальной обработкой выбраны контактные чаны марки КЧ-100 в количестве 4 штук, а для температурной обработки – КЧ-50 в количестве 2 шт.

Выращивание (культивирование) микроорганизмов в промышленных условиях планируется проводить в ферментерах. Необходимое число ферментеров определяли по формуле 4.3.2:

$$n = (24bqt) / (1000pV_2) = V/V_2, \quad (4.3.2)$$

где  $b$  – расход бактерий по сухому весу на тонну концентрата, г/т;

$q$  – нагрузка по твердому на узел пульпоподготовки, т/ч;

$t$  – продолжительность культивирования микроорганизмов, сут;

$p$  – плотность культуральной жидкости по сухому весу, г/л

$V$  – необходимый объем культуральной жидкости для обеспечения бесперебойной работы узла пульпоподготовки, м<sup>3</sup>;

$V_2$  – геометрический объем ферментера, м<sup>3</sup>.

Исходные данные для расчета необходимого числа ферментеров представлены в таблице 4.3.3.

Таблица 4.3.3 – Исходные данные для расчета необходимого числа ферментеров

Показатели	Значение	Единицы измерения
Расход бактерий по сухому весу на тонну исходной руды	312,5	г/т
Расход бактерий по сухому весу на тонну концентрата $q$	1186,86	г/т
Плотность культуральной жидкости по сухому весу $p$	50	г/л
Необходимый объем культуральной жидкости на тонну концентрата	0,02	м <sup>3</sup> /т
Необходимый объем культуральной жидкости в час	0,78	м <sup>3</sup> /ч
Необходимый объем культуральной жидкости в сутки	18,84	м <sup>3</sup> /сут
Удельный расход электроэнергии на м <sup>3</sup>	0,55	кВт/м <sup>3</sup>
Продолжительность культивирования	5	суток
Необходимый объем культуральной жидкости для обеспечения бесперебойной работы узла пульпоподготовки $V$	94,18	м <sup>3</sup>

Результаты расчетов необходимого числа ферментеров, обеспечивающие непрерывную работу узла пульпоподготовки, представлены в таблице 4.3.4

Таблица 4.3.4 – Расчет необходимого числа ферментеров

Модель	Объем, м <sup>3</sup>	Мощность, кВт	Расчетное количество, шт	Общая потребляемая мощность, кВт
Ферментер-25	25	13,75	4	55
Ферментер-50	50	27,5	2	55
Ферментер-75	75	41,25	2	82,5
Ферментер-100	100	55	1	55



Из представленных моделей выбран ферментер с объемом 25 м<sup>3</sup> в количестве 4 штук. Данный выбор обусловлен тем, что такое количество обеспечит бесперебойную работу узла пульпоподготовки в случае аварийных остановок.

Выбор сгустителя для узла пульпоподготовки с пропаркой проводился с учетом необходимой площади и диаметра сгущения. Выбор пал на сгуститель Ц-9 в количестве 1 шт, удовлетворяющий требованиям и проходящий проверку: скорость осаждения твердых частиц больше скорости слива.

В таблице 4.3.5 представлены потребители электроэнергии для каждого узла пульпоподготовки, где под прочее приняты расходы электроэнергии на контрольно-измерительные приборы, автоматические дозаторы и насосы.

Таблица 4.3.5 – Потребители электроэнергии

Потребители электроэнергии	Общая потребляемая мощность, кВт*ч
Бактериальная обработка	
1. Оборудование:	
КЧ-100	220
Ферментер-25	55
Итого	275
2. Прочее (15 % от оборудования)	41,25
Всего:	316,25
Температурная обработка	
1. Оборудование:	
КЧ-50	37
Ц-9	3
Итого	40
2. Прочее (15 % от оборудования)	6
Всего:	46

Капитальные вложения в рабочее оборудование и расчет амортизационных отчислений представлены в таблице 4.3.6.

Таблица 4.3.6 – Капитальные вложения в рабочее оборудование

Наименование оборудования	Количество, шт	Цена ед., руб	Стоимость, руб	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, руб
Бактериальная обработка					
Ферментер-25	4	2500000	10000000	5	500000
КЧ-100	4	1900000	7600000	5	380000
Прочее оборудование (40 % от стоимости оборудования)			3040000	10	304000
Итого			20640000		1184000
Температурная обработка					
Ц-9	1	1300000	1300000	5	65000
КЧ-50	2	950000	1900000	5	95000
Прочее оборудование (40 % от стоимости оборудования)			760000	10	76000
Итого			3960000		236000

На основании таблицы 4.3.6 составляется сметная стоимость производственных фондов без учета капитальных вложений в здания и сооружения, которая представлена в таблице 4.3.7.

Таблица 4.3.7 – Сметная стоимость основных производственных фондов

Группы основных фондов	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, тыс. руб.	Примечание
Бактериальная обработка				
Машины и оборудование:				
- силовые машины и оборудование	1032	4	41,28	5 % от рабочих машин и оборудования
рабочие машины и оборудование	20640		1184	
- КИПиА	1032	14,3	147,576	5 % от рабочих машин и оборудования
- вычислительная техника	619,2	12,5	77,4	3 % от рабочих машин и оборудования

Окончание таблицы 4.3.7

Группы основных фондов	Общая стоимость, тыс. руб.	Норма амортизации, %	Сумма амортизационных отчислений, тыс. руб.	Примечание
Транспортные средства	5160	12,5	645	25 % от рабочих машин и оборудования
Итого	28483,2		2095,256	
Температурная обработка				
Машины и оборудование:				
- силовые машины и оборудование	198	4	7,92	5 % от рабочих машин и оборудования
рабочие машины и оборудование	3960		236	
- КИПиА	198	14,3	28,31	5 % от рабочих машин и оборудования
- вычислительная техника	118,8	12,5	14,85	3 % от рабочих машин и оборудования
Транспортные средства	990	12,5	123,75	25 % от рабочих машин и оборудования
Итого	5464,8		410,83	

Для расчета затрат на материальные ресурсы узла пульпоподготовки с бактериальной обработкой необходимо рассчитать расходы для приготовления 1 литра раствора микроэлементов и расходы на культивирование 1 литра бактерий, которые представлены в таблице 4.3.8 и 4.3.9 соответственно.

