

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН
АО «ИНСТИТУТ МЕТАЛЛУРГИИ И ОБОГАЩЕНИЯ»

На правах рукописи
УДК: 622.06:552.331.4 (043)

Муханова Айнур Айтказыновна

**Совершенствование технологии переработки полиметаллических
и медно-молибденовых руд с применением модифицированных
флотореагентов**

Специальность: 25.00.13 – обогащение полезных ископаемых

Диссертация

на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
д.т.н., член-корр. КазНАЕН
Тусупбаев Н.К.

Бишкек - 2021

СОДЕРЖАНИЕ

ВВЕДЕНИЕ	5
ГЛАВА 1 АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД	11
1.1 Флотационный метод обогащения полиметаллических руд применением сульфгидрильных собирателей.....	14
1.2 Флотационный метод обогащения полиметаллических руд применением аполярных собирателей.....	21
Выводы к главе 1	30
ГЛАВА 2 МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ И МЕТОДЫ АНАЛИЗОВ	31
2.1. Исходное сырье и реагенты.....	31
2.2 Методики синтеза флотореагентов.....	31
2.3 Методы, методики анализов и аппаратура.....	32
Выводы к главе 2	36
ГЛАВА 3 СИНТЕЗ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ И ИХ ФИЗИКО - ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА	37
3.1. Обоснование выбора реагентов для синтеза модифицированного ксантогената, композиционного аэрофлота и модифицированного собирателя.....	37
3.2. Синтез модифицированных флотореагентов из сивушного масла и исследование их свойств.....	39
3.3. Синтез модифицированного собирателя из нефти и нефтепродуктов.....	45
3.4. Исследование взаимодействия модифицированного ксантогената с основными минералами полиметаллического сырья	53
Выводы к главе 3	60
ГЛАВА 4 РАЗРАБОТКА И УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИ-	

ЧЕСКОЙ И МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ НОВЫХ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ	62
4.1. Разработка и укрупненно-лабораторные испытания технологии обогащения полиметаллической руды	62
4.1.1 Характеристика полиметаллической руды Артемьевского месторождения.....	62
4.1.2. Разработка технологии получения коллективного медно- свинцово-цинкового концентрата с применением модифицированного ксантогената и разделением камерного продукта.....	66
4.1.3. Разработка технологии получения коллективного медно- свинцово-цинкового концентрата с применением модифицированного аэрофлота и разделением камерного продукта.....	73
4.1.4. Укрупненные лабораторные испытания модифицированного реагента при переработке руды Артемьевского месторождения.....	77
4.2. Разработка и укрупненно-лабораторные испытания технологии обогащения медно-молибденовой руды.....	80
4.2.1. Характеристика медно-молибденовой руды месторождения Актогай.....	80
4.2.2. Разработка технологии переработки медно-молибденовой руды.....	85
4.2.3. Укрупненно-лабораторные испытания аполярного собирателя для переработки медно-молибденовой руды.....	97
Выводы к главе 4.....	101
ЗАКЛЮЧЕНИЕ.....	104
СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ	107
ПРИЛОЖЕНИЕ А.....	120
ПРИЛОЖЕНИЕ Б	130
ПРИЛОЖЕНИЕ В	135
ПРИЛОЖЕНИЕ Г	139

ПЕРЕЧЕНЬ СОКРАЩЕНИЙ И ОБОЗНАЧЕНИЙ

ДИФ – Диизобутилдитиофосфат

КФ – Ксантоген форматов

БК – Бутиловый ксантогенат

МК – модифицированный ксантогенат

МФ – модифицированный флотореагент

СМ – сивушное масло

МА – модифицированный аэрофлот.

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы диссертации.

Основой экономики Казахстана является горно-металлургический комплекс, который играет важную, а по ряду отраслей – стратегическую роль не только в Казахстане, но и мире. По добыче и производству отдельных видов минерально-сырьевой продукции (цинк, свинец, медь) Казахстан входит в десятку ведущих мировых производителей.

Как правило, в технологии получения цветных металлов основной операцией, определяющей степень их извлечения, является флотационное обогащение. Используемые в технологическом цикле флотореагенты производятся за рубежом, что усиливает импортную зависимость государства.

С другой стороны, запасы высококачественного сырья в республике год от года сокращаются, возрастает доля труднообогатимых и низкосортных руд, что приводит к снижению показателей флотации, а в некоторых случаях делает невозможным использования традиционных (классических) технологий обогащения.

В этой связи, актуальным направлением научно-технологического развития отрасли является совершенствование технологий обогащения руд цветных и редких металлов в целом, а синтез новых флотореагентов на основе дешевого отечественного сырья и применение их в процессе извлечения полезных ископаемых - один из вариантов модернизации способа флотации.

В диссертационной работе показано, что использование новых модифицированных флотореагентов позволяет сократить расходы, повысить качество и выход коллективных и селективных концентратов при переработке низкосортного и труднообогатимого полиметаллического и медно-молибденового сырья.

Связь темы диссертации с научными программами, темами

Работа выполнялась в соответствии с Программой целевого финансирования: «Научно-технологическое обоснование развития

редкометальной отрасли в Казахстане на 2011 - 2014 гг. », Грантового финансирования научных исследований на 2015 - 2017 гг., по теме: «Усовершенствование технологии флотации полиметаллических медно-свинцово-цинковых руд с использованием композиционных реагентов».

Цель диссертационной работы: Целью диссертационной работы является разработка технологии переработки полиметаллических и медно-молибденовых руд с использованием модифицированных флотореагентов на основе отечественного сырья.

Задачи исследований:

- установить состав сивушного масла Айдабульского спиртового завода, как исходного сырья для синтеза модифицированных флотореагентов;
- разработать методику синтеза и изучить физико-химические свойства синтезированных собирателей;
- установить физико-химические особенности нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива - и обосновать выбор исходных компонентов для формирования аполярного собирателя на их основе;
- определить оптимальные условия подготовки эмульсий аполярного собирателя на основе смеси нефти и дизельного топлива;
- установить закономерности взаимодействия полученных модифицированных флотореагентов с мономинералами исходного сырья;
- разработать и апробировать технологии переработки полиметаллических руд Артемьевского и медно-молибденовых Актогайского месторождений с применением новых модифицированных флотореагентов.

Научная новизна работы: *(по специальности: 25.00.13 – обогащение полезных ископаемых)*

Сформулированы основные принципы мотивации использования сивушного масла, как техногенного сырья, для получения новых эффективных модифицированных флотореагентов.

Разработаны методы синтеза модифицированных собирателей, которые позволяют интенсифицировать процесс обогащения сульфидных

полиметаллических руд путем увеличения извлечения свинца, цинка и меди в коллективно-селективные концентраты.

Установлено взаимодействие мономинералов сульфидного сырья с модифицированным ксантогенатом в определенном диапазоне значений рН посредством химической сорбции. Разная степень флотуемости мономинералов при использовании модифицированного ксантогената в данном диапазоне значений рН может стать основой для их разделения при флотации.

Обоснована и подтверждена возможность использования смеси Кумкольской нефти и дизельного топлива в качестве аполярного собирателя при флотации медно-молибденовой руды, обеспечивающая увеличение извлечения молибдена. Новизна полученных результатов подтверждается двумя патентами РК (Приложение Г).

Практическая и экономическая значимость полученных результатов.

В результате выполненных исследований разработаны способы получения модифицированных флотореагентов на основе сивушного масла Айдабульского спиртового завода, а также смеси нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива, которые прошли проверку в условиях флотации руд месторождений Артемьевское и Актогай. Реализация апробированных технологий с использованием модифицированных флотореагентов позволит увеличить извлечение свинца, цинка и меди в коллективно-селективные концентраты при переработке полиметаллических руд на 1,6 - 4,5 % и извлечение молибдена в молибденовый концентрат при переработке медно-молибденовых руд в среднем на 2,5 %.

Проведен предварительный технико-экономический расчет технологии переработки полиметаллических и медно-молибденовых руд месторождений Артемьевское и Актогай с применением модифицированных флотореагентов. Экономический эффект от использования модифицированного ксантогената на основе СМ Айдабульского спиртового завода при переработке 1 млн. т руды в год составит: 299 104 \$ (25,125 млн. сом) (Приложение А).

Ориентировочная прибыль производства от применения модифицированного флотореагента на основе смеси Кумкольской нефти и дизельного топлива (по меди и молибдену) составит 36 000 \$ (3,024 млн. сом) (Приложение А).

Основные положения диссертации, выносимые на защиту:

(по специальности 25.00.13 – обогащение полезных ископаемых)

- - разработанная методика синтеза модифицированного ксантогената и модифицированного аэрофлота на основе физико-химических исследований исходного сырья - сивушного масла Айдабульского спиртового завода;
- разработанный способ формирования аполярного собирателя на основе результатов физико-химических исследований нефти Кумкольского месторождения и и дизельного топлива,
- физико-химические закономерности взаимодействия полученных модифицированных флотореагентов с мономинералами исходного сырья;
- разработанные и апробированные технологии переработки полиметаллических руд Артемьевского и медно-молибденовых Актогайского месторождений с применением новых модифицированных флотореагентов.

Личный вклад автора состоит:

в анализе современного состояния технологий обогащения полиметаллического и медно-молибденового сырья, используемых флотореагентов в процессе его переработки и постановке целей и задач исследований, в анализе и обобщении полученных результатов, обосновании выводов и подготовке публикаций;

- в анализе результатов вещественного состава исходного сырья: сивушного масла Айдабульского спиртового завода, нефти Кумкольского месторождения, дизельного и печного топлива и мотивации их выбора для синтеза модифицированных флотореагентов;

- в разработке стратегии исследований переработки полиметаллической руды Артемьевского месторождения и медно-молибденовой Актогайского с применением модифицированных флотореагентов;

- в непосредственном участии в научных экспериментах по синтезу модифицированных флотореагентов и проведению флотации исходного сырья с их использованием;

- в разработке методологии взаимодействия мономинералов исходного сырья с модифицированными флотореагентами и интерпретации полученных результатов;

- в разработке и апробации технологий флотационного обогащения полиметаллической и медно-молибденовой руд с использованием синтезированных модифицированных флотореагентов.

Апробация практических результатов. Материалы диссертационной работы доложены на международных конференциях: XVIII Международный научный симпозиум студентов и молодых ученых им. Академика М.А.Усова «Проблемы геологии и освоения недр» (Томск, 2014); XX Международная научно-техническая конференция «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» (Екатеринбург, 2015). Конгресс по переработке и утилизации техногенных образований, «Фундаментальное исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований», «ТЕХНОГЕН – 2019» (Екатеринбург, 18-21 июня 2019). XIII Межрегиональной науч.-техн. конф. молодых ученых: «Научно-практические проблемы в области химии химических технологий», (Апатиты, 2019).

Полнота отражения результатов диссертации в публикациях.

Материалы диссертации представлены в виде 12 работ: в том числе 1 статья в журнале «Обогащение руд», Российской Академии наук, входящем в базу данных Scopus и 2 статьи в журнале «Известия Вузов Кыргызстана», 1 статья в журнале «Наука, новые технологии и инновации Кыргызстана», 1 статья в журнале «Комплексное использование минерального сырья», 1 статья в журнале «Вестник КазНАЕН», 4 доклада и 2 инновационных патента Республики Казахстан.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, 4 глав, заключения, списка использованных источников, приложений. Работа изложена на 148 страниц машинописного текста, включающих 31 таблиц и 28 рисунков. Список источников включает 124 наименований.

ГЛАВА 1. АНАЛИЗ СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Современный научно-технический прогресс требует увеличения производства цветных и редких металлов и повышения их качества. При этом содержание ценных компонентов в рудах из года в год неуклонно снижается, поэтому в переработку вовлекаются труднообогатимые, шламистые и тонковкрапленные руды.

Реагенты, применяемые при флотации, обеспечивают высокую избирательность, стабильность и эффективность флотационного процесса, а также создают наибольшие возможности совершенствования и интенсификации этого метода обогащения. Воздействие флотационных реагентов позволяет в широком диапазоне изменять поверхностные свойства минералов, что делает флотацию наиболее универсальным методом обогащения полезных ископаемых. Вместе с тем, применение классических флотореагентов для переработки низкосортного полиметаллического сырья удорожает процесс флотации.

В последнее время многими работами доказано технологическая эффективность и экономическая целесообразность сочетания низкомолекулярных реагентов [1-5], типа ксантогенатов, с различными органическими собирателями, содержащими в молекулах, наряду с полярными, аполярные радикалы. Однако сведений о соединениях, сочетающих достаточно высокоэффективные низкомолекулярные реагенты с полифункциональными высокомолекулярными соединениями и применение их в процессе флотации весьма ограниченное количество [6-8].

Наиболее известными являются реагенты-собиратели, которые представляют собой органические соединения, применяемые при флотации для гидрофобизации минералов, достигаемой в результате закрепления молекул или ионов собирателя на их поверхности.

Наиболее известными являются реагенты-собиратели, которые

представляют собой органические соединения, применяемые при флотации для гидрофобизации минералов, достигаемой в результате закрепления молекул или ионов собирателя на их поверхности. Назначение гидрофобизации - снизить до минимума смачиваемость минералов водой, т.е. сделать их гидрофобными. Для большинства собирателей характерна сложная асимметрическая структура молекулы, состоящая из двух частей, отличных по своим физико-химическим и химическим свойствам, – аполярной и полярной.

Между тем, в лаборатории обогащения института «Гинцветмет» был проверен ряд возможных технологических режимов с применением различных собирателей: ксантогенатов, дитиофосфатов, производных дитиокарбаматов при флотации алмалыкских медно-молибденовых руд [27,29]. Лучшие результаты были получены в случае использования бутилового дитиофосфата (аэрофлота) и S-цианэтил, N, N, диэтилдитиокарбамата (ДЭЦЭ). Установлено, что применение бутилового аэрофлота, так же как в случае смеси бутилового и изопропилового ксантогенатов, обеспечивает полное извлечение сульфидов меди, молибдена и пирита на стадии рудной флотации, но при этом позволяет снизить расход извести до остаточной щелочности пульпы 250–300 мг/л при получении коллективного концентрата [11, 12, 31-36].

В последнее время разработан и опробован ряд новых модифицированных реагентов, в частности, российские реагенты СИГ, СГМ и Берафлот-3026, МФТК, ПРОКС, SF-239, S-703G (США) и другие, которые представляют собой смесь ди-изопропилдитиофосфата натрия и металлилдодецилсульфида (диалкилсульфида). Для придания агрегативной устойчивости в состав реагента Берафлот-3026 включен третий компонент - оксипропилированный бутиловый спирт. Предложены новые флотореагенты ГИНЦВЕТМЕТОм и ИПКОНОм РАН. Это МФТК – низкомолекулярный депрессор сульфидов меди и пирита, новый реагент ПРОКС, в состав которого входят циклический пропилентретиокарбамат, а также содержащие гидроксильные группы оксипропилированные сульфиды. ПРОКС предназначен для флотационного разделения пирита и арсенопирита в нейтральной и

слабокислой среде. Однако все они получены на основе известных, дорогостоящих синтетических реагентов и за пределами республики.

Созданы большое количество технических композиций сульфгидрильных собирателей, такие как AeroMIX, серия S, серия F, серия БТФ, ИМА и др. По данными анализа композиционных собирателей для флотации полиметаллических руд показывает, что в их составе присутствует от двух до семи компонентов, причем доля ионогенного собирателя 60 %, а доля неионогенного собирателя 75 – 80 % [29-36, 39, 40-43].

Новые реагенты предложены китайскими исследователями. Так, реагенты Florrea C2214 - представляют собой смесь диизобутила и дитиофосфата натрия, Florrea C2216 - диизоамила и дитиофосфата натрия, Florrea C2000 (аналог реагента Z200) - изопропилэтил тионакарбомат. Florrea C2216 является селективным собирателем для меди, цинка и золота, а Florrea 9200 – для медно-свинцово-цинковых руд. Кроме того, Florrea 2000, Florrea 2345 и Florrea 9200 - аналоги ксантогената

Однако несмотря на многочисленные и многолетние исследования, до сих пор проблема научно обоснованного выбора селективно действующих компонентов сочетаний собирателей – при разработке селективных реагентных режимов для флотации труднообогатимых руд остается актуальной.

Как видно из изложенного выше, флотационный способ извлечения нужных металлов из любой руды представляет собой сложный процесс, на который оказывает влияние множество факторов. При флотации комплексных полиметаллических, в том числе сульфидно-окисленных руд извлечение меди также является сложной проблемой. Степень сложности в первую очередь зависит от природы, т.е. от минералогического состава и типа вмещающих пород. Затем существенное влияние на флотацию оказывает условия проведения флотации, т.е. технологический режим процесса и, безусловно, реагентное обеспечение.