Состав раствора микроэлементов в г/л:  $\text{FeCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$  -5,4;  $\text{ZnSO}_4$  – 1,44;  $\text{MnSO}_4$  – 1,11;  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ – 0,25;  $\text{CoSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$  – 0,28.

Таблица 4.3.8 – Расходы для приготовления 1 литра раствора микроэлементов

Статьи затрат	Цена, руб	Затраты на 1 л	
		Кол-во	Сумма, руб.
Вода, м <sup>3</sup>	5	0,0010	0,0050
FeCl <sub>3</sub> *6H <sub>2</sub> O, кг	400	0,0054	2,1600
ZnSO <sub>4</sub> , кг	140	0,0014	0,2016
MnSO <sub>4</sub> , кг	450	0,0011	0,4950
CuSO <sub>4</sub> *5H <sub>2</sub> O, кг	290	0,0003	0,0725
CoSO <sub>4</sub> *7H <sub>2</sub> O	700	0,0003	0,1960
Прочие расходы (10 % от суммы статей затрат)			0,3130
Итого			3,4431

Состав питательной среды при культивировании 1 л культуральной жидкости следующий (г/л): КН<sub>2</sub>РО<sub>4</sub> - 0,6; Na<sub>2</sub>НРО<sub>4</sub> – 1,4; MgSO<sub>4</sub> – 0,2; КNO<sub>3</sub> – 2,0; 5 мл раствора микроэлементов. Среднее значение экономического коэффициента при использовании углеводов для наращивания биомассы составило 0,84 г/г.

Таблица 4.3.9 – Расходы на культивирование 1 литра бактерий с плотностью 50 г/л по сухому весу

Статьи затрат	Цена, руб	Затраты на 1 л бактерий	
		Кол-во	Сумма, руб.
Вода, м <sup>3</sup>	5	0,001	0,00500
Дизельное топливо, л	30	0,042	1,26000
КН <sub>2</sub> РО <sub>4</sub> , кг	295	0,001	0,17700
Na <sub>2</sub> НРО <sub>4</sub> , кг	205	0,001	0,28700
MgSO <sub>4</sub> , кг	70	0,000	0,01400
КNO <sub>3</sub> , кг	88	0,002	0,17600
Микроэлементы для роста, л	3,44	0,005	0,01722
Прочие расходы			0,19362
Итого			2,12984

Для приготовления 1 литра культуральной с плотностью 50 г/л по сухому весу бактерий необходимо 2,1298 рубля, соответственно, для приготовления 1 м<sup>3</sup> – 2129,8 рублей.

Расчет затрат на материальные ресурсы в узле бактериальной обработки представлен в таблице 4.3.10.

Таблица 4.3.10 – Расчет затрат на материальные ресурсы

Статьи затрат	Цена, руб	Затраты на 1 т. концентрата в узле пульпоподготовки		Затраты на весь объем в узле пульпоподготовки	
		Кол-во	Сумма, руб.	Кол-во, тыс.	Сумма, тыс. руб.
Бактериальная обработка					
1. Вспомогательные материалы:					
Культуральная жидкость, м <sup>3</sup>	2129,84	0,02	50,56	6,88	14642,63
Итого:			50,56		14642,63
2. Энергия на технологические нужды					
Электроэнергия на оборудование, кВт	3,00	9,57	28,7	2770,35	8311,05
Итого:			28,7		8311,05
Всего			79,25		22953,68
Температурная обработка					
1. Вспомогательные материалы:					
Активированный уголь, кг	90	0,95	85,45	275	24750
Сернистый натрий, кг	45	3,04	136,73	880	39600
Итого:			222,18		64350
2. Энергия на технологические нужды					
Электроэнергия на оборудование, кВт	3	1,39	4,17	402,96	1208,88
Электроэнергия на нагрев пульпы, кВт	3	25	75	7240,75	21722,25
Вода, м <sup>3</sup>	5	0,48	2,38	137,92	689,6
Итого:			81,55		23620,73
Всего			303,73		87980,73

Затраты на материальные ресурсы для подготовки 1 тонны концентрата в узле пульпоподготовки с бактериальной обработкой составили 79,25 рублей, а для узла с температурной обработкой - 303,73 рублей.

Смета расходов на содержание и эксплуатацию оборудования без учета заработной платы рабочих и отчислений на социальное страхование представлены в таблице 4.3.11.