В связи с вышеизложенным, настоящая работа посвящена мотивации выбора и физико-химическим исследованиям исходных компонентов для

синтеза модифицированных флотореагентов; разработке технологии синтеза модифицированных флотореагентов на основе дешевого отечественного сырья - сивушного масла Айдабульского спиртового завода, а также нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива; изучению физико-химических свойств синтезированных флотореагентов; исследованию взаимодействия полученных модифицированных флотореагентов с мономинералами исходного сырья; разработке и лабораторным испытаниям технологии переработки полиметаллических и медно-молибденовых руд с применением новых модифицированных флотореагентов.

1.1. Флотационный метод обогащения полиметаллических руд применением сульфгидрильных собирателей

Медно-свинцово-цинково-пиритные руды являются важными источниками получения меди, свинца и цинка. Минеральный состав этих руд весьма сложный. В большинстве случаев основная масса металлов представлена сульфидными минералами. Наряду с ними, в том или ином количестве, всегда присутствуют окисленные минералы, такие как малахит, азурит, церуссит, смитсонит, а иногда, в малом количестве, силикатные минералы, как хризокола, каламин и др. В этой связи полиметаллические руды являются наиболее труднообогатимыми в технологическом плане.

Руды характеризуются весьма тонкой вкрапленностью и тесным взаимным прорастанием сульфидов. Кроме того, сульфидные минералы взаимно влияют друг на друга, определяя флотационное поведение в отдельных технологических операциях [9].

Основное количество медно-свинцово-цинково-пиритных руд перерабатывают в Казахстане, США, Канаде и Мексике [10, 12]. Отдельные фабрики, имеющие небольшую производительность, располагаются в Австралии, Перу, Швеции, Финляндии, ФРГ и других странах [10, 14].

По технологической сложности медно-свинцово-цинково-пиритные руды можно условно классифицировать на три типа: первичные сульфидные руды,

содержащие халькопирит, галенит и сфалерит; вторичные сульфидные руды, содержащиеся, наряду с галенитом и сфалеритом, вторичные медные минералы и сульфидные руды, подвергшиеся окислению.

Присутствие в рудах пирита, марказита и марматита приводит к дополнительным осложнениям при селекции сульфидов меди, свинца и цинка.

Киргизия располагает залежами свинцово-цинковых руд (месторождения – Канское, Кара-Джилма, Чечеглы, Шорбулак, Сумсары, Джетыогиз и ряд других), а также несколькими типами медных объектов: золото – медные, медистые песчаники, золото-медно-порфировые жилы. Наиболее крупными месторождениями являются Куру-Тегерек, Туюк-Алаарч, Талдыбулак, Андаш, Северный, Сарыайгыр, Бозымчас, Джангар, Акташ, Мириновское, Киши-Сандык, Белкудык и другие значительно более мелкие [15].

Наиболее представительными месторождениями свинцово-цинковых руд являются Джетыогиз, содержание свинца в руде составляет 4,41 %, цинка 3,84 %. Запасы свинцово-цинковых руд - 51 тыс. тонн. Следующее месторождение - Канское, содержание свинца и меди составляет 2,43 и 1,3 % соответственно. Запасы свинца - 91 тыс. тонн, а цинка 48,2 тыс. тонн. Перспективным также является месторождение Чечеглы, содержание свинца в котором 3,68 %, а цинка 3,50%; запасы свинца составляют 80,5 тыс. тонн, а цинка 76,8 тыс. тонн. Основная масса ценных компонентов представлена галенитом, сфалеритом и пиритом, а нерудные минералы - кварцем, кальцитом, серуцитом, и карбонатами.

Наиболее крупными месторождениями золото - медных руд являются: Талдыбулак, содержание золота в составе руды - 0,65 г/т, меди - 0,18 % и молибдена - 0,008%. Запасы руды составляют 16,2 млн. тонн. Второе - Куру-Тегерек, содержание золота в руде которого составляет 1,075 г/т, меди - 0,97 %. Запасы руды - 36,5 млн.тонн, в которых золота -39,2 тыс. тонн, а меди - 354,6 тыс. тонн. Среднее содержание золота в руде месторождения Бозымчак составляет 1,64 г/т, меди 1,14 % при запасах руды 14 555,6 тыс тонн.

Главными минералами месторождений являются пирит, халькопирит, борнит, реже встречаются сфалерит, галенит и молибденит. К рудовмещающим породам относятся известняк, песчаник, гранит и кварц.

Среди золото - медных месторождений наиболее крупными являются Северный (запас – 1 млн тонн, содержание меди - 0,26 %) и Сарыайгыр (372,8 тыс. тонн. Содержание меди – 0,18 %).

Золото-медно-порфоровые руды в своем составе содержат золото, халькопирит, пирит, серебро, борнит, халькозин, ковеллин, пирротин, галенит и т.д. Пустая порода представлена кварцем, карбонатом, полевым шпатом, серуцитом, турмалином, гранатом и пироксеном. Запасы золото-медно-порфоровых руд составляют 17,6 млн. тонна. [15, 16].

Основным методом обогащения полиметаллических руд, в настоящее время, является флотация. Все технологические схемы обогащения этих руд можно классифицировать на три основные группы: прямая селективная флотация; коллективно-селективная схема флотации с последующей селекцией минералов меди, свинца и цинка; коллективно-селективная схема флотации с получением медно-свинцового концентрата и его последующей селекцией. Выбор схемы зависит, прежде всего, от содержания ценных компонентов в руде, минерального состава, крупности и характера вкрапленности минералов меди, свинца и цинка, флотируемости ценных минералов и минералов пустой породы, требований к качеству получаемых концентратов [9].

Схема прямой селективной флотации применяется тогда, когда флотоактивности сульфидных минералов существенно отличаются друг от друга [22, 24]. При этом сначала флотируются легкофлотируемые минералы, а затем, после активации, более труднофлотируемые. Недостатками таких схем являются: необходимость измельчения всей руды; необходимость установки большого числа флотационных машин; большой расход реагентов; трудности, связанные с селективной флотацией близких по своим флотационным свойствам минералов.

Схема не получила большого распространения в практике флотации. По схеме прямой селективной флотации продолжительное время работает фабрика «Лайк-Джордж» в Австралии, перерабатывающая тонковкрапленные руды с высоким содержанием пирита (до 20 %) [10].

Отмеченные недостатки схем прямой селективной флотации являются причиной более широкого применения на практике коллективно- селективных схем флотации и схем с предварительной коллективной флотацией всех полезных минералов.

Коллективная флотация всех сульфидов с последующей селекцией коллективного концентрата применяется на «Лениногорском полиметаллическом комбинате» и «Белоусовской фабрике» в Казахстане, на «Керджалийской фабрике» в Болгарии, фабрике «Шаканаи» в Японии, фабрике «Тсумеб» в Намибии [10, 13,17-19].

Достоинством схемы коллективной флотации всех сульфидов с последующей их селекцией является то, что она удобна для обогащения бедных полиметаллических руд, при этом снижаются фронт флотации, расход реагентов, эксплуатационные расходы. В то же время их недостатком является применение операции десорбции собирателя с поверхности минералов, перешедших в коллективный концентрат.

Коллективно-селективная флотация с получением медно-свинцового концентрата с последующим его разделением применяется на подавляющем большинстве полиметаллических фабрик («Зыряновская», «Березовская» в Казахстане, «Сан-Франциско» в Мексике, «Пандора» в США, «Раммельс-берг» в ФРГ и др.) [10, 12, 14, 17-18].

Недостатком этой схемы является применение в медно-свинцовом цикле для подавления сфалерита и пирита цианида, который к тому же является депрессором сульфидов меди. Это приводит к снижению извлечения меди в медно-свинцовый концентрат. Важным достоинством этих схем является также возможность выделения минералов, близких по флотационным

свойствам, в отдельные коллективные концентраты для последующего их разделения.

В Киргизии, в большинстве случаев, при переработке золото - медных руд применяют комбинированные методы обогащения. Комбинированная технология включает в себя гравитационно-цианистую (месторождение Джангыр), флотационную и гравитационно-флотоационную технологии. Согласно третьему варианту перерабатывают руду Актюзской и Бозымчакской обогатительных фабрик. По технологии сначала получают гравитационный концентрат, далее - хвосты гравитации подвергают доизмельчению и направляют во флотационный процесс. Применяемая технология позволяет достаточно полно извлечь ценные компоненты [15].

В то же время снижение качества исходного сырья высвечивает новые трудности, связанные со снижением показателей процесса флотации, в частности, увеличение расхода флотореагентов и, как следствие, увеличение себестоимости конечной продукции. Для снижения экономических затрат необходимо синтезировать эффективные недорогие отечественные собиратели.

Собиратели – органические соединения, способные закрепиться на поверхности извлекаемых минералов. Снижая смачиваемость минералов водой, они увеличивают скорость прилипания частиц к пузырьку, т.е. повышают их флотируемость.

Из ряда собирателей сульфгидрильного типа наиболее широкое применение нашли в промышленности ксантогенаты натрия и особенно калия.

Ионы ксантогената в водных растворах образуют труднорастворимые соединения с катионами тяжелых металлов. Ионы двухвалентной меди окисляют ксантогенат:



В слабокислой среде (pH=5) при взаимодействии с солями меди образуются комплексные соли, малорастворимые в воде и хорошо растворимые в аполярных растворителях – бензоле, четыреххлористом углероде и других.

Известно, что ксантогенаты меди образуют плоские квадратные

комплексы [27, 28, 29, 30].

По поводу устойчивости комплекса этилового ксантогената $\text{Cu}(\text{EtKx})_2$ однозначного представления нет.

В исследованиях при замене смеси бутилового и изопропилового ксантогенатов гексиловым показано, что при флотации медных Жезказганских руд был получен прирост извлечения меди и повышено качество концентрата [31].

В работе [32] также показано, что этиловый ксантогенат калия наиболее часто применяемый собиратель для флотации сульфидных минералов. Механизм гидрофобизации поверхности сульфидных минералов в присутствии ксантогената изучен еще недостаточно. Методом малоамплитудной циклической вольтамперметрии исследовалась поверхность металлической меди и халькопирита в присутствии этилового ксантогената калия. Изучалось влияние электрохимического потенциала на флотоактивность медных частиц и частиц халькопирита. Показано, что образование медь-ксантогенатных групп происходит не только за счет прямой реакции между медью и ионами ксантогената, но также за счет реакции между ионами ксантогената и халькопиритом. Установлено, что группами, ответственными за гидрофобизацию меди и халькопирита являются такие медь - ксантогенатные группы, как CuEfX и $\text{Cu}(\text{EfX})_2$ и диксантогенид. Флотационные опыты, проведенные в микрофлотационно-электрохимической трубке, показали, что максимальная флотоактивность достигалась, когда все эти группы присутствовали на поверхности. Для анализа стабильности медь-ксантогенатных групп, ответственных за гидрофобизацию поверхности, были проведены измерения потенциала разложения.

В работе [33] показано влияние изменения алкильных и арильных углеводородных групп как в ксантогенатной, так и в формиатной составляющих на эффективность собирателей – ксантогенформиатов (КФ) при флотации халькопирита, халькозина, ковеллина, борнита и пирита. Показано, что при $\text{pH}=5.0$, а также 8.5 и 10.5 КФ являются превосходными собирателями

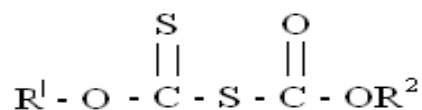
почти всех сульфидов, которые по флотуемости располагаются в следующей последовательности:

Халькопирит>халькозин>ковеллин>борнит>пирит

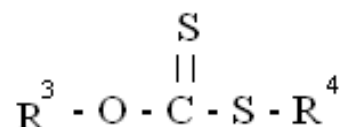
Прямолинейность или разветвленность алкильной группы ксантогеновой составляющей реагента оказывает несколько различное действие при флотации сульфидов, но не так сильно, как при флотации с тиокарбаматами. Флотуемость же пирита с разветвленным реагентом почти вдвое выше, чем с прямолинейным. При изменении формиатной составляющей от этиловой до бутиловой скорость флотации сульфидов и их извлечение снижаются; изменение от бутиловой до фенильной приводит к увеличению извлечения, но снижению селективности; при использовании бензильного формиата наблюдается снижение извлечения и повышение селективности. Наиболее вероятный механизм действия КФ объясняется образованием хелатов. Преимущество КФ перед обычными тиоловыми собирателями заключается в их стабильности в кислых средах. Большинство из синтезированных КФ не являются активными собирателями пирита, однако путем подбора функциональных групп в этих реагентах флотация пирита может быть усилена или подавлена.

Основным недостатком ксантогената является то, что он собиратель всех сульфидных минералов цветных металлов. При переработке полиметаллического сырья эффективно использовать селективно действующий реагент-собиратель, способствующий повышению извлечения одного из металлов. Следует отметить, что в настоящее время развивается негативная тенденция применения многокомпонентных концентратов для извлечения только одного, наиболее востребованного на рынке компонента, пренебрегая потерями остальных ценных составляющих. Одна из причин данного факта связана с тем, что многие предприятия, перерабатывающие полиметаллическое сырье, применяют не селективно действующий собиратель и получают некондиционные концентраты, в частности, концентрат цинка, содержащий в своем составе большое количество железа и т.д.

Предлагается в качестве нового флотационного реагента-собирателя применять соединение с общей формулой



или



где R¹ - алкильная, арильная или аралкильная группа, где арил- и аралкил- могут быть замещены на гало- или алкильную группу, R²- алкильная, арильная или аралкильная группа, где арил- или аралкил- могут быть замещены на гало- или алкильную группу, R³ - алкильная, арильная или аралкильная группа, где арил- или аралкил- могут быть замещены на гало- или алкильную группу, R⁴ – кальций или натрий при флотации сульфидных медных, цинковых, молибденовых, кобальтовых, никелевых, свинцовых, мышьяковых, серебросодержащих, хромовых, золотосодержащих, платиновых и урановых руд [34].

Диалкилдитиофосфаты (фирменное название аэрофлоты) являются солями дитиофосфорной кислоты. Полярная группа дитиофосфатов построена аналогично полярной группе ксантогенатов, только в состав ее входит не углерод, а фосфор: (RO)₂PS₂Me. Кроме того, у дитиофосфатов углеводородные остатки присоединены к двум атомам кислорода, так как фосфор пятивалентный. Дитиофосфаты являются более избирательными собирателями, но менее сильными по сравнению с ксантогенатами. Применяются они в основном при флотации медно-пиритных и медно-цинково-пиритных руд, так как являются слабыми собирателями пирита. Иногда применяют в сочетании с ксантогенатами для повышения эффективности действия последних. Дитиофосфаты получают в результате взаимодействия пентисернистого

фосфора со спиртом при температуре 50-80°C. Дитиосфаты устойчивы в кислой среде. Механизм их действия при флотации аналогичен механизму действия ксантогенатов [1, с.231].

1.2. Флотационный метод обогащения полиметаллических руд с применением аполярных собирателей

Молибден относится к редким элементам, его кларк в земной коре равен $1,1 \cdot 10^{-4}$ % по массе. Кроме того, оценено общее содержание его во Вселенной ($5 \cdot 10^{-7}$ % по массе или 10^{-8} % от общего количества атомов), на Солнце ($9 \cdot 10^{-7}$ % (масс.) или 10^{-8} % (ат.)), углеродистых метеоритах ($1,2 \cdot 10^{-4}$ (масс.) или $2,5 \cdot 10^{-5}$ % (ат.)), морской воде (10^{-6} % (масс.) или $6,4 \cdot 10^{-8}$ % (ат.)), речной воде ($8 \cdot 10^{-8}$ % (масс.) или $8 \cdot 10^{-10}$ % (ат.)).

Молибденовые руды принято делить по минеральному составу и форме рудных тел на жильные (кварцевые, кварц-серицитовые и кварц-молибденит-вольфрамитовые), прожилково-вкрапленные (кварц-молибденит-серицитовые, медно-молибденовые, медные порфиоровые с молибденом), скарновые (молибденовые, вольфрама-молибденовые и медно-молибденовые) [37,42].

Еще в 2001 г. США считались мировым лидером по запасам молибдена, но недавно ситуация изменилась с открытием новых молибденовых месторождений в Китае. Распределение разведанных ресурсов молибденовых руд (в пересчете на свободный металл) по странам мира представлено в табл. 1.1.

Из 20 известных минералов молибдена основное промышленное значение имеют пять (см. табл. 1.2). Главный минерал молибденовых руд – молибденит, более 98 % всей добычи молибдена производится из молибденитовых руд. Второстепенную роль играет молибдошеелит, известный в некоторых скарновых месторождениях, и совсем незначительную – повелит, ферримолибдит и вульфенит, развивающиеся в зоне окисления. Промышленное значение имеют также молибдаты урана, широко распространенные в молибден-урановых месторождениях.

Таблица 1.1. - Мировое распределение разведанных ресурсов молибдена

Страна	Запасы разрабатываемых месторождений, тысячи тонн	Общие разведанные запасы, тысячи тонн
Китай	3300	8300
США	2700	5400
Чили	1100	2500
Канада	450	910
Армения	200	400
Страна	Запасы разрабатываемых месторождений, тысячи тонн	Общие разведанные запасы, тысячи тонн
Россия	240	360
Мексика	90	230
Перу	140	230
Казахстан	130	200
Киргизия	100	180
Узбекистан	60	150
Иран	50	140
Монголия	30	50
Всего в мире	8600	19 000

Таблица 1.2. - Главнейшие минералы молибдена

Минерал	Химическая формула	Содержание Мо, %
Молибденит	MoS_2	57,1–60
Молибдошеелит (зейригит)	Ca(W, Mo)O_4	1–24
Повелит	CaMoO_4	48,2
Ферримолибдит	$\text{Fe}_2^{3+} (\text{MoO}_4)_3 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	39,7–60,2
Вульфенит	$\text{Pb} (\text{MoO}_4)_3$	27–46

Молибденовые руды по составу подразделяются на собственно молибденовые, медно-молибденовые и вольфрам - молибденовые. Из этих руд попутно получают: висмут, свинец, цинк, медь, олово, золото, серебро, рений, селен, теллур, германий, скандий. В свою очередь, молибден попутно учитывают и извлекают из руд некоторых урановых, вольфрамовых, медных и полиметаллических месторождений.

На территории бывшего СССР насчитывается 60 месторождений молибдена, при этом месторождения молибдена разведаны, в основном, в России, Казахстане, Узбекистане и Армении. По оценке «Инфолайн», запасы молибдена в СНГ превышают 3 млн т.

В России известно 14 разведанных молибденовых месторождений с суммарными запасами около 1,2 млн. т металла (около 40 % всех запасов стран СНГ). Только 9 месторождений имеют балансовые запасы молибдена. Сосредоточены они в Восточной Сибири (82 %), Кабардино-Балкарской Республике (14 %) и Республике Карелия (4 %). Среди крупных месторождений молибдена отметим Сорское, Агаскырское, Орекитанское, Мало-Ойногорское, Бугдаинское (все – в Восточной Сибири), а также Тырнаузское вольфрам-молибденовое месторождение в Кабардино-Балкарии.

В Армении разведано 6 месторождений собственно молибденовых руд, запасы которых составляют 25 % от суммарных по всей территории СНГ. В двух разрабатываемых медно-молибденовых месторождениях (Каджаранском и Агаракском) сосредоточено 92 % запасов республики. Разработку этих месторождений осуществляют, соответственно, Зангезурский и Агаракский медно-молибденовые комбинаты [27, 45].

В Узбекистане разведано 4 месторождения с запасами около 5,5 % от суммарных по СНГ. Два из них, относящихся к медно-молибденовым (Кальмакырское и Сары-Чеку), разрабатываются Алмалыкским ГКМ [27].

Запасами молибдена в комплексных рудах обладает в ограниченных объемах Кыргызстан. В настоящее время молибденосодержащие руды в республике не добываются.

Около 29 % разведанных запасов молибдена бывшего СССР находится в Казахстане, где разведано 34 месторождения. Основные запасы молибдена республики сосредоточены в крупном Коктенкольском месторождении, а также в вольфрам - молибденовом Кайрактинском и крупных медно-молибденовых месторождениях Бозщекульское, Актогай и Айдарлы.

На территории Казахстана до 1998 г. разрабатывались мелкие месторождения медно-молибденовых руд (Коунрадское, Саякская группа), в которых сосредоточено менее 1 % запасов молибдена республики. В настоящее время осваиваются два месторождения. Так, в 2005 г. началась разработка Шорского месторождения, с 2007 г. - разработка месторождения Кызылту.

Следует отметить, что запасы молибдена сосредоточены также в уран-молибденовых рудах (Россия, Казахстан, Кыргызстан), однако государственным балансом они не учитываются.

Основным методом обогащения молибденитовых руд является флотация. Сначала молибденитовая руда предварительно измельчается в дробилках, затем в шаровых мельницах, а потом поступает на коллективную сульфидную флотацию. С помощью этого процесса удается получить концентрат, содержащий до 10 % молибдена. Полученный молибденовый концентрат поступает далее на селективную флотацию с применением специальных реагентов, в процессе которой (при заданном значении pH) происходит селективное отделение MoS_2 от других сульфидов (халькопирита и пр.). Повторяя этот процесс 5–6 раз (с промежуточным измельчением), получают, в зависимости от технологии и первоначального минералогического состава, качественный молибденовый концентрат с содержанием Mo 48-58,6 %, Cu 0,01–2,2 %. Следует отметить высокую степень извлечения молибденита в процессе флотации, составляющую 90–95 % и выше [38-40].

Молибденитовые концентраты служат исходным сырьем для производства ферромолибдена и химических соединений различной степени чистоты: трехокиси молибдена, парамолибдата аммония, молибдата натрия и молибдата кальция. Независимо от того, на какой вид продукта

перерабатывают молибденитовый концентрат, в промышленной практике обработку его начинают с окислительного обжига, в результате которого получают огарок, состоящий из оксида (III) молибдена, загрязненной рядом примесей. Огарок затем поступает на выплавку ферромolibдена или на получение чистых соединений молибдена, важнейшее из которых - оксида (III) молибдена. При этом применяют способ возгонки или гидрометаллургическую (химическую) переработку огарка. Молибденитовые концентраты можно разлагать чисто гидрометаллургическими методами, исключая предварительный окислительный обжиг. К ним относятся: разложение азотной кислотой, окисление молибденита кислородом под давлением в щелочном растворе, обработка концентрата щелочным раствором гипохлорита натрия.

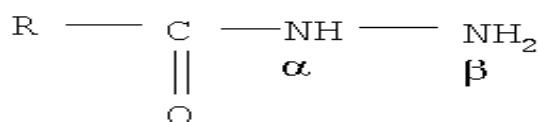
На Балхашской обогатительной фабрике перерабатываются медно-молибденовые руды Коунрадского и Саякского месторождений. Коунрадское месторождение представлено прожилково-вкрапленным медно-молибденовым оруденением, приуроченным к штокугранодиорит-порфирам. Главные рудные минералы - халькопирит, молибденит, пирит. Основные компоненты руд - медь, молибден, серебро. Руды месторождения подразделяются на сульфидные, смешанные и окисленные. Саякским рудником разрабатывается одноименная группа медных месторождений, относящихся к скарновому типу. Геологическое строение месторождений весьма сложное, рудные тела характеризуются прерывистостью, гнездообразным строением. Главные рудные минералы - халькопирит, борнит, магнетит, молибденит. Основные компоненты руд - медь, молибден, железо и др. [36, 37].

Для обогащения молибденсодержащих руд применяют почти исключительно флотацию. Вначале обычно проводят коллективную флотацию сульфидов. Затем флотируют молибденит при депрессировании сульфидов меди и железа сернистым натрием или цианидами в щелочной среде. После нескольких перечисток получают концентраты, содержащие 85 - 95 % MoS_2 при извлечении из руды 90 %. В качестве вспенивателя применяют сосновое масло, собирателями служат керосин, трансформаторное масло.

Коллективная флотация сульфидов меди и молибдена ведется с применением бутилового ксантогената натрия в сочетании с аполярными углеводородами (дизтопливо, керосин) и пенообразователем [42]. Недостатком известного флотационного реагента является необходимость введения дополнительных собирателей, так как эффективная флотация молибденита достигается только после добавки аполярных собирателей (керосина, дизельного топлива, трансформаторного масла и других). Поскольку аполярные собиратели являются пеногасителями, такая смесь требует дополнительного введения пенообразователя, что удорожает процесс. Недостатком является также низкая селективность (попутное извлечение пирита).

Поэтому актуальная задача - применения такого реагента для флотации сульфидных медно-молибденовых руд, который обеспечивает высокие показатели флотации и высокую селективность без использования дополнительных собирателей и пенообразователей.

С этой целью проводились исследования по применению гидразидов карбоновых кислот общей формулы



где, R - радикал алифатических карбоновых кислот $\text{C}_n\text{H}_{2n+1}$ в качестве реагента для флотации сульфидных медно-молибденовых руд [43].

Для применения в качестве реагента при флотации сульфидных медно-молибденовых руд предлагались указанные гидразиды, преимущественно с числом углеродных атомов от 7 до 10. В результате применения предлагаемого реагента повышается, по сравнению с базовой технологией, извлечение меди и молибдена без применения дополнительных реагентов и специальных вспенивателей.

На примере полиметаллических руд (месторождения «Жайрем» и «Николаевское») в сравнении изучено влияние химического состава сернисто-ароматических концентратов, экстрагированных из высокосернистых фракций

нефти, на их флотационную активность в композиции с сульфгидрильным собирателем. Исследования проводились при обогащении упорных руд Восточного Казахстана при флотации молибдена.

Установлено, что одним из основных критериев флотационной активности аполярного реагента является его групповой химический состав. Групповой состав исследуемых образцов реагентов (насыщенные соединения, легкие, средние, тяжелые ароматические соединения и кислые смолы) определен на хроматографе «Градиент». При флотации молибденовых руд сернисто-ароматические концентраты могут применяться как самостоятельные реагенты-собиратели. Извлечение молибдена возрастает до 3 % по сравнению с традиционным собирателем (керосин).

Установлено, что наибольший интерес из аполярных реагентов представляют нефтяные концентраты, обогащенные замещенными циклическими сульфидами и нафталинами с преобладанием конденсированных биароматических соединений.

Существуют различные технологии селекции коллективных медно-молибденовых концентратов с применением модифицированных реагентов. Разработана технология разделения «чернового» концентрата, получаемого с применением селективных по отношению к пиритусобирателей, с использованием органического депрессора- МФТК, позволяющая повысить извлечение молибдена в молибденовый концентрат на 4 - 5 % и снизить ежегодные затраты на реагенты и пар на 1 млн. долларов США [44]. Разработанная схема и реагентный режим включает:

- флотацию молибдена с подачей дизельного топлива (200-250 г/т) и МИБК (20-30 г/т);
- доводку пенного продукта молибденовой флотации с применением сернистого натрия;
- флотацию минералов меди из камерного продукта молибденовой флотации в известковой среде ($C_{CaO} = 700-800$ мг/л) с подачей собирателя (ВК-901 В -50 г/т) и перемешивание пенного продукта основной медной флотации.

Предложенный новый реагент - депрессор сульфидов меди и пирита- смесь МФТК и тиогликолята натрия позволяет повысить селективность разделения «чернового» концентрата. Установлено, что эффективная депрессия сульфидов меди и пирита с применением МФТК происходит при $pH = 9 - 9,5$, что позволяет снизить потери молибдена за счет частичной депрессии его известью. Установлено, что показатели разделения «чернового» концентрата в значительной степени определяются содержанием в нем пирита. Предложенный в качестве селективного собирателя реагент Берафлот - 3035 (смесь диалкилдитиофосфата и тионокрбамата) позволяет повысить извлечение молибдена по сравнению с ВК - 901В и Берафлот - 3026.

Внедрение схемы коллективной флотации с отдельным промпродуктовым циклом позволило повысить извлечение в «черновой» концентрат меди на 1,4%, молибдена на 5,3%.

На примере труднообогатимых молибденовых руд Жирекенского месторождения (Россия) разработана рациональная технология извлечения молибдена из труднообогатимых смешанных молибденовых руд, включающая извлечение сульфидного молибдена и последующую переработку хвостов сульфидного цикла комбинированным методом с целью извлечения окисленного молибдена.

Эффективное флотационное извлечение окисленного молибдена из смешанных молибденовых руд достигается посредством рационального использования модифицированного собирателя, созданного на основе дополнительного введения оксида амфотерного металла в состав жирной кислоты. Созданный модифицированный жирнокислотный собиратель на основе ОПСК для флотации окисленных минералов молибдена значительно повышает основные технологические показатели обогащения [45].

Все рассмотренные модифицированные флотореагенты разработаны на основе синтетических компонентов. Несмотря на хорошие показатели, применение их для переработки низкокачественного минерального сырья малорентабельно.

Между тем, в течение ряда лет в АО «Институт металлургии и обогащения» Республики Казахстан проводятся исследования по изысканию новых синтезированных реагентов, обеспечивающих высокое извлечение всех ценных компонентов из труднообогатимой полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды с получением высококачественных селективных концентратов. В качестве исходного сырья использованы сивушные масла Талгарского спиртового завода. Получены хорошие результаты. Однако производительность Талгарского завода ограничена и не покрывает нужд обогатительной отрасли Казахстана. В этой связи необходимо изыскание дополнительных источников дешевого отечественного сырья, его физико-химические исследования, мотивация его выбора, разработка методики синтеза модифицированных флотореагентов на его основе, изучение взаимодействия полученных модифицированных флотореагентов с мономинералами исходного сырья, проверка синтезированных флотореагентов в укрупнено-лабораторных условиях. Полученные результаты позволят совершенствовать технологии переработки полиметаллических и медно-молибденовых руд, а также могут быть направлены на увеличение показателей переработки свинцово-цинковых и золото - медных руд Кыргызстана.

ВЫВОДЫ К ГЛАВЕ 1

Флотационный способ является основным способом извлечения цветных металлов. Прогресс в области флотации может осуществляться в использовании новых эффективных реагентов и их сочетаний. Используемые в настоящее время в промышленности Казахстана флотореагенты производятся за рубежом [26,27,32-36].

В то же время, в связи с вовлечением в сферу производства низкосортного и труднообогатимого сырья, использование классических флотореагентов становится все менее эффективно. В этой связи разработка условий синтеза модифицированных флотореагентов на основе дешевого

отечественного сырья и проверка их при переработке полиметаллического и медно-молибденового сырья является актуальной задачей горно-обогатительного комплекса Казахстана

ГЛАВА 2. МЕТОДИКИ ПРОВЕДЕНИЯ ИССЛЕДОВАНИЙ И МЕТОДЫ АНАЛИЗОВ

2.1. Исходное сырье и реагенты

1. В качестве исходного сырья для синтеза модифицированных ксантогената и аэрофлота использовали сивушное масло (ГОСТ 17071-71) Айдабульского спиртового завода, а также бутиловый спирт марки, ГОСТ 26624-85.

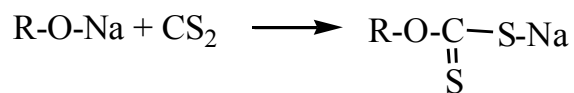
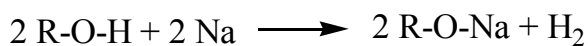
2. Для синтеза аполярных собирателей использовали нефть Кумкольского месторождения ГОСТ 51858-2002, печное и дизельное топливо, ГОСТ 4749-73.

3. Разработку технологии флотации вели с применением модифицированных флотореагентов и использованием полиметаллической руды месторождения Артемовское, медно-молибденовой руды месторождения Актогай и медно-молибденовой руды месторождения Шорское.

Подготовка технологической пробы исходных руд включала в себя дробление руды на лабораторной щековой дробилке (ЩДП-л) до крупности - 2,5+0 мм, подготовка проб руды на различные виды анализа, разделку пробы руды на навески для флотационных опытов. В процессе флотации применяли бутиловый ксантогенат (ГОСТ 7927-75), бутиловый аэрофлот (ГОСТ 245216), вспениватель Т-80 (ТУ 2452-029-05766801), в качестве аполярного собирателя – керосин (ГОСТ 4753-49), для создания рН среды известь (ГОСТ 9179-49), для депрессии пустых минералов жидкое стекло (ГОСТ 13078-81), для депрессии цинковых минералов (ГОСТ 8723-82), для активатора цинка применяли медный купорос (ГОСТ 19347), для активатора свинца – перманганат калия (ГОСТ 5777-84), для сульфидизатора – сернистый натрий (ГОСТ 596-89).