Таблица 4.3.11 – Смета расходов на содержание и эксплуатацию оборудования

Статьи расходов	Сумма расходов, тыс. руб.	Примечание
Бактериальная обработка		
1. Амортизация машин и оборудования, транспортных средств	2095,256	

## Окончание таблицы 4.3.11

Статьи расходов	Сумма расходов, тыс. руб.	Примечание
2.Эксплуатация оборудования:		
- стоимость смазочных, обтирочных материалов	206,4	1 % от стоимости группы машин и оборудования
3. Текущий ремонт оборудования:		
- стоимость запасных частей	2064	10 % от стоимости группы машин и оборудования
4. Внутривзаводское перемещение грузов	619,2	30 % от текущего ремонта оборудования
5. Прочие расходы	57,792	2 % от суммы всех предыдущих расходов
Итого	5042,648	
Температурная обработка		
1.Амортизация машин и оборудования, транспортных средств	410,83	
2.Эксплуатация оборудования:		
- стоимость смазочных, обтирочных материалов	396	1 % от стоимости группы машин и оборудования
3. Текущий ремонт оборудования:		
- стоимость запасных частей	118,8	10 % от стоимости группы машин и оборудования
4. Внутривзаводское перемещение грузов	11,09	30 % от текущего ремонта оборудования
5. Прочие расходы	57,792	2 % от суммы всех предыдущих расходов
Итого	976,32	

Калькуляция цеховой себестоимости переработки 1 тонны концентрата без учета затрат на заработную плату работников представлена в таблице 4.3.12.

Таблица 4.3.12 – Калькуляция цеховой себестоимости

Статьи затрат	Себестоимость переработки			
	Бактериальная обработка		Температурная обработка	
	1 т, руб	Всего объема, тыс. руб	1 т, руб	Всего объема, тыс. руб
1. Вспомогательные материалы на технологические цели	50,56	14642,63	222,18	64350,00

Окончание таблицы 4.3.12

Статьи затрат	Себестоимость переработки			
	Бактериальная обработка		Температурная обработка	
	1 т, руб	Всего объема, тыс. руб	1 т, руб	Всего объема, тыс. руб
2. Энергия на технологические цели	28,70	8311,05	81,55	23620,73
3. РСЭО	17,41	5042,65	3,37	976,32
Итого цеховая себестоимость	96,66	27996,33	307,11	88947,05

Себестоимость переработки 1 тонны концентрата в узле пульпоподготовки с бактериальной обработкой в три раза ниже, чем себестоимость в узле пульпоподготовке с температурной обработкой.

#### Выводы по главе 4:

1. Результаты технологических исследований на текущих пульпах действующего предприятия не противоречат результатам лабораторных исследований, а также свидетельствуют об эффективности предлагаемых решений. Предлагаемая технологическая схема характеризуется воспроизводимостью технологических показателей обогащения и применима при переработке текущих руд Горевского месторождения. Результаты флотации необходимо считать как минимально возможные, так как путем оптимизации технологических показателей параметров флотационного обогащения возможно интенсифицировать процесс разделения;

2. Полученные технологические результаты в условиях максимально приближенных к фабричным свидетельствует об эффективности использования культивированных микроорганизмов при селекции коллективного концентрата, полученного при использовании сочетания ксантогената и дизельного топлива;

3. Экономическая оценка целесообразности применения того или иного способа подготовки коллективного концентрата свидетельствует о том, что себестоимость переработки 1 тонны концентрата при бактериальной обработке в три раза ниже, чем при температурной обработке;

4. Помимо низких затрат на вспомогательные материалы и на электроэнергию, бактериальная обработка характеризуется экологической безопасностью. Так, при температурной обработке необходим сернистый натрий, что влечет за собой внедрения специальных мероприятий по ее очистке.



## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации на основании выполненных автором исследований решена актуальная задача научного обоснования и разработки бактериального способа подготовки коллективных концентратов перед циклом селекции, который обеспечивает благоприятные условия для селекции.

Основные результаты выполненных исследований заключаются в следующем:

1. Определено, что за счет синергетического эффекта сочетания бутилового ксантогената калия и дизельного топлива при соотношении 1:1,4 в цикле коллективной флотации свинцово-цинковой руды Горевского месторождения, обеспечивается снижение суммарных потерь металлов с отвальными хвостами на 39 %.

2. В результате отбора на селективной среде, выделен консорциум бактерий, состоящий из *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962, способный к росту на минимальной синтетической среде с дизельным топливом в качестве единственного источника углерода и энергии.

3. Методом Купера подтверждена способность бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962 продуцировать биосурфактанты, которые способствуют солубилизации и поглощению углеводородов дизельного топлива.

4. Экспериментально доказано, что микробиологическое воздействие, приводит к снижению флотационной активности коллективного концентрата, поверхность которого обработана дизельным топливом. Снижение флотационной активности связано со снижением гидрофобных свойств минеральных зерен, что подтверждается измерениями дзета потенциала поверхности коллективного концентрата и краевого угла смачивания, определённого по методике растекающейся капли.

5. На основании теоретических и экспериментальных исследований разработан бактериальный способ подготовки коллективных концентратов,

загидрофобизированных дизельным топливом, к циклу селекции, заключающийся в обработке коллективного концентрата бактериями *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962 в течение 12 часов при расходе 312,5 г/т по сухому весу бактерий.

6. Предложен способ флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд, включающий предварительную свинцовую флотацию в бесколлекторном режиме, коллективную свинцово-цинковую флотацию с добавлением дизельного топлива в качестве дополнительного собирателя к бутиловому ксантогенату, обработку коллективного концентрата бактериями *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962 и его разделение. Себестоимость переработки 1 тонны концентрата в узле пульпоподготовки с бактериальной обработкой в три раза ниже, чем себестоимость в узле пульпоподготовке с температурной обработкой: 96,66 и 307,11 рублей, соответственно.

Перспективным направлением дальнейших исследований следует считать подбор штаммов бактерий, которые эффективно деградируют как аполярные, так и гетерополярные собиратели при использовании коллективно-селективных схем флотации полиметаллических руд.