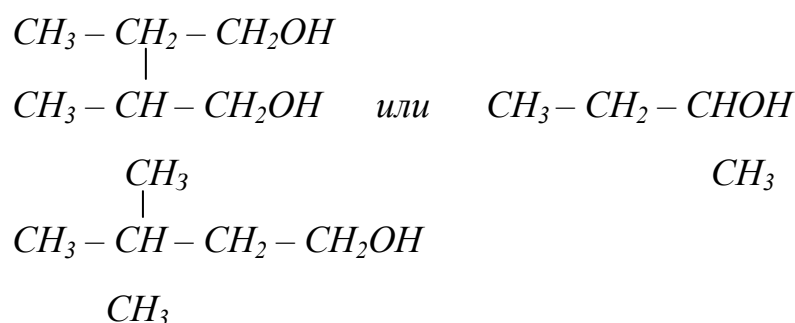
2.2. Методики синтеза флотореагентов

1. Для синтеза ксантогената использовали метод Чугаева [46,48,56], в основе которого лежат следующие реакции:



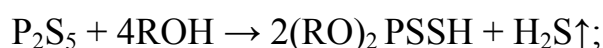
Первый вариант предусматривал получение ксантогената из традиционного сырья – бутилового спирта, второй – из бутилового спирта и сивушного масла. Во втором варианте использовали композиции, сформированные на основе бутилового спирта и сивушного масла, указанные далее в тексте.

Возможно получение следующих изомеров:

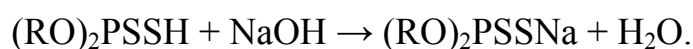


2. Традиционный аэрофлот, согласно литературным данным [53-59] получают в две стадии:

1-ая стадия - получение диалкилдитиофосфорной кислоты взаимодействием пятисернистого фосфора со смесью спиртов:



2-ая стадия - нейтрализация диалкилдитио-фосфорной кислоты и получение натриевой соли:



2.3. Методы, методики анализов и аппаратура

1. В ходе исследований исходного сырья – сивушного масла Айдабульского спиртового завода, была проведена его фракционная разгонка и обезвоживание. Обезвоживание проводили посредством высаливания (40 г. NaCl на 1 л.) с последующим обработкой поташом (10 г. на 1 л) в течение 12 часов.

Основные характеристики СМ Айдабульского спиртового завода (показатель преломления, удельный вес, температуру кипения) определяли согласно стандартным методикам [47,51,52, 63-65].

2.Для исследования свойств Кумкольской нефти, печного и дизельного топлива использовали ИК- спектроскопический метод анализа, выполненный на спектрометре Avatar-370 CsI «termoNicolet» (США).

3.Основные характеристики Кумкольской нефти (плотность, кинематическая вязкость, температура застывания и т.д.) определяли согласно стандартным методикам [60,61,62].

4.Измерение поверхностного натяжения водных растворов модифицированных ксантогенатов из сформированных композиций вели сталагмометрическим методом, согласно описанной методике [49,50].

Определяли число капель воды, образующихся при истечении из объема V , а затем число капель исследуемых растворов из этого же объема. Учитывая, что плотности воды и разбавленных растворов приблизительно равны, поверхностное натяжение вычисляли по следующей формуле:

$$\sigma = \sigma_0 \frac{n_0}{n} \quad (1)$$

где: σ - поверхностное натяжение раствора ПАВ заданной концентрации;

σ_0 - поверхностное натяжение воды при данной температуре;

n_0 – количество капель воды, вытекающее из сталагмометра;

n - количество капель раствора ПАВ, вытекающее из сталагмометра

Опыт повторяли несколько раз и брали среднюю величину из наблюдаемых отсчетов (расхождение между отдельными измерениями должно быть не более 1—2 капель).

5.Поверхностное натяжение ксантогенатов определяли методом наибольшего давления пузырьков или капель (метод Кантора–Ребиндера), который является точным и удобным. Он дает возможность измерять давление при образовании одного пузырька или капли, что упрощает измерения [53,47].

Поверхностное натяжение на границе аэрофлот-воздух определено для водных растворов всех синтезированных аэрофлотов при температуре $20^{\circ}\text{C} \pm 1$ по формуле:

$$\sigma = \frac{\sigma_0}{P_0} \cdot P, \text{Н/м} \quad (2)$$

где:

σ – поверхностное натяжение исследуемой жидкости, Н/м;

σ_0 – поверхностное натяжение воды при 20°C , равное $72,75 \times 10^{-3}$ Н/м;

P_0 – наибольшее давление, необходимое для образования пузырька в воде;

P – наибольшее давление, необходимое для образования пузырька в данных условиях.

6. Для получения эмульсий на основе нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива смеси диспергировали с помощью ультразвукового аппарата «УЗДН-А1200Т» фирмы «НПП «Укрросприбор» (рисунок 2.1).



Рисунок. 2.1 - Анализатор размеров частиц Photocor Compact

7. Для определения времени расслоения эмульсий эксперименты вели следующим образом: в цилиндр с пробкой наливали 50 мл воды и 1 мл исходного реагента, энергично перемешивали на ультразвуковом диспергаторе. После получения эмульсии 100 мл ее переливали из стакана в пробирку для определения времени расслоения на две фазы.

8. Измерение поверхностного натяжения, модифицированного флотореагента на основе смеси нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива проводили на тензиометре KRUSS серии K20 EasyDyne методом пластины Вильгельми (рисунке 2.2).



Рисунок 2.2 - Тензиометры цифровые K20 / K20S

Метод пластины Вильгельми (рисунок 2.3) является разновидностью метода отрыва кольца и заключается в измерении силы, втягивающей вертикальную пластину в жидкость [49].



Рисунок 2.3 – Измерение поверхностного натяжения по методу пластины Вильгельми

Поверхностное натяжение рассчитывается на основании измеряемой силы (F), длины смачиваемой поверхности (L) и краевого угла смачивания (θ). Стандартные пластины выполняются из материалов, которые очень хорошо смачиваются, т.е. $\theta = 0^\circ$. Расчет поверхностного натяжения осуществляется по

формуле:

$$\sigma = \frac{F}{L \cdot \cos \theta} \quad (3)$$

где, σ – поевхностное или межфазное натяжения, F-нагрузка на подвес, L-длина смачиваемой поверхности, θ -угол смачивания.

9. В процессе исследования флотоционного обогащения полиметаллической и медно-молибденовой руды использовали спектральный, химический, минералогический методы анализа.

Для определения содержания ценных компонентов в процессе флотации руд методом химического анализа использовали атомно-абсорбционный сектрофотометр 180-50 фирмы «Hitachi», атомно-эмиссионный спектрометр «Optima 2000» DVc индукционно-связанной плазмой фирмы «Perkin ElmerSciex», рентгенофлуоресцентный волнодисперсионный спектрометр «Axios».

Минералогические исследования полиметаллической и медно-молибденовых руд выполнены на микроскопе Olympus BX-51 (Япония).

ВЫВОДЫ К ГЛАВЕ 2

В процессе исследований использованы традиционные методики синтеза флотореагентов, классические и современные методики определения ценных компонентов, а также современное оборудование.

ГЛАВА 3. СИНТЕЗ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ И ИХ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

3.1. Обоснование выбора реагентов для синтеза модифицированного ксантогената, композиционного аэрофлота и модифицированного собирателя

Основная группа реагентов, применяемых при флотации сульфидных минералов, являются сульфгидрильные анионные собиратели алкилксантогенаты и диалкилдитиофосфаты. Их собирательная способность зависит от строения углеводородного радикала. Эта зависимость изучалась в обширном ряду работ [54-58], из которых видно, что сравнительно небольшое изменение структуры молекулы собирателя (например, удлинение или изомеризация углеводородного радикала) приводит к существенному изменению собирательной способности реагента. Ясно, что более радикальное изменение структуры молекулы известного реагента должно приводить к еще более выраженному изменению его флотационной активности и селективности. Желательное изменение свойств реагента может быть достигнуто путем модификации его молекулярной структуры: введение в молекулу собирателя электроноакцепторной или электронодонорной группировки в непосредственной близости от сульфгидрильной группы; введение в молекулу группировки с π -системой, обеспечивающей сопряжение с сульфгидрильной группой; введение в молекулу реагента второй поверхностно-активной группировки сульфгидрильного или ионного типа, включая комплексообразующие группировки; замена гетероатома активной группы реагента, а также введение углеводородного радикала различного строения [67-69].

Известно, что при флотации медно-сульфидных и свинцово-цинковых полиметаллических руд цветных металлов ксантогенаты занимают почти монопольное положение. Применение ксантогенатов свидетельствует об их собирательных свойствах. Особый интерес для флотации полиметаллических руд представляет использование ксантогенатов, полученных из смесей, составленных из бутилового спирта и фракции спиртов нормального и изостроения предельных углеводородов, взятых в различных соотношениях. Синтез подобных модифицированных реагентов представляет, как теоретический, ввиду малого количества публикаций, касающихся такого рода “нетривиальных” реагентов, так и практический интерес ввиду повышения их флотационной активности. Применение таких модифицированных ксантогенатов позволит повысить технологические показатели при обогащении полиметаллических медно-свинцово-цинковых руд.

Можно предположить, что ожидаемый эффект в значительной степени будет зависеть от строения и длины углеводородного радикала исходных спиртов и должен усиливаться при их смешивании. Эффект действует в направлении изменения свойств соединений, полученных на их основе, в данном случае флотационных свойств [70-72]. Можно предположить, что при этом, наряду с собирательным действием по отношению к сульфидным минералам полученные флотореагенты приобретут новые более селективные свойства по отношению к пустой породе [25, 63-65].

Фракция спиртов нормального и изостроения предельных углеводородов содержится в сивушном масле (СМ) – отходе спиртового производства, которое является не утилизированным сырьем, и при облагораживании может быть использовано в качестве растворителя в органическом синтезе. В Казахстане СМ имеются в больших количествах, а в настоящее время имеются данные только об использовании в качестве исходного сырья для получения модифицированных флотореагентов сивушного масла только Талгарского спиртового завода [53-58]. Однако объемы производства СМ Талгарского спиртового завода незначительны в сравнении с потребностью во

флотореагентах. В этой связи необходимо использовать СМ других производителей, например, Айдабульского спиртового завода, расположенного в Северно-Казахстанской области, вблизи которой сосредоточены основные предприятия металлургической промышленности.

Учитывая, что новое исходное сырье имеет отличный состав и свои особенности, требуются детальные исследования его состава и разработка условий синтеза модифицированных флотореагентов на его основе, изучение их свойств и технологическое опробывание [63,68,66].

В то же время аполярные собиратели хорошо зарекомендовали себя при флотации медно-молибденовых руд. В качестве традиционных аполярных собирателей чаще всего применяют очищенный керосин и авиационный бензин – продукты переработки нефти, стоимость которых отражается на себестоимости конечной продукции, удорожая ее. В этой связи нами в ходе исследований для получения аполярных собирателей была использована нефть и нефтепродукты [73-77].

Таким образом, планируемые исследования и полученные новые данные позволят расширить ассортимент флотореагентов, выпускаемых отечественной промышленностью, добиться значительного снижения себестоимости флотореагентов за счет применения более дешевого сырья, их быстрого внедрения в практику флотации, что будет способствовать частичному решению проблемы импортозамещения.

3.2. Синтез модифицированных флотореагентов из сивушного масла и исследование их свойств

Исходным сырьем для синтеза модифицированных ксантогената и аэрофлота служили СМ Айдабульского спиртового завода.

Айдабульский спиртовой завод находится в поселке Айдабуль Зерендинского района Акмолинской области. Технологический цикл Айдабульского спиртового завода отличается от других своей традиционностью. Здесь основная технология производства сохранена со

времени основания завода и до сих пор считается, что качеству такого продукта нет равных. Айдабульский спиртовой завод - это производство этилового спирта сорта Экстра, Люкс, углекислоты, эфирно-альдегидной фракции (ЭАФ).

Сивушное масло Айдабульского спиртового завода (ГОСТ 17071-71) является продуктом, получаемым при ректификационной перегонке продукта – этилового спирта. Выход сивушного масла составляет 0,3-0,4% от условного спирта сырца. Содержит в своем составе 5-12% этанола, 7-15% н-пропанола, 10-20-изобутанола, 50-60-изоамилового спирта и 5-10% воды.

Состав сивушного масла Талгарского спиртового завода отличается наличием в составе наряду с н-пропанолом также изопропанола. Кроме того, в отличие от состава СМ Талгарского спиртового состава СМ Айдабульского достаточно стабилен. [52,47, 67-69].

Изучены физико-химические свойства обезвоженного сивушного масла, которые приведены в табл.3.1. Обезвоживание СМ вели согласно методике, описанной в главе 2.

Таблица 3.1. – Результаты физико-химического анализа осушенного сивушного масла

Наименование компонента	Показатель преломления, n_D^{20}	Удельный вес, d_n^{20}	Температура кипения, °С
Сивушное масло	1,4020	0,818	83,0-143

Далее состав СМ определяли хроматографическим методом анализа. Результаты хроматографического анализа и СМ представлены в табл.3.2 -33.

Таблица 3.2. – Результаты хроматографического анализа

№ п/п	Компонент сивушного масла	Молекулярный вес	Содержание, %	Температура кипения
1	Н-пропиловый спирт	60,0	8,43	87,8
2	Изобутиловый спирт	75,2	21,68	109-110

3	Изоамиловый спирт	88,8	69,89	134
Итого		-	100	-

Эффективная молярная масса спирта оценивается в 83,42 г/моль.

Таблица 3.3. – Состав сивушного масла

№ п/п	Компоненты сивушного масла	Формула	Найденная	Рассчитан- ные
1	Н-пропиловый спирт	C_3H_7OH	5,07	4,97
2	Изобутиловый спирт	$(CH_3)_2CHCH_2OH$	16,3	15,99
3	Изоамиловый спирт	$C_5H_{11}OH$	62,04	60,84
Молекулярная масса СМ			83,42	81,8

На следующем этапе были сформированы композиции на основе бутилового спирта и СМ, синтезированы модифицированные ксантогенаты, согласно методике, описанной в главе 2, и определено их поверхностное натяжение. Поверхностное натяжение является одним из важных свойств флотационных реагентов, т.к. характер действия реагентов на минералы в значительной мере определяется степенью их поверхностной активности. Результаты представлены в таблице 3.4.

Таблица 3.4. – Значения поверхностной активности водных растворов синтезированных ксантогенатов.

№	Флотореагент	Концентрация, мас. %	Поверхностное натяжение, эрг/м ²
1.	Бутиловый	0,0625	68,30
		0,125	66,50
		0,25	64,80
		0,5	57,30
		1	49,30
2.	Модифицированный ксантогенат,	0,0625	65,78
		0,125	64,19

	полученный из бутилового спирта и СМ в соотношениях 1:1	0,25	59,20
		0,5	53,28
		1	47,57
№	Флотореагент	Концентрация, мас. %	Поверхностное натяжение, эрг/м ²
3.	Модифицированный ксантогенат, полученный из бутилового спирта и СМ в соотношениях 1:2	0,0625	68,31
		0,125	63,81
		0,25	59,20
		0,5	56,09
		1	48,00
4.	Модифицированный ксантогенат, полученный из бутилового спирта и СМ в соотношениях 1:3	0,0625	64,98
		0,125	60,55
		0,25	56,68
		0,5	47,15
		1	40,96

Как следует из таблицы, наибольшим значением поверхностного натяжения обладает модифицированный ксантогенат, полученный по варианту №4. На данный способ получен инновационный патент РК [78,79].

В дальнейших исследованиях нами был использован данный модифицированный ксантогенат, который предварительно идентифицировали ИК-спектроскопическим методом (рисунок 3.1).

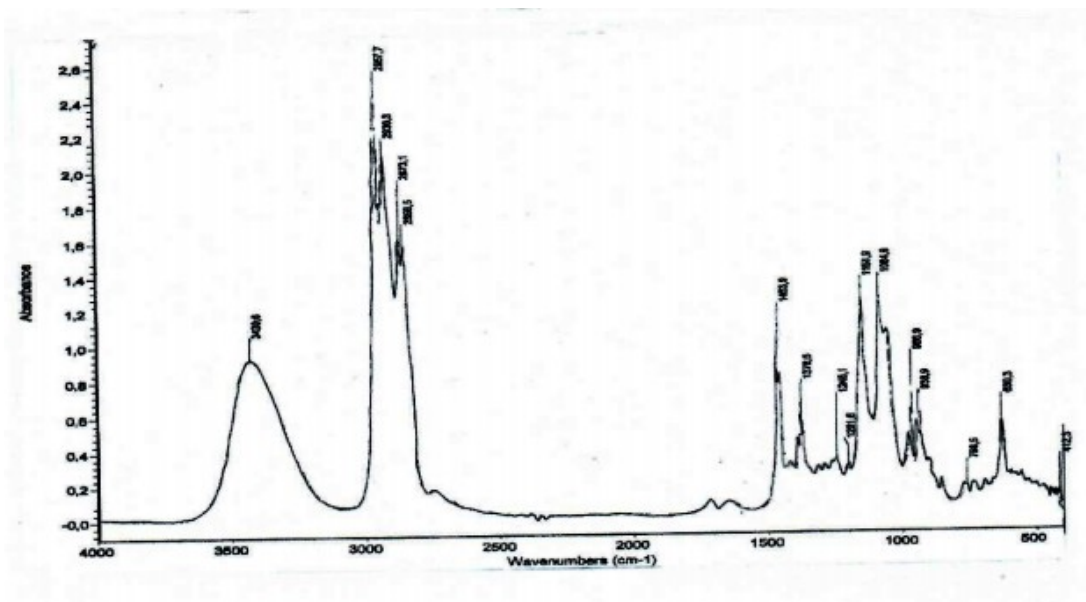


Рисунок 3.1 - ИК-спектр ксантогената, синтезированного из смеси №4.

На рисунке представлен ИК-спектр синтезированного ксантогената из смеси №4.

В ИК-спектре наблюдаются полосы поглощения 2957см^{-1} , 2930 см^{-1} , 2870 см^{-1} , 1480 см^{-1} , 1375 см^{-1} , отвечающие валентным и дифференциальным колебаниям метильной и метиленовой групп. При 1150 см^{-1} валентные колебания отвечают группе C-O, в области $1200\text{-}1400\text{ см}^{-1}$ - валентные колебания ксантогенатной группы R-O-SS.

Таким образом, в ходе исследований установлены условия синтеза ксантогената из сивушного масла Айдабульского спиртового завода.

Для синтеза модифицированного аэрофлота за основу были взяты данные, полученные в процессе переработки сивушного масла Талгарского спиртового завода [63,69]. В ходе исследований были сформированы композиционные смеси на основе сивушного масла и бутилового спирта, синтезированы модифицированные аэрофлоты, согласно методике, описанной в главе 2, и изучены их свойства (табл.3.5). Нами были получены аэрофлоты из трех композиций реагентов, а также, для сравнения, из базового реагента - бутилового спирта.

Таблица 3.5. – Физико-химические исследования модифицированных аэрофлотов на основе композиционных смесей

№ п/ п	Соотношен ие в смеси: бутиловый спирт: СМ	Единица измерения смеси			Показатель преломлен ии, n_D^{20}	Удельный вес, d_n^{20}	Молекулярная масса	
		г	мл	г/моль			найден -ная	вычис -ленная
2	1:2	33:66	41:81	0,4:0,8	1,4011	0,814	82,4	79,74
3	3:1	75:25	92:30	1:0,3	1,3999	0,811	74,0	75,19

Далее были исследованы поверхностно - активные свойства всех полученных аэрофлотов методом Кантора–Ребиндера, согласно методике, описанной в главе 2.

При определении изменения величины поверхностного натяжения водных растворов аэрофлотов в зависимости от концентрации обнаружено понижение поверхностного натяжения (рисунок 3.2.) при повышении концентрации аэрофлотов в растворе. Это дает основание предполагать наличие пенообразующих свойств у всех трех композиционных аэрофлотов, наибольшим обладает смесь №2, которую можно использовать для получения модифицированного аэрофлота.

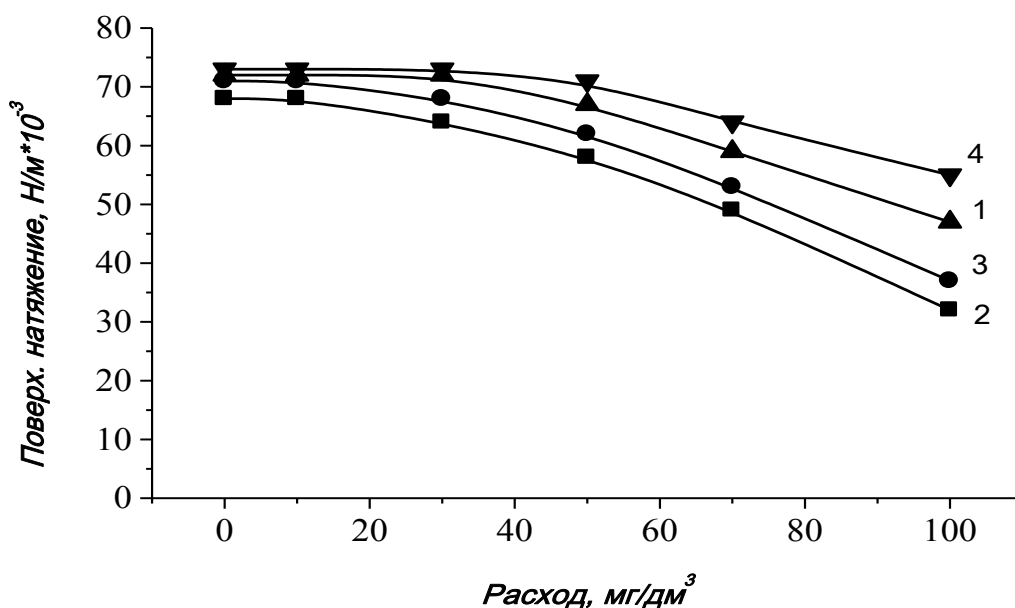


Рисунок 3.2 – Зависимость поверхностного натяжения (σ) водных растворов аэрофлотов от концентрации: 1 – смесь №1; 2 – бутиловый аэрофлот; 3 – смесь №3; 4 – смесь № 2;

Таким образом, разработаны условия синтеза модифицированного ксантогената и адаптированы условия получения модифицированного аэрофлота из сивушного масла Айдабульского спиртового завода; определена зависимость изменения поверхностного натяжения их водных растворов от концентрации. Адаптирована методика синтеза модифицированного аэрофлота.

3.3. Синтез модифицированного собирателя из нефти и нефтепродуктов

Нефть казахстанских месторождений характеризуется специфическими физико-химическими свойствами, такими как: высокое содержание парафиновых фракций, серосодержащих соединений, смол и асфальтенов.

В последние годы заметно вырос интерес к гетероорганическим соединениям нефти в плане их использования при флотации полиметаллических руд [40,81].

Эмульгированные аполярные реагенты особенно полезны при флотации шламистых минералов. Новые и эффективные методы с применением механического и особенно ультразвукового эмульгирования обеспечивают получение тонкодисперсных, однородных по гранулометрическому составу и стабильных эмульсий, что чрезвычайно интенсифицирует действие аполярных собирателей при флотации и снижает до минимума их расход на обогатительных предприятиях.

Однако использование нефти в процессе флотации в качестве аполярных собирателей удорожает процесс обогащения в целом.

В этой связи необходимо изыскание дешевых органических соединений, добавление которых к нефти способствовало бы снижению ее расхода без ущерба качества флотационных свойств полученной композиции.

В ходе предварительных исследований нами было показано, что такими дешевыми органическими соединениями могут быть печное и дизельное топливо.

В ходе дальнейших исследований были изучены физико-химические свойства нефти Кумкольского месторождения (таб. 3.6), а также печного и дизельного топлива, согласно методикам, описанным в главе 2, с целью дальнейшего использования их в качестве исходных продуктов для получения модифицированного собирателя. В таблице 3.6 приведены основные характеристики Кумкольской нефти.

Таблица 3.6. – Характеристика исследуемой нефти

№ п/п	Определяемый параметр и его размерность	нефть
		Кумкольская
1.	Плотность ρ , г/см ³	0,824
2.	Вязкость кинематическая, мм ² /сек 20°С 30 °С 40 °С 50 °С	16,25 9,24 6,21 4,30
3.	Температура застывания, Т°С	+13,5
4.	Температура вспышки в закрытом тигле, °С	+8
5.	Температура, °С при 37,5°С при 50,0°С	Давление насыщенных паров, кПа 22,250 36,085

6.	Температура, °С	Напряжение сдвига τ , Па
	20°С	9,50
	30°С	5,39
	40°С	3,61
	50°С	2,48
7.	Компоненты:	Содержание:
	а) парафина, мас. %	10,0
	б) асфальтенов, мас. %	1,10
	в) смол силикогелевых, мас. %	4,23
	г) серы, мас. %	0,235
	д) азота, мас. %	0,02
	е) хлористых солей, мг/л	126
ж) кислотного числа, мг КОН/г	0,0045	

Нефть Кумкольского месторождения - легкая, малосернистая, малопарафинистая и легкозастывающая.

Состав исходных веществ исследован методом ИК-спектроскопии. Полученные данные представлены на рисунках 3.3 – 3.5.

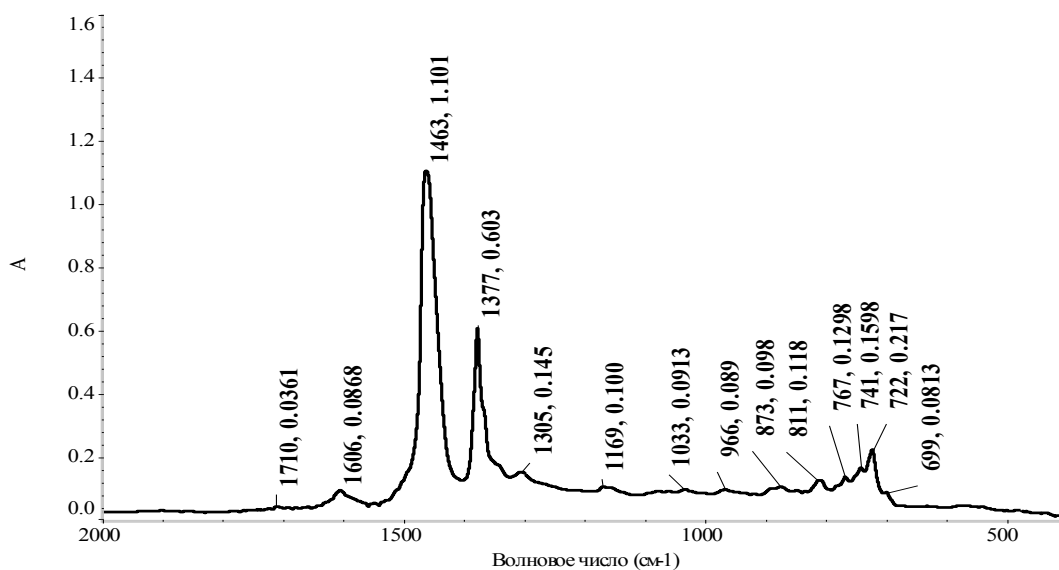


Рисунок 3.3 - Инфракрасный спектр пробы нефти Кумкольского месторождения

Согласно полученным ИК-спектрам (рисунок 3.3) установлено, что в исследуемом образце нефти Кумкольского месторождения преобладают парафиновые структуры нормального и изостроения, присутствуют длинные парафиновые цепочки. Отмечено наличие нафтеновых и ароматических структур. Эти соединения содержатся в значительно меньших количествах, чем парафиновые. Карбонильная группа отсутствует, нефть не окислена.

На рисунке 3.4 приведен ИК-спектр пробы печного топлива.

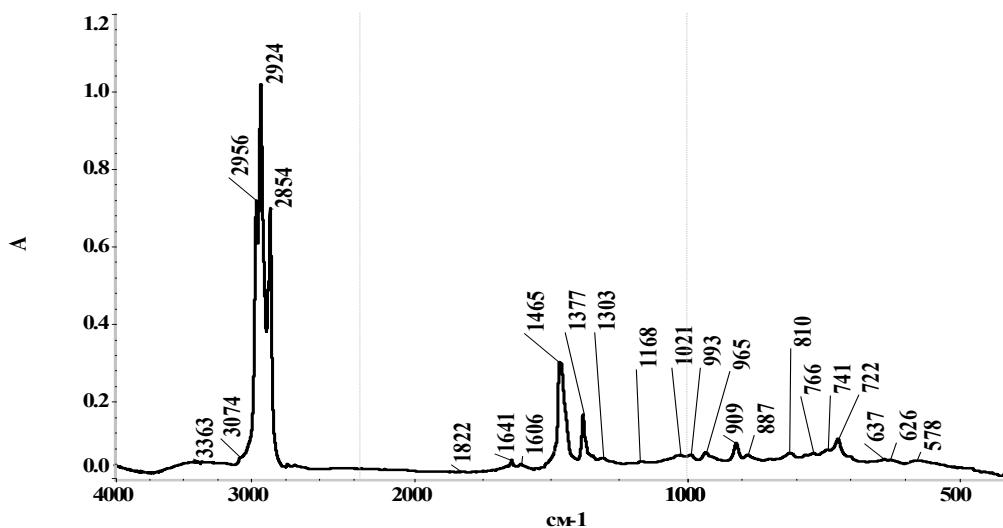


Рисунок 3.4 - Инфракрасный спектр пробы печного топлива

Установлено возможное присутствие алкенов – 3074, 2956, 2924, 2854, 1822, 1641, 1465, 1377, 1303, 993, 909, 722, 637 cm^{-1} [82]. Наиболее интенсивные полосы в спектре относятся к валентным колебаниям С–Н алифатических углеводородов ν СН – 2956, 2924, 2854 cm^{-1} , деформационным колебаниям групп, δ CH_2CH_3 - 1465, 1377 cm^{-1} , ρ CH_2 - 722 cm^{-1} [85, 87]. Полоса при волновом числе 3074 cm^{-1} свидетельствует о присутствии в составе пробы ненасыщенного ароматического соединения. Наличие двойных связей подтверждается зафиксированными при 1641, 1606 cm^{-1} полосами валентных колебаний $\text{C}=\text{C}$, которые могут соответствовать соединениям типа $\text{RCH}=\text{CH}-\text{CH}=\text{CHCOX}$ в транс-цис-форме [84, 86]. Винильная группа характеризуется полосами в спектре – 1641, 993, 909 cm^{-1} [83]. Имеются веерные колебания СН олефинов с двойной связью в конце цепи - 993, 909 cm^{-1} [83]. Зафиксирована полоса неплоских крутильно-деформационных колебаний

СН транс-дизамещённых производных этилена при волновом числе 965 см^{-1} [86]. Возможно присутствие ароматических соединений, для которых характерно наличие полос $1606, 810, 766, 741\text{ см}^{-1}$. Внеплоскостным деформационным колебаниям СН ароматического кольца присущи полосы - $810, 766, 741\text{ см}^{-1}$ [83, 85, 87].

В высокочастотной области спектра в диапазоне проявления валентных колебаний О – Н и N – Н наблюдается широкая полоса слабой интенсивности с максимумом при волновом числе 3363 см^{-1} . Полосы поглощения с максимумами при волновых числах $1168, 1021\text{ см}^{-1}$ попадают в диапазон проявления валентных колебаний С – О спиртов, фенолов, эфиров. Полоса поглощения при 1021 см^{-1} попадает также в диапазон проявления валентных колебаний углеродного скелета [87].

Полоса при волновом числе 626 см^{-1} попадает в диапазон проявления валентных колебаний связей С – S, а также С – Х галогенопроизводных органических соединений [84, 87].

На рисунке 3.5. приведен ИК-спектр пробы дизельного топлива.