### Список использованной литературы

1. Ставский А.П. Минеральное сырье: от недр до рынков. Цветные металлы. Алюминий, медь, никель, олово, свинец, цинк / А. П. Ставский – М: Научный мир, 2011.– 496с.
2. Алгебраистова Н.К. Разработка технологической схемы обогащения сульфидной полиметаллической руды / Алгебраистова Н.К., Кондратьева А.А., Губина Е.А., Марченко А.А., Воронцова Е.А. // Обогащение руд – 2012. – № 2 – С.3–9.
3. Купеева Р.Д. Состояние и перспективы переработки свинцово-цинковых руд / Купеева Р.Д. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2009. – № 12 – С.456–460.
4. 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.
5. Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения / А. А. Абрамов – М: МГГУ : Горная книга, 2008.– 710с.
6. Абрамов А.А. Обогащение руд цветных металлов / А. А. Абрамов, С. Б. Леонов – М: Недра, 1991.– 407с.
7. 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.
8. Тихонов В.А. Теория и практика комплексной переработки полезных ископаемых в странах Азии, Африки и Латинской Америки / В. А. Тихонов – М: Недра, 1989.– 300с.
9. Богданов А.С. Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики / А. С.

Богданов – М: Недра, 1984.– 358с.

10. Клебанов О.Б.Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов / О. Б. Клебанов – М: Недра, 1974.– 472с.

11. Полькин С.И.Технология обогащение руд цветных металлов / С. И. Полькин, Э. В. Адамов, К. П. Ковачев, Н. И. Семков – М: Недра, 1979.– 271с.

12. Gupta A.Mineral Processing Design and Operation / A. Gupta, D. S. Yan – , 2006.– 255-292с.

13. Родионов А.С. Физико-химические особенности подготовки хвостов обогащения медьсодержащих руд для использования в закладочных смесях / Родионов А.С., Данильченко Л.М., Вигдергауз В.Е. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2005. – № 4 – С.316.

14. Bulatovic S.M.Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice / S. M. Bulatovic – Oxford: Elsevier, 2007.– 226с.

15. Богданов А.С.Теория и технология флотации руд / А. С. Богданов, И. И. Максимов, А. К. Поднек, Н. А. Янис – М: Недра, 1990.– 363с.

16. Шеттиби М. Об оптимальном значении рН при флотации галенита / Шеттиби М., Абрамов А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2002. – № 11 – С.81.

17. 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.

18. Bustillo Revuelta M. Mineral Processing , 2018. – 423–530с.

19. Maurice, N.; Kenneth C. Principles of Mineral Processing / Maurice, N.; Kenneth C. // SME – 2003. – С.573.

20. 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.

21. 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 / А. А. Абрамов – М: МГГУ, 2005.– 470с.

22. Ахметова Д.Д. Исследование процесса десорбции ксантогената с поверхности сульфидов с целью усовершенствования технологического режима селекции медно-молибденовых концентратов: автореф. дис. канд. тех. наук: 25.00.13 / Ахметова Д.Д. – 1975.
23. Седельникова Г.В. Новые достижения в области биотехнологии переработки минерального сырья Санкт-Петербург, 2016. – 215–218с.
24. 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 – С.37–60.
25. 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.
26. 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 – С.1339–1354.
27. 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 – С.41–60.
28. Развязная А.В. Изучение влияния микроорганизмов на поверхность минералов / Развязная А.В., Алгебраистова Н.К., Гуревич Ю.Л., Теримова М.И., Михлин Ю.Л. // Журнал СФУ. Техника и технология – 2012. – Т. 5 – № 6 – С.668–672.
29. Алгебраистова Н.К. Селекция медно-молибденовых концентратов с использованием микробиологических приемов / Алгебраистова Н.К., Развязная А.В., Гуревич Ю.Л., Теримова М.И. // Обогащение руд – 2012. – № 3 – С.15–18.
30. Алгебраистова Н.К. О влиянии культуры бактерий *Pseudomonas japonica* на процесс селекции сульфидов / Алгебраистова Н.К., Развязная А.В., Теримова М.И., Мазурова Е.В. // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых – 2016. – № 1 – С.184–189.
31. 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.

32. Пахомова Г.А. Повышение глубины переработки свинцово-цинковых руд , 2015. – 512–515с.

33. Паньшин А.М. Использование гравитационных методов и аппаратов в технологии обогащения полиметаллических руд / Паньшин А.М., Евдокимов С.И., Солоденко А.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2005. – № 12 – С.281.

34. 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.

35. 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.

36. Глумова А.А. Повышение качества свинцового концентрата путем его перечистки на высокоградиентном магнитном сепараторе , 2014. – 85с.

37. 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 – С.181–189.

38. Pedain K.U. Synergistic effects of environmentally friendly collectors in the preconcentration step of a double float process on sedimentary phosphate ore , 2014. – 139–147с.

39. 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. – № 3 – С.18.