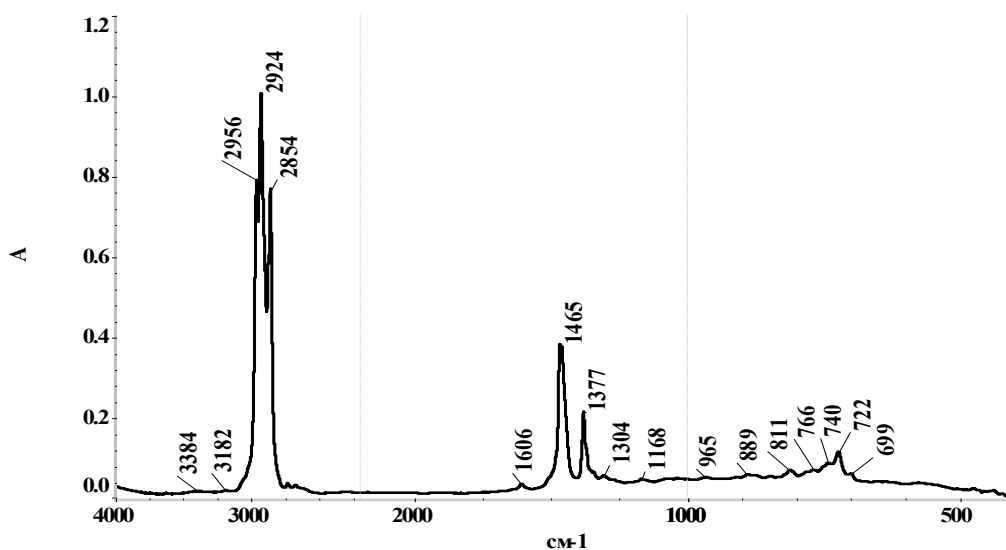


Рисунок 3.5 - Инфракрасный спектр пробы дизельного топлива

Самые интенсивные полосы относятся к метиленовым (CH_2) и метильным (CH_3) группам алифатических углеводородов: валентные колебания $\nu\text{ CH}_2, \text{CH}_3$ - $2956, 2924, 2854\text{ см}^{-1}$, деформационные колебания $\delta\text{ CH}_2, \text{CH}_3$ - $1465, 1377$

cm^{-1} , ρCH_2 - 722 cm^{-1} (маятниковые колебания) [83]. В высокочастотной области спектра в диапазоне проявления валентных колебаний O – H и N – H наблюдаются очень слабые полосы с максимумами при волновых числах 3384, 3182 cm^{-1} .

В спектре наблюдаются также полосы ароматических соединений 1606, 811, 766, 740, 699 cm^{-1} . Колебания C=C кольца – 1606 cm^{-1} , внеплоскостные деформационные колебания CH ароматического кольца - 811, 766, 740, 699 cm^{-1} [83, 85, 87]. Ароматические соединения преобладают по сравнению с печным топливом.

Зафиксирована полоса неплоских крутильно-деформационных колебаний CH транс-дизамещённых производных этилена при волновом числе 965 cm^{-1} [86].

Полоса с максимумом при волновом числе 1168 cm^{-1} может быть отнесена к колебаниям C—O в алифатических эфирах и к неплоскому колебанию углеродного скелета в структуре $\begin{array}{c} \text{C}-\text{C}-\text{C}-\text{R} \\ | \\ \text{R} \end{array}$ [87-89].

Таким образом, в ходе физико-химических исследований исходных веществ установлено, что в состав печного топлива, в основном, входят алифатические углеводороды, в гораздо меньшем количестве – ароматические соединения, в то время как в составе дизельного топлива, по сравнению с печным, преобладают ароматические соединения.

Учитывая, что в составе нефти Кумкольского месторождения имеет место наличие сернистых соединений, которые могут являться природными эмульгаторами и оказывать значительное влияние на стабильность получаемых для флотационного обогащения эмульсий, нами для дальнейших исследований были выбраны дизельное топливо и нефть Кумкольского месторождения и составлены на их основе композиции (табл. 3.7).

Таблица 3.7. - Экспериментальные результаты определения устойчивости эмульсий

№ п/п	Соотношение компонентов	Время расслоения, сут.
1	Модифицированный реагент 1:1 (нефть+дизельное топливо)	3
2	Модифицированный реагент 1:2 (нефть+ дизельное топливо)	1
3	Модифицированный реагент 2:1 (нефть+ дизельное топливо)	6

Для получения эмульсий, исходные реагенты диспергировали с помощью ультразвукового аппарата «УЗДН-А1200Т» фирмы «НПП «Укрросприбор» [90-92].

На первом этапе определено оптимальное время диспергирования эмульсии №1, которое равно 6 минут. Необходимо отметить, что оптимальным временем диспергирования следует считать наибольший выход частиц - 66,9% размером 75нм.

Далее в ходе исследований определено время расслоения эмульсий, согласно описанной в главе 2 методике. Результаты представлены в табл. 3.8.

Таблица 3.8. – Результаты диспергирования эмульсии №1.

№ п/п.	Время диспергирования	Количество частиц эмульсии, нм	Выход, %
1	3 минут	105	82,4
		75	60,3
		40	10,4
2	6 минут	105	83,8
		75	66,9
		40	10,0
3	9 минут	105	83,4
		75	66,2
		40	10,6

Из полученных данных видно, что наибольшее время расслоения смеси наблюдается для эмульсии №3, состоящей из одной части дизельного топлива и 2 частей нефти, т.е. данная эмульсия наиболее стойкая. Однако с точки зрения

производства данный промежуток достаточно продолжителен, более приемлема смесь №1. Наименее стойкая смесь №2.

Таким образом, проведенными исследованиями установлено, что использование ультразвукового воздействия на смесь реагентов: нефть - дизельное топливо, взятых в соотношении 1:1, способствует получению устойчивой эмульсии, оптимальным временем диспергирования следует считать 6 минут.

Анализ результатов проведенных экспериментов подтверждает эффективность и целесообразность использования ультразвукового воздействия на смесь данных реагентов для получения устойчивой эмульсии.

Исследование поверхностного натяжения модифицированного флотореагента на основе смеси нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива

В данном разделе для оценки поверхностной активности аполярного флотореагента в соотношениях 1:1, 1:2 и 2:1 было измерено поверхностное натяжение на границе вода-воздух методом пластины Вильгельми, описанным в главе 2. Полученные результаты представлены в табл. 3.9.

Таблица 3.9. – Значение величины поверхностного натяжения

Концентрация эмульсий, С %	Величина поверхностного натяжения, σ , мН/м		
	Соотношение смеси нефти и дизельного топлива		
	1:1	1:2	2:1
0,5	55	52	42
1,0	69	66	58
1,5	70	63	62

Из таблицы следует, что значения поверхностного натяжения эмульсий на основе соотношения нефти и дизельного топлива 2:1 ниже по сравнению с

1:2 и 1:1. С увеличением концентрации эмульсии модифицированных флотореагентов увеличивается и поверхностное натяжение.

Результаты измерения поверхностного натяжения эмульсий на основе смеси нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива показали, что наибольшей поверхностной активностью на границе Ж-Г обладает эмульсия, полученная при соотношении компонентов 1:1 с концентрацией 1%.

Таким образом, разработаны условия и синтезирован модифицированный собиратель из нефти и нефтепродуктов, определены его свойства.

3.4. Исследование взаимодействия модифицированного ксантогената с основными минералами полиметаллического сырья

Руды цветных и редких металлов отличаются большим разнообразием вещественного состава и являются, в большинстве своем, комплексными. Сульфидные руды являются одним из главных объектов флотационного обогащения и классифицируются в зависимости от того к каким металлам приурочены содержащиеся в них сульфиды. Учитывая близкие флотационные свойства сульфидных минералов и резкое отличие от сопутствующих не сульфидных минералов, наиболее рациональной технологией является коллективная флотация с последующей селекцией. В этой связи, для характеристики процесса большое значение имеет исследование взаимодействия мономинералов сульфидных руд с флотореагентами. Нами исследовано взаимодействие модифицированного флотореагента, на примере модифицированного ксантогената, с сульфидными минералами меди, свинца, цинка и железа [92-99].

На первом этапе исследована степень флотации мономинералов с использованием модифицированного ксантогената. Флотацию проводили в лабораторной флотомашине типа ФЛ объемом 50 см³. Корпус машины был изготовлен из оргстекла. Скорость вращения импеллера составляла 1100 об/мин. Для исследований были выбраны следующие классы крупности: - 0,071+0 мм классы. В качестве пенообразователя применяли Т-80, расход,

которого во всех опытах 15 г/т., расход воздуха 80 см³/мин. Расход собирателя составлял 5 г/т [98, 100-106].

Флотореагентом служил традиционный бутиловый ксантогенат в сравнении с модифицированным ксантогенатом при разных значениях рН.

Минералы халькопирита, галенита, сфалерита и пирита перемешивали с водой и вакуумировали, после чего подавали реагенты и проводили обработку в агитационном и аэрационном режимах. Схема проведения опытов представлена на рисунке 3.6. Растворы собирателей готовили непосредственно перед флотационными опытами, при этом величину рН среды регулировали серной кислотой и едким натром и контролировали рН-метром типа рН-150 М.

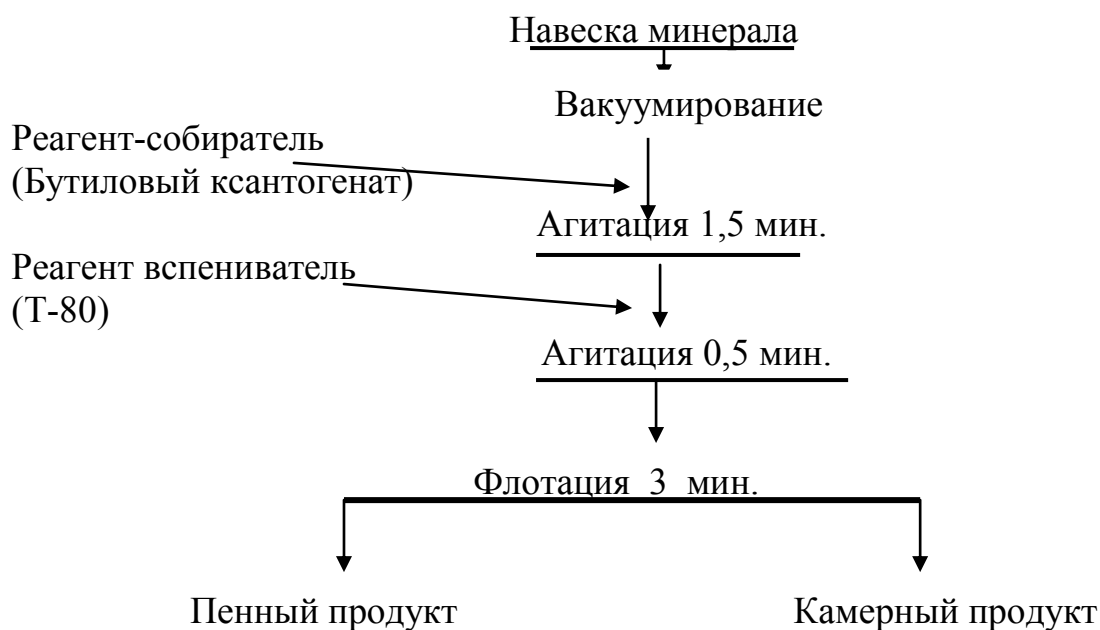


Рисунок 3.6. - Схема мономинеральной флотации

Результаты представлены на рисунках 3.7. – 3.10.

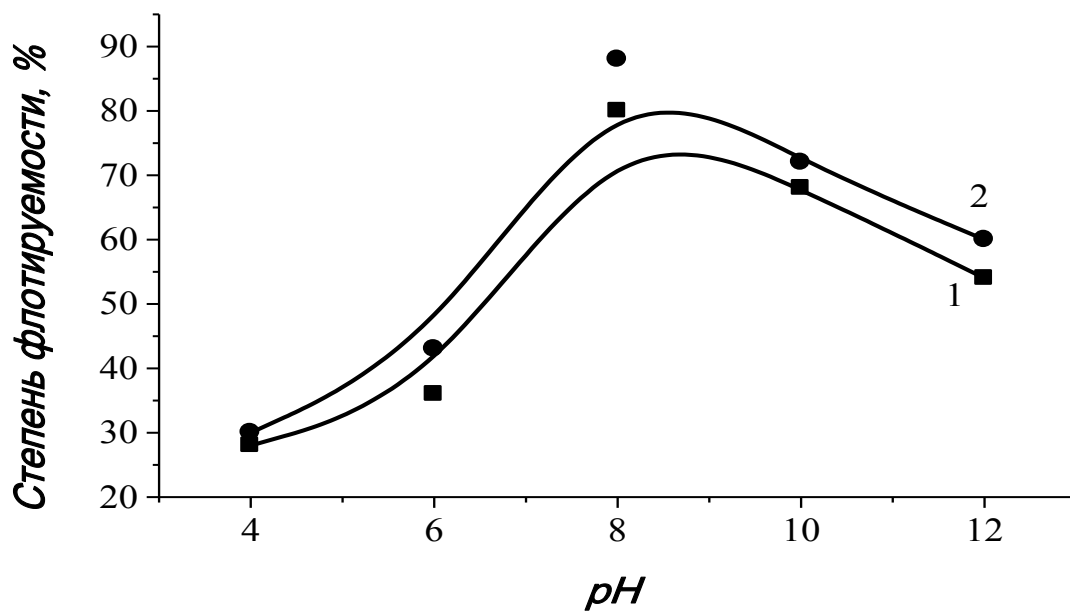


Рисунок 3.7 – Флотирiuеmость галенита при разных значениях рН среды
 1 – бутиловый ксантогенат; 2 – модифицированный ксантогенат.

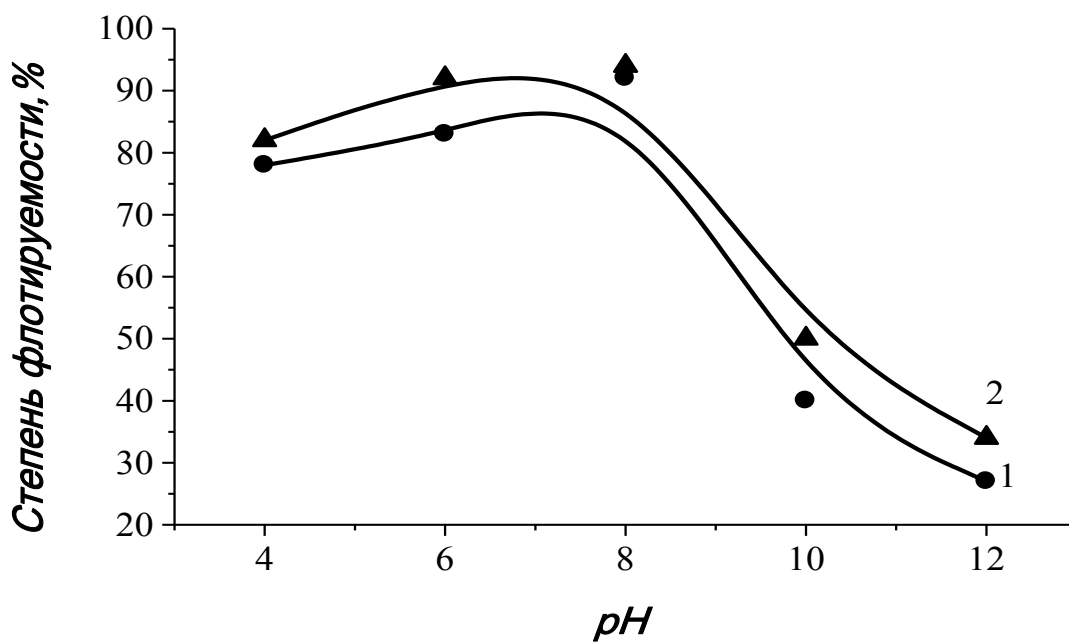


Рисунок 3.8 – Флотирiuеmость халькопирита при разных значениях рН среды
 1 – бутиловый ксантогенат; 2 – модифицированный ксантогенат.

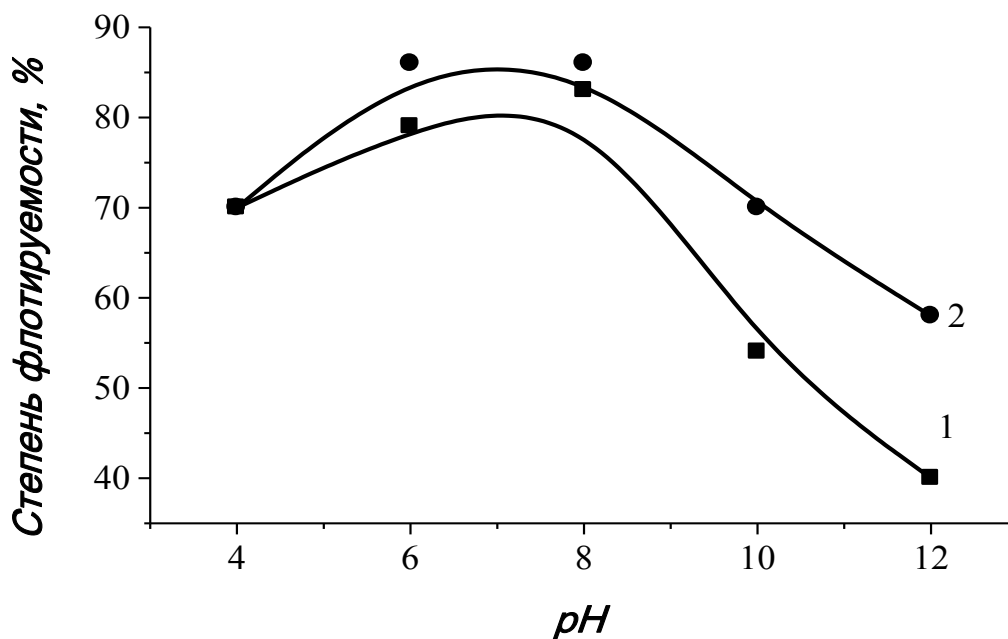


Рисунок 3.9 – Флотуемость сфалерита при разных значениях pH среды
1 – бутиловый ксантогенат; 2 – модифицированный ксантогенат.

Из приведенных данных видно, что степень флотации для халькопирита и сфалерита в большом диапазоне pH (6-8) при использовании модифицированного ксантогената увеличивается на 2-5 %. По сравнению с галенитом флотуемость халькопирита и сфалерита ниже, что связано с химическими процессами, которые имеют место на отдельных мономинералах. Так из халькопирита в слабокислой среде при pH = 6 в раствор переходят ионы Cu^{2+} ; Fe^{2+} ; SO_4^{2-} , в щелочной среде при pH=10-11 возможно образование ионов SO_4^{2-} ; $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ и S_4O_6 .

При флотуемости галенита модифицированный ксантогенат более активен при pH - 8. При повышении pH до 12 действие его на поверхности галенита по сравнению с бутиловым ксантогенатом ухудшается.

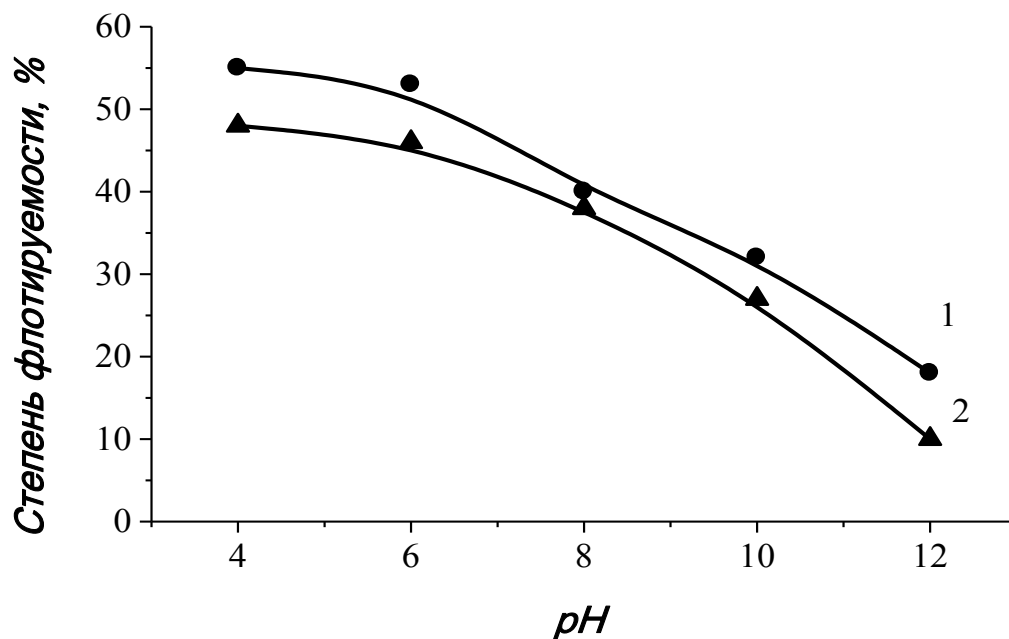


Рисунок 3.10 – Флотуемость пирита при разных значениях pH среды
1 – бутиловый ксантогенат; 2 – модифицированный ксантогенат.

Что касается пирита, то в его решетке сера расположена таким образом, что она легко доступна для кислорода, это объясняет ее быструю окисляемость, особенно в присутствии воды.

Ксантогенаты прочно закрепляются на поверхности пирита и могут быть удалены лишь ионами гидроксида. С этим связано важнейшие свойства пирита: активируется флотация в кислой среде и эффективно подавляется в щелочной за счет образования на его поверхности гидроксида железа, резко гидрофилизующего поверхность пирита.

Следует отметить, степень флотуемости в первую очередь определяется степенью сорбции флотореагентов мономинералами сырья.

Исследование сорбции проводили на мономинеральных порошках халькопирита, сфалерита, пирита, галенита крупностью -100 ± 50 мкм. Величина удельной поверхности, измеренная методом низкотемпературной адсорбции аргона, составляла для халькопирита $0,073$ м²/г, сфалерита $0,11$ м²/г, галенита $0,03$ м²/г, пирита $0,06$ м²/г. Механизм сорбции интерпретировали

опосредованно, посредством десорбции разными реагентами: водой десорбируется физически закрепившийся собиратель; этанолом – реагент, взаимодействие которого с минералом ограничено пределами монослоя (хемосорбированная форма); смесью гексана с соляной кислотой растворяются диалкилдитиофосфаты металлов, образовавшиеся в результате гетерогенной химической реакции [94,98]. Полученные результаты представлены на рисунках 3.11-3.13.

Из полученных данных следует, что ход кривых, представленных на рис. 3.11 - 3.13 одинаков. Кривые отличаются величиной степени десорбции. Для всех трех минералов преобладает химическая сорбция, т.к. наиболее высокая степень десорбции смесью гексана с соляной кислотой. Необходимо отметить, что максимальная степень десорбции для всех трех минералов достигнута при рН в диапазоне 8,0-10,0.

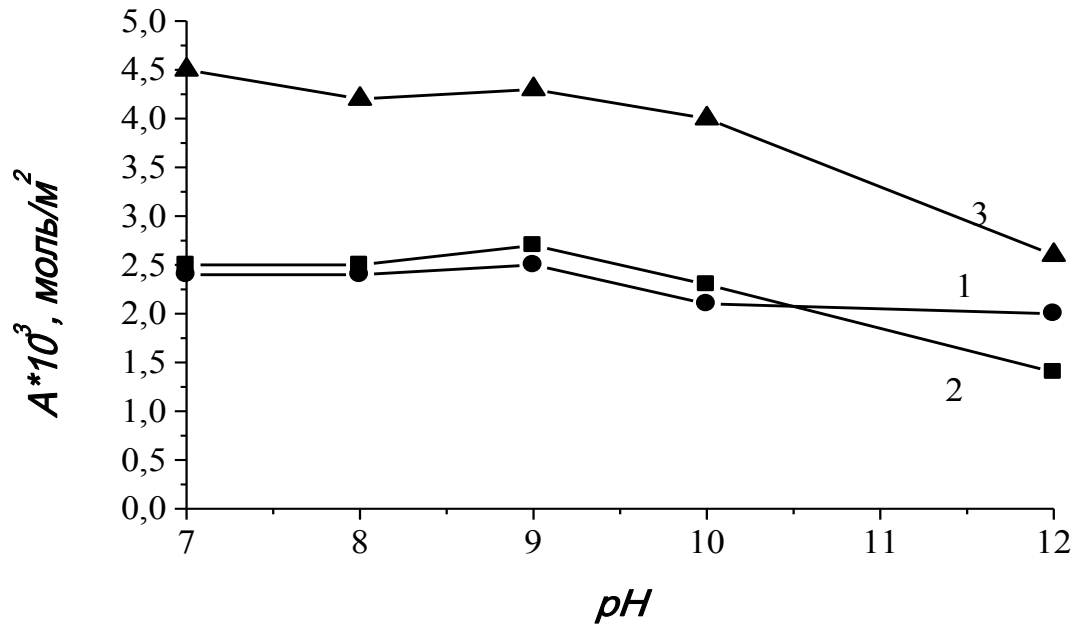


Рисунок 3.11 –Десорбция модифицированного ксантогената с халькопирита при разных значениях рН: водой(1); этанолом (2); смесью гексана с соляной кислотой (3)

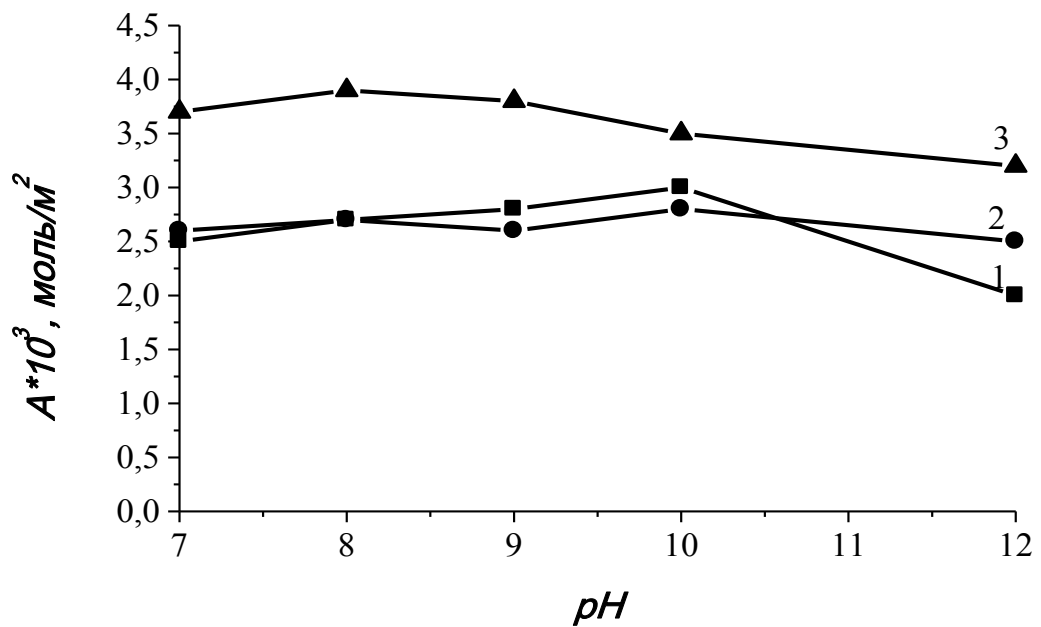


Рисунок 3.12 –Десорбция модифицированного ксантогената с галенита при разных значениях рН: водой(1); этанолом (2); смесью гексана с соляной кислотой (3)

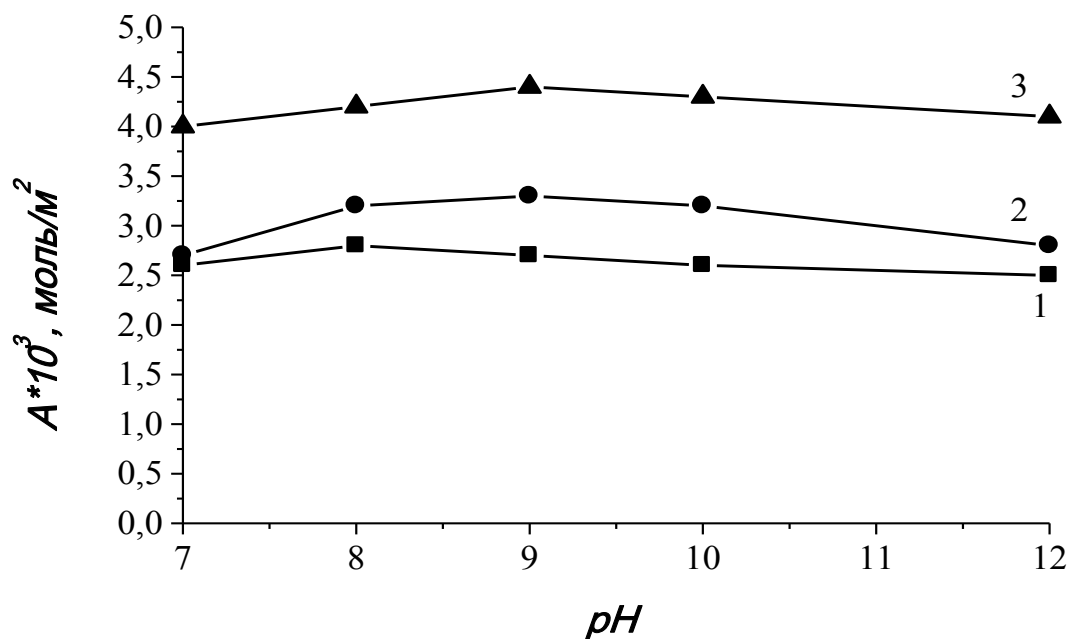


Рисунок 3.13 –Десорбция модифицированного ксантогената со сфалерита при разных значениях рН: водой(1); этанолом (2); смесью гексана с соляной кислотой (3)

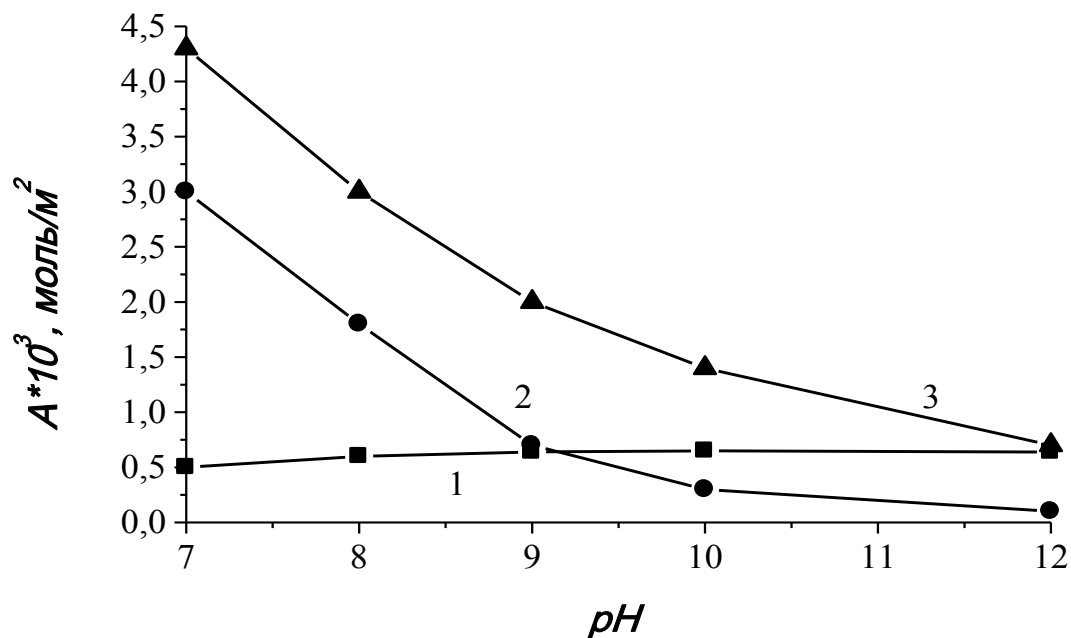


Рисунок 3.14 –Десорбция модифицированного ксантогената с пирита при разных значениях рН: водой(1); этанолом (2); смесью гексана с соляной кислотой (3)

Что касается пирита, то для этого мономинерала кривые на рисунке 3.13 имеют иной вид. В данном случае также преобладает химическая сорбция, однако максимальная степень десорбции достигнута, в отличие от предыдущих мономинералов, при рН 7,0. Данный факт может стать основой для их разделения при флотации.

Таким образом, в ходе исследований установлено, что значительная часть модифицированного ксантогената взаимодействует с мономинералами исходного сырья посредством химической сорбции для каждого минерала при определенных значениях рН. Учитывая, что флотируемость минерала связана не с количеством закрепившегося собирателя, а с качеством его закрепления в поверхностном слое, а степень сорбции композиционного ксантогената на халькопирите, галените, сфалерите на единицу поверхности больше, чем бутилового, данный факт говорит о более высоких его флотационных свойствах по сравнению с бутиловым ксантогенатом.

ВЫВОДЫ К ГЛАВЕ 3

На основании результатов физико-химических исследований исходного сырья – сивушного масла Айдабульского спиртового завода, нефти Кумкольского месторождения, печного и дизельного топлива, сформулированы основные принципы мотивации использования его для получения новых эффективных модифицированных флотореагентов.

Разработан способ синтеза модифицированного ксантогената и адаптированы условия синтеза модифицированного аэрофлота на основе отходов сивушного масла Айдабульского спиртового завода, исследованы их физико-химические свойства. Оптимальным вариантом исходной смеси для получения модифицированного аэрофлота следует считать соотношение бутилового спирта и сивушного масла равное 1:2, а ксантогената – 1:3. На способ синтеза модифицированного ксантогената получен инновационный патент РК.