40. 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.
41. 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.
42. 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 – С.131–135.
43. Евдокимов С.И. Применение льда при селективной флотации / Евдокимов С.И., Паньшин А.М. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2009. – № 12 – С.450.
44. Алгебраистова Н.К. Исследование руд на обогатимость / Н. К. Алгебраистова – Красноярск: ИПК СФУ, 2009. – 122с.
45. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость / В. З. Козин – Екатеринбург: УГГУ, 2008. – 312с.
46. Митрофанов С.И. Исследование руд на обогатимость / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин – М: Недра, 1974. – 345с.
47. Кузина З.П. Интенсификация флотации свинцово-цинковых руд с применением гетероорганических соединений нефти в качестве дополнительного собирателя : дис. канд. тех. наук : 25.00.13 / Кузина З.П. – 1999.
48. Рябой В.И. Проблемы использования и разработки новых флотореагентов в России / Рябой В.И. // Цветные металлы – 2011. – № 3 – С.7–14.
49. Рябой В.И. Производство и использование флотационных реагентов в России / Рябой В.И. // Горный журнал – 2011. – № 2 – С.49.
50. Гроо Е.А. Исследование влияния ультразвуковой обработки для интенсификации процессов извлечения золота из труднообогатимого сырья / Гроо Е.А., Алгебраистова Н.К., Жижаяев А.М., Романченко А.С., Макшанин А.В. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2012. – № 2 – С.89–96.
51. Гроо Е.А. Повышение эффективности флотации флюорита на основе

применения ультразвуковой обработки пульпы / Гроо Е.А., Алгебраистова Н.К., Жижаяев А.М., Романченко А.С., Макшанин А.В., Киенко Л.А., Воронова О.В., Шагина Ж.А., Cilek E.C., Ozgen S., Swamy K.M., Sukla L.B., Narayana K.L., Kar R.N., Panchanadikar V. V., Дамбаев А.Ю., Антропова И.Г., Гуляшинов А.Н., Палеев П.Л., Хантургаев Г.И., Gaete-Garretón L., Вахрушев В.В., Рупчева В.А., Пойлов В.З., Косвинцев О.К., Киенко Л.А., Воронова О.В., Altun N.E., Hwang J.Y., Nisuyilmaz C., Александрова Т.Н., Литвинова Н.М., Рассказова А.В., Богомяков Р.В., Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В., Харлампенкова Ю.А., Шилиев А.В., Патраков Ю.Ф., Осипович А.Э., Вахрушев В.В., Казанцев А.Л., Пойлов В.З., Алиферова С.Н. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2015. – Т. 22 – № 4 – С.147.

52. Cilek E.C. Effect of ultrasound on separation selectivity and efficiency of flotation / Cilek E.C., Ozgen S. // Minerals Engineering – 2009. – Т. 22 – № 14 – С.1209–1217.

53. Александрова Т.Н. Влияние ультразвуковой обработки на технологические показатели флотации углесодержащего материала / Александрова Т.Н., Литвинова Н.М., Рассказова А.В., Богомяков Р.В. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2015. – № 4 – С.196–201.

54. Киенко Л.А. Влияние ультразвуковой обработки пульпы на селективность флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд / Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2013. – № 4 – С.172–179.

55. Киенко Л.А. Флотация флюоритовых руд с предварительной обработкой пульпы ультразвуком Чита, 2014. – 144–149с.

56. Киенко Л.А. Повышение эффективности флотации флюорита на основе применения ультразвуковой обработки пульпы / Киенко Л.А., Воронова О.В., Шагина Ж.А. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2016. – № 21 – С.233–241.

57. Харлампенкова Ю.А. Влияние ультразвуковой обработки на результаты флотации угольной пульпы / Харлампенкова Ю.А., Шилиев А.В., Патраков Ю.Ф. // Вестник Туvinского государственного университета. Технические и физико-



математические науки – 2015. – № 3 – С.107–111.

58. Вахрушев В.В. Обесшламливание сильвинитовой руды при ультразвуковой обработке / Вахрушев В.В., Рупчева В.А., Пойлов В.З., Косвинцев О.К. // Инженерный вестник Дона – 2012. – № 4.

59. Swamy K.M. Use of ultrasound in microbial leaching of nickel from laterites / Swamy K.M., Sukla L.B., Narayana K.L., Kar R.N., Panchanadikar V. V. // Ultrasonics - Sonochemistry – 1995. – Т. 2 – № 1.

60. Gaete-Garretón L. The use of power ultrasound in mining , 2014. – 1060–1094с.

61. Mesquita L.M.S. de Interaction of a hydrophobic bacterium strain in a hematite-quartz flotation system / Mesquita L.M.S. de, Lins F.F., Torem M.L. // International Journal of Mineral Processing – 2003. – Т. 71 – № 1–4 – С.31–44.

62. Banat I.M. Microbial biosurfactants production, applications and future potential // Appl. Microbiol. Biotechnol. – 2010. – Т. 87. – № 2. – 427–444с.

63. Karthiga devi K. Production and characterization of bioflocculants for mineral processing applications / Karthiga devi K., Natarajan K.A. // International Journal of Mineral Processing – 2015. – Т. 137 – С.15–25.

64. Devi K.K. Isolation and characterization of a bioflocculant from *Bacillus megaterium* for turbidity and arsenic removal / Devi K.K., Natarajan K.A. // Minerals and Metallurgical Processing – 2015. – Т. 32 – № 4 – С.222–229.

65. Natarajan K.A. Environmental impact of metal mining—biotechnological aspects of water pollution and remediation—an Indian experience / Natarajan K.A., Subramanian S., Braun J.-J. // Journal of Geochemical Exploration – 2006. – Т. 88 – С.45–48.

66. Johnson D.B. Biomining-biotechnologies for extracting and recovering metals from ores and waste materials // Curr. Opin. Biotechnol. – 2014. – Т. 30. – 24–31с.

67. Адамов Э.В. Биотехнология металлов / Э. В. Адамов – М: Учеба, 2003.– 146с.

68. Башлыкова Т.В. Использование биофлотации для обогащения бедных платино-палладиевых руд , 2013.