ИК-спектроскопические исследования нефти Кумкольского месторождения, а также печного и дизельного топлива показали, что в состав печного топлива, в основном, входят алифатические углеводороды, в гораздо меньшем количестве – ароматические соединения, в то время как в составе дизельного топлива, по сравнению с печным, преобладают ароматические соединения. Учитывая, что в составе нефти Кумкольского месторождения имеет место наличие сернистых соединений, которые могут являться природными эмульгаторами и оказывать значительное влияние на стабильность получаемых для флотационного обогащения эмульсий, нами для дальнейших исследований были выбраны дизельное топливо и нефть Кумкольского месторождения.

Сформулированы основные принципы формирования аполярного собирателя на основе дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения.

Исследованы флотационные и сорбционные свойства модифицированных флотореагентов на примере модифицированного ксантогената.

При использовании модифицированного ксантогената степень флотации увеличивается на 2 - 5 %.

Установлено взаимодействие мономинералов исходного сырья с модифицированными флотореагентами посредством химической сорбции для каждого минерала при определенных значениях рН. Данный факт может стать основой для их разделения при флотации.

ГЛАВА 4. РАЗРАБОТКА И УКРУПНЕННО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ И МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ С ПРИМЕНЕНИЕМ НОВЫХ МОДИФИЦИРОВАННЫХ ФЛОТОРЕАГЕНТОВ

4.1. Разработка и укрупненно-лабораторные испытания технологии обогащения полиметаллической руды

4.1.1. Характеристика полиметаллической руды Артемьевского месторождения

Для проведения исследований и разработки технологии была отобрана проба полиметаллической руды Артемьевского месторождения.

Труднообогатимые руды, характеризующиеся тонкокристаллическими текстурами и структурами, при обогащении влекут за собой большие потери промышленного минерала, так как процесс обогащения не позволяет отделить его физическими и физико-химическими методами. При тесном срастании минералов усложняется процесс обогащения, ввиду того, что концентраты шламируются, а ценные минералы теряются в хвостах.

Как было сказано выше, в настоящее время до 76 % общего баланса минерально-сырьевой базы цветной металлургии Рудного Алтая составляют труднообогатимые руды, слагающие крупнейшие месторождения (Рубцовское, Тишинское, Артемьевское, Николаевское), переработка которых по существующей флотационной технологии сопряжена с потерей металлов в хвостах флотационного обогащения и разноименных концентратов. В связи с этим появилась необходимость в разработке технологии, обеспечивающей комплексное освоение природных ресурсов [37,42].

Особенностью руды Артемьевского месторождения является очень тонкая вкрапленность и тесное взаимопрорастание минералов между собой, а также с вмещающими минералами пустой породы, в частности - кварцем и карбонатами.

Согласно спектральному анализу в руде присутствуют: Si, Fe, Mg, Na, Zn, Al, Pb—много; $Cu \geq 1\%$, $Ca > 1\%$, а также $Ag > 0,1\%$; $V \sim 0,1\%$; $As \sim 0,1\%$; $Sb > 0,1\%$; Mn , Bi , $Co < 0,1\%$; $Ti > 0,3\%$, По данным минералогического анализа основными рудными минералами являются халькопирит, галенит, сфалерит, пирит.

Нерудные минералы представлены кварцем, кальцитом, алюмосиликатами (шамозит, плагиоклаз, мусковит, каолинит). Результаты минералогического анализа исходного сырья приведены в табл. 4.1.1. и рисунке 4.1.1.

Таблица 4.1.1. – Результаты минералогического анализа исходной руды.

Группа минералов	Минералы, агрегаты	Технические характеристики
Рудные	Пирит FeS_2	Беловато-желтого цвета, в виде сплошных масс и агрегативных сростков. Высокий рельеф и твердость.
	Халькопирит $CuFeS_2$	Желтого цвета, рельеф низкий, под действием HNO_3 (1:1) цвет становится более ярким.
	Галенит PbS	Белого цвета, фиксируются треугольники выкрашивания.
	Сфалерит ZnS	Серого цвета, иногда хорошо видны светлые внутренние рефлексии. В проходящем свете бесцветный, с очень высоким показателем преломления, изотропный.
Нерудные	Кварц α - SiO_2	Бесцветный, анизотропный, излом раковистый, одноосный положительный O (+), показатель преломления $N \sim 1,540$.
	Кальцит $CaCO_3$	Бесцветный, анизотропный, зерна мелкие.
	Шамозит $(Fe^{+2}, Mg, Fe^{+3})_5Al(Si_3Al)O_{10}(O, OH)_8$	Анизотропный, светло-зеленого цвета, пластинчатый. Двuosный положительный $2V(+)$, $N \sim 1,630$, плеохроизм до зеленовато-бурого.

Группа минералов	Минералы, агрегаты	Технические характеристики
Нерудные	Плагиоклаз (Na, Ca) (Al, Si) ₂ Si ₂ O ₈	Минерал группы полевых шпатов, в проходящем свете бесцветный, анизотропный, двупреломление низкое. 2V(-) 90°, N~1,530.
	Мусковит KAl ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	Бесцветный, анизотропный, пластинчатый. Двупреломление высокое у пластинок с поперечным сколом, 2V(-), N~1,580.
	Каолинит Al ₄ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₈	В основном, тонкодисперсный, бесцветный, анизотропный с N~1,566.
	Форстерит Mg ₂ SiO ₄	В пробе небольшое количество, 2V(-), N~1,670.
	Корунд α - Al ₂ O ₃	Бесцветный, анизотропный, O(-), N~1,754.
	Гидрооксиды железа в виде присыпок и примазок на зернах кварца.	

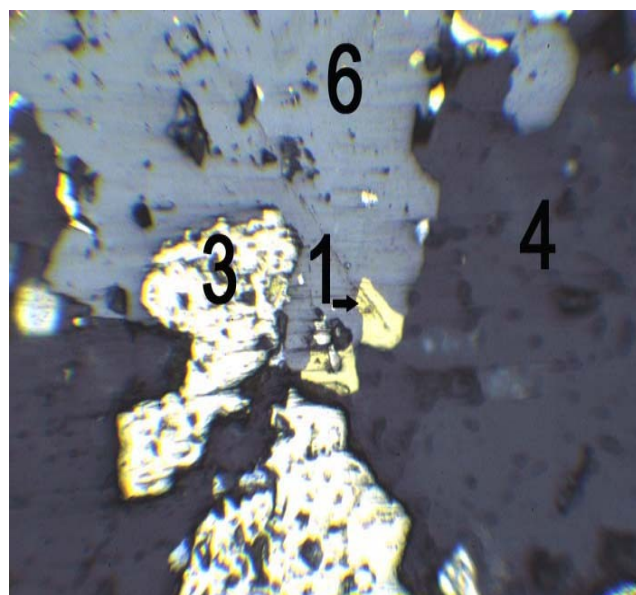
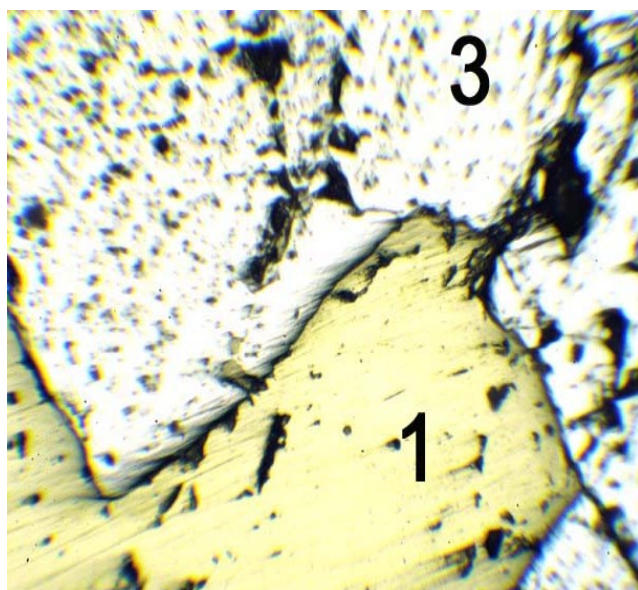


Рисунок 4.1.1 – Минералогический анализ исходного сырья:

1 – CuFeS₂; 2 – PbS; 3 – FeS₂; 4 – кварц; 6 – ZnS.

Результаты химического анализа исходной руды Артемьевского месторождения приведены в табл. 4.1.2.

Таблица 4.1.2. – Результаты химического анализа исходной руды

Наименование продукта	Содержание, %								
	Cu	Pb	Zn	Fe	S	Au,г/т	Ag,г/т	Al ₂ O ₃	SiO ₂
Исходная руда	1,4	2,3	7,3	7,9	11,5	0,62	58,0	8,3	38,0

Из таблицы следует, что основным компонентом руды является кремний, в значительном количестве присутствуют алюминий, железо, сера и цинк, в меньшем - магний, кальций, свинец и медь.

Инфракрасный спектр исходной руды представлен на рисунке 4.1.2.

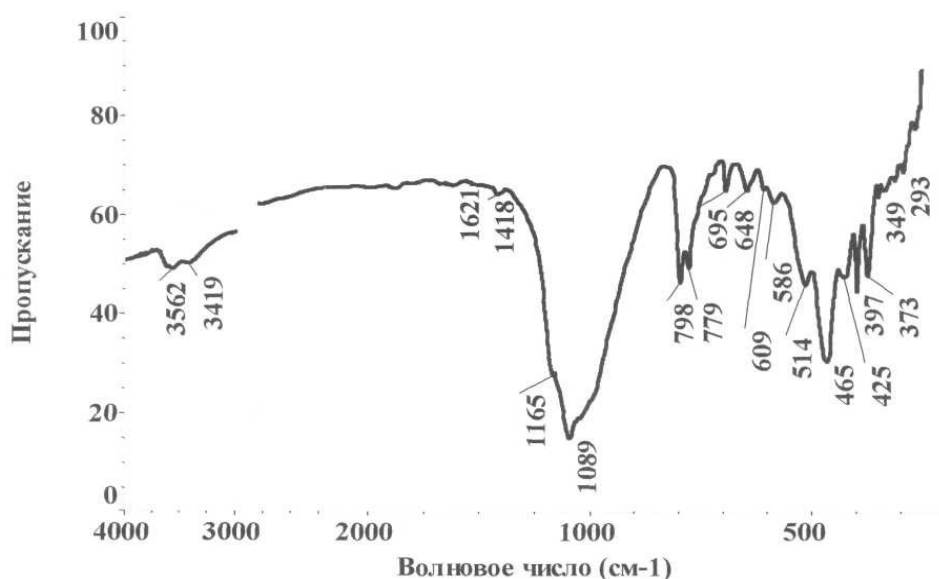


Рисунок 4.1.2 - Инфракрасный спектр исходного сырья

ИК-спектроскопические исследования показали, что основные составляющие руды – это кварц SiO₂ – 1085, 798, 779, 695, 514, 465, 397, 373 см⁻¹ и плагиоклаз типа альбита - Na[AlSi₃O₈]- 1165, 1020, 648, 609, 586, 465, 425 см⁻¹.

В спектре в диапазоне валентных колебаний O – H наблюдаются два максимума ν (ОН) – 3562, 3419 см⁻¹, деформационные колебания δ НОН – 1621 см⁻¹, что свидетельствует о присутствии в пробе минералов, в состав которых входит кристаллизационная вода. Группа [CO₃²⁻] характеризуется полосой 1418 см⁻¹. В спектре также наблюдаются слабые полосы поглощения при волновых

числах 349, 293 см^{-1} , которые попадают в диапазон проявления связей Me – S. Полосы поглощения при волновом числе 349 подтверждают наличие пирита, а при 293 см^{-1} – сфалерита [108-110].

Данные рентгенофазового анализа подтвердили результаты предыдущих исследований, а именно исходная руда имеет следующий состав: SiO_2 кварц; FeS_2 пирит; ZnS сфалерит; PbS галенит; CuFeS_2 ; плагиоклаз; $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ каолинит; мусковит; шамозит; CaCO_3 .

По химическому и фазовому составу наиболее близким по содержанию свинца и цинка среди месторождений Кыргызстана являются Канское (Pb-2,43%; Zn-1,29%), Джетыогоузское (Pb-4,41%; Zn-3,84%), Белькудукское (Си-1,35%; Pb-1,6%) и Тамчиское (Pb-6,2%; Zn-4,27%). К основным минералам относятся: халькопирит, галенит, сфалерит, пирит. Несульфидные минералы представлены окислами, силикатами, карбонатами и полевым шпатом.

4.1.2 Разработка технологии получения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с применением модифицированного ксантогената и разделением камерного продукта

Флотация исследуемой пробы осуществлялась в лабораторных флотомашинах ФМ (Геоприбор) с объемом камеры: 3 дм^3 (основная и контрольная коллективная флотация); 1,5 дм^3 (1-я перечистка коллективной флотации); 0,5 дм^3 (2-я перечистка коллективной флотации).

Лабораторные исследования по установлению возможности применения в качестве собирателя модифицированного бутилового ксантогената и композиционного аэрофлота для повышения извлечения коллективного и селективного медно-свинцово-цинкового концентрата при переработке полиметаллической руды [115-120].

Исследования по флотируемости полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды в присутствии нового реагента- модифицированного бутилового ксантогената и композиционного собирателя проводились в режиме открытого и замкнутого циклов. Процесс получения селективного медно-

свинцово-цинкового концентрата и технологическая схема обогащения полиметаллической руды путем селективной флотации и реагентный режим приведены на рис. 4.1.3 и 4.1.4. Подготовка технологической пробы руды Артемьевского месторождения включала в себя дробление руды на лабораторной щековой дробилке, подготовку проб руды для анализа, разделку пробы руды на навески для флотационных опытов.

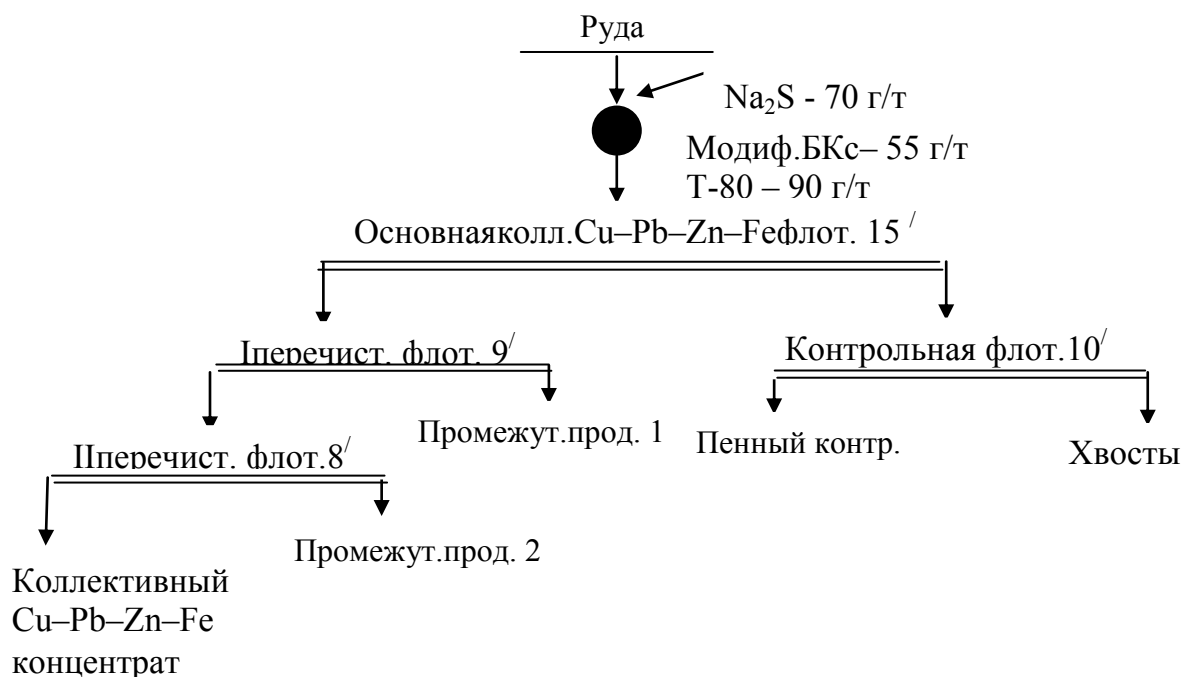