69. El-Midany A.A. Influence of bacteria-coal electrostatic interaction on coal cleaning / El-Midany A.A., Abdel-Khalek M.A. // International Journal of Mineral Processing – 2014. – Т. 126 – С.30–34.

70. Zheng X. Adhesion of two bacteria onto dolomite and apatite: Their effect on dolomite depression in anionic flotation / Zheng X., Arps P.J., Smith R.W. // *International Journal of Mineral Processing* – 2001. – Т. 62 – № 1–4 – С.159–172.
71. Ahmadi A. The influence of physicochemical parameters on the bioleaching of zinc sulfide concentrates using a mixed culture of moderately thermophilic microorganisms / Ahmadi A., Mousavi S.J. // *International Journal of Mineral Processing* – 2015. – Т. 135 – С.32–39.
72. Johnson D.B. Biomining in reverse gear: Using bacteria to extract metals from oxidised ores / Johnson D.B., Plessis C.A. Du // *Minerals Engineering* – 2015. – Т. 75 – С.2–5.
73. Das S. *Microbial Biodegradation and Bioremediation* / S. Das – , 2014.– 1-616с.
74. Водянова М.А. Анализ существующих микробиологических препаратов для биодegradации нефти в почве / Водянова М.А., Хабарова Е.И., Доньерян Л.Г. // *Горный информационно-аналитический бюллетень* – 2010. – № 7 – С.253.
75. Таскаев А.И. Опыт биологической рекультивации земель в условиях Крайнего Севера / Таскаев А.И., Боровинских А.П., Архипченко И.А. // *Экология и промышленность России* – 2004. – № 9 – С.27.
76. Ветрова А.А. Биодеструкция нефти отдельными штаммами и принципы составления микробных консорциумов для очистки окружающей среды от углеводородов нефти / Ветрова А.А., Иванова А.А., Филонов А.Е., Забелин В.А., Гафаров А.Б., Соколов С.Л., Нечаева И.А. // *Известия Тульского государственного университета. Естественные науки* – 2013. – № 2 – С.241.
77. Грищенко В.Г. Бактериальные штаммы-деструкторы топочного мазута: характер деградации в лабораторных условиях / Грищенко В.Г. // *Прикладная биохимия и микробиология* – 1997. – № 4 – С.423.
78. Кобзев Е.Н. Исследование устойчивости ассоциации микроорганизмов - нефтеструкторов в открытой системе / Кобзев Е.Н., Петрикевич С.Б., Шкидченко А.Н. // *Прикладная биохимия и микробиология* – 2001. – № 4 – С.413.
79. Шкидченко А.Н. Изучение нефтеструктивной активности микрофлоры прибрежной зоны Каспийского моря / Шкидченко А.Н. // *Прикладная биохимия и*

микробиология – 2001. – № 5 – С.509.

80. Ветрова А.А. Деструкция нефти бактериями рода *Pseudomonas*, содержащими различные плазмиды биодegradации / Ветрова А.А., Овчинникова А.А., Филонов А.Е., Пунтус И.Ф., Боронин А.М. // Известия Тульского государственного университета. Естественные науки – 2008. – № 2 – С.186.

81. Гоголева О.А. Потребление нефти Сорочинского месторождения углеводородокисляющими штаммами *Gordona terrae* и *Acinetobacter* sp / Гоголева О.А. // Бюллетень Оренбургского научного центра УрО РАН – 2013. – № 1 – С.1.

82. Звягинцева Д.Г. Методы почвенной микробиологии и биохимии / Д. Г. Звягинцева – М: МГУ, 1991. – 304с.

83. Georgiou G. Surface-active compounds from microorganisms / Georgiou G., Lin S.C., Sharma M.M. // Bio/Technology – 1992. – Т. 10 – № 1 – С.60–65.

84. Ron E.Z. Biosurfactants and oil bioremediation // Curr. Opin. Biotechnol. – 2002. – Т. 13. – № 3. – 249–252с.

85. Nie M. Novel rhamnolipid biosurfactants produced by a polycyclic aromatic hydrocarbon-degrading bacterium *Pseudomonas aeruginosa* strain NY3 / Nie M., Yin X., Ren C., Wang Y., Xu F., Shen Q. // Biotechnology Advances – 2010. – Т. 28 – № 5 – С.635–643.

86. Соложенкин П.М. Сульфат-редуцирующие бактерии в обогащении руд и гидрометаллургии / Соложенкин П.М. // Горный информационно-аналитический бюллетень – 2011. – № 8 – С.151–153.

87. Герхардт Ф. Методы общей бактериологии / Ф. Герхардт – М: Мир, 1984. – 264с.

88. Добровольская Т.Г. Методы идентификации и выделения почвенных бактерий / Т. Г. Добровольская, И. Н. Скворцова, Л. В. Лысак – М: МГУ, 1990. – 76с.

89. Balows A. The Prokaryotes: a handbook on the biology of bacteria: ecophysiology, isolation, identification, applications / A. Balows – , 1992. – 1838с.

90. Коршунова Т.Ю. Новый штамм бактерии рода *Ochrobactrum*: свойства и филогенетическое положение / Коршунова Т.Ю., Мухаматдырова С.Р., Логинов О.Н. // Известия Уфимского научного центра РАН – 2013. – № 2 – С.90.

91. Holmes B. *Ochrobactrum anthropi* gen. nov., sp. nov. from Human Clinical Specimens and Previously Known as Group Vd / Holmes B., Popoff M., Kiredjian M., Kersters K. // *International Journal of Systematic Bacteriology* – 1988. – Т. 38 – № 4 – С.406–416.
92. Babic I. Occurrence of natural dixenic associations between the symbiont *Photorhabdus luminescens* and bacteria related to *Ochrobactrum* spp. in tropical entomopathogenic *Heterophabditis* spp. (Nematoda, Rhabditida) / Babic I., Saux M.F. Le, Giraud E., Boemare N. // *Microbiology* – 2000. – Т. 146 – № 3 – С.709–718.
93. Teyssier C. Molecular and phenotypic features for identification of the opportunistic pathogens *Ochrobactrum* spp. / Teyssier C., Marchandin H., Jean-Pierre H., Diego I., Darbas H., Jeannot J.L., Gouby A., Jumas-Bilak E. // *Journal of Medical Microbiology* – 2005. – Т. 54 – № 10 – С.945–953.
94. Abou-Shanab R.A.I. Chromate-Tolerant Bacteria for Enhanced Metal Uptake by *Eichhornia Crassipes* (MART.) / Abou-Shanab R.A.I., Angle J.S., Berkum P. van // *International Journal of Phytoremediation* – 2007. – Т. 9 – № 2 – С.91–105.
95. Chang B. V. Biodegradation of nonylphenol in soil / Chang B. V., Chiang B.W., Yuan S.Y. // *Chemosphere* – 2007. – Т. 66 – № 10 – С.1857–1862.
96. Коршунова Т.Ю. Окислительная и нитрогеназная активность бактерий *Ochrobactrum* sp. ИБ ДТ-5.3/2 / Коршунова Т.Ю., Четвертиков С.П., Мухаматдьярова С.Р., Логинов О.Н. // *Известия Самарского научного центра РАН* – 2013. – № 3 – С.1637.
97. Vijayalakshmidēvi S.R. Biodegradation of malachite green by *Ochrobactrum* sp. / Vijayalakshmidēvi S.R., Muthukumar K. // *World Journal of Microbiology and Biotechnology* – 2014. – Т. 30 – № 2 – С.429–437.
98. Wongsā P. Isolation and characterization of novel strains of *Pseudomonas aeruginosa* and *Serratia marcescens* possessing high efficiency to degrade gasoline, kerosene, diesel oil, and lubricating oil / Wongsā P., Tanaka M., Ueno A., Hasanuzzaman M., Yumoto I., Okuyama H. // *Current Microbiology* – 2004. – Т. 49 – № 6 – С.415–422.
99. Mariano A.P. Biodegradability of commercial and weathered diesel oils / Mariano

A.P., Bonotto D.M., Angelis D.D.F. De, Pirôllo M.P.S., Contiero J. // *Brazilian Journal of Microbiology* – 2008. – Т. 39 – № 1 – С.133–142.

100. Szoboszlay S. Comparative biodegradation examination of *Pseudomonas aeruginosa* (ATCC 27853) and other oil degraders on hydrocarbon contaminated soil / Szoboszlay S., Atzel B., Kriszt B. // *Commun Agric Appl Biol Sci* – 2003. – Т. 68 – № 2 Pt A – С.207–210.

101. Chettri B. Kinetics of nutrient enhanced crude oil degradation by *Pseudomonas aeruginosa* AKS1 and *Bacillus* sp. AKS2 isolated from Guwahati refinery, India / Chettri B., Mukherjee A., Langpoklakpam J.S., Chattopadhyay D., Singh A.K. // *Environmental Pollution* – 2016. – Т. 216 – С.548–558.

102. Su W.T. Characterization and biodegradation of motor oil by indigenous *Pseudomonas aeruginosa* and optimizing medium constituents / Su W.T., Wu B.S., Chen W.J. // *Journal of the Taiwan Institute of Chemical Engineers* – 2011. – Т. 42 – № 5 – С.689–695.

103. Ron E.Z. Natural roles of biosurfactants // *Environ. Microbiol.* – 2001. – Т. 3. – № 4. – 229–236с.

104. Пирог Т.П. Образование поверхностно-активных веществ при росте штамма *Rhodococcus erythropolis* ЭК-1 на гидрофильных и гидрофобных субстратах / Пирог Т.П., Шевчук Т.А., Волошина И.Н., Карпенко Е.В. // *Прикладная биохимия и микробиология* – 2004. – Т. 40 – С.544.

105. Cooper D.G. Surface-active compounds from microorganisms / D. G. Cooper, J. E. Zajic – , 1980. – 229-253с.

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

**ПАТЕНТ**

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

№ 2639347

**СПОСОБ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ  
СУЛЬФИДНЫХ СВИНЦОВО-ЦИНКОВЫХ РУД**

Патентообладатель: *Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение высшего образования  
"Сибирский федеральный университет" (RU)*

Авторы: *Алгебраистова Наталья Константиновна (RU),  
Гуревич Юрий Леонидович (RU), Прокопьев Иван  
Владимирович (RU), Термова Маргарита Ивановна (RU)*

Заявка № 2016144118

Приоритет изобретения 09 ноября 2016 г.

Дата государственной регистрации в

Государственном реестре изобретений

Российской Федерации 21 декабря 2017 г.

Срок действия исключительного права

на изобретение истекает 09 ноября 2036 г.

Руководитель Федеральной службы  
по интеллектуальной собственности

*Г.П. Ивлиев* Г.П. Ивлиев



МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РФ  
Федеральное государственное автономное  
образовательное учреждение высшего образования  
«СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ»

SIBERIAN  
FEDERAL  
UNIVERSITY



СИБИРСКИЙ  
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ  
УНИВЕРСИТЕТ



УТВЕРЖДАЮ

Проректор СФУ

В.И. Колмаков

2018 г.

660041, Росси, г. Красноярск, проспект Свободный, 79  
телефон (391) 244-82-13, факс (391)244-86-25  
http: // www. sfu-kras.ru e-mail: [office79@sfu-kras.ru](mailto:office79@sfu-kras.ru)

№ \_\_\_\_\_  
На \_\_\_\_\_ от \_\_\_\_\_

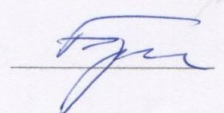
### А К Т ВНЕДРЕНИЯ В УЧЕБНЫЙ ПРОЦЕСС

Настоящим актом подтверждается, что патент РФ № 2639347 «Способ флотационного обогащения сульфидных свинцово-цинковых руд», разработанный коллективом ученых в составе Н.К. Алгебраистовой, Ю.Л. Гуревичем, И.В. Прокопьевым, М.И. Теремовой, внедрен в учебный процесс и применяется при обучении магистров по направлению 22.04.02 «Металлургия» магистерской программы 22.04.02.06 «Оценка и глубокая переработка минерального сырья» и используется при проведении лабораторных занятий по дисциплинам «Технология руд цветных металлов», что позволяет повысить эффективность обучения и проведения научно-исследовательских курсовых и диссертационных работ.

Директор Института цветных металлов  
и материаловедения

 В.Н. Баранов

Заведующий кафедрой  
«Обогащение полезных ископаемых»

 В.И. Брагин

Исполнитель:  
Алгебраистова Н.К.  
Тел. + 7 913 512 25 49  
e-mail: [Algebraistova@mail.ru](mailto:Algebraistova@mail.ru)

**АКТ ПРОВЕДЕНИЯ ИСПЫТАНИЙ**

от «12» октября 2017 года

1. *Объект испытаний*
  - 1.1. Объектом испытаний является свинцово-цинковая руда Горевского месторождения, перерабатываемая по прямой селективной схеме флотации на ООО «Новоангарский ОК»;
  - 1.2. Объект испытаний представлен сливом мельницы I стадии измельчения из действующей технологической схемы ООО «Новоангарский ОК»;
  - 1.3. Технологические параметры объекта испытаний:
    - 1.3.1. Тонина помола 65 % класса – 0,074 мм;
    - 1.3.2. Содержание твердого в сливе 27 %;
2. *Цель испытаний*
  - 2.1. Целью испытаний являлась проверка разработанных на кафедре ОПИ ИЦМиМ СФУ совместно КНЦ СО РАН технических решений: свинцовая флотация в безреагентном режиме, коллективно-селективная схема флотации, бактериальная обработка коллективного концентрата для десорбции остаточных концентраций аполярного собирателя, селекция коллективного концентрата.
3. *Задачи испытаний*
  - 3.1. Определение возможности получения черного свинцового концентрата (свинцовой головки) в безреагентном режиме;
  - 3.2. Оценка эффективности предлагаемой коллективно-селективной схемы, обеспечивающей снижение потерь металлов с хвостами;
  - 3.3. Оценка принципиальной возможности разделения полученного коллективного концентрата после обработки консорциумом бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962.
4. *Результаты испытаний*
  - 4.1. Испытания на текущих пульпах показали работоспособность предлагаемых технических решений:
    - 4.1.1. Предварительная свинцовая флотация в безреагентном режиме позволяет получить черновой свинцовый концентрат (свинцовую головку): содержание свинца 16,37 %, а цинка 3,51 % при извлечении металлов 15,31 % и 4,06 % соответственно. Выход черного свинцового концентрата ~ 4%;
    - 4.1.2. Коллективная флотация с применением бутилового ксантогената калия 60 г/т и дизельного топлива 86,5 г/т позволяет получить коллективный концентрат: извлечение свинца 71,95 %, цинка 68,01 % при содержании металлов 13,87 % и 10,61 % соответственно. Выход коллективного концентрата ~ 22 %;



- 4.1.3. Потери металлов с отвальными хвостами по коллективной схеме флотации составили: свинца 8,39 %, цинка 8,2 % при содержании 0,53 % и 0,42 % соответственно. Выход хвостов ~ 67 %;
- 4.1.4. Определено, что двукратная отмывка коллективного концентрата при  $ж : т = 10:1$  не обеспечивает удовлетворительных технологических показателей узла селекции: извлечение свинца 41,56 %, цинка 41,72 % в свинцовый концентрат при содержании 24,91 % и 19,81 % соответственно;
- 4.1.5. Пропарка коллективного концентрата с активированным углем (расход 1100 г/т коллективного концентрата) с последующим сгущением позволяет получить свинцовый концентрат с содержанием свинца 30,09 %, цинка 6,21 % при извлечении 48,28 % и 11,92 % соответственно;
- 4.1.6. Доказана эффективность консорциума бактерий *Ochrobactrum anthropi* и *Pseudomonas aeruginosa* JCM 5962 (время контактирования 15 часов, общий расход 0,0625 г/т по сухому весу) при десорбции остаточных концентраций аполярного собирателя. Результаты селекции после бактериальной обработки: извлечение свинца 69,45 %, цинка 27,81 % в свинцовый концентрат при содержании 33,63 % и 11,82 % соответственно.

Комиссия:

Главный инженер ООО «Новоангарский ОК» \_\_\_\_\_ Русаков А.С.

Главный обогатитель ООО «Новоангарский ОК» \_\_\_\_\_ Скоторенко Т.В.



Исполнитель:

Аспирант кафедры ОПИ ИЦМиМ СФУ \_\_\_\_\_

Прокопьев И.В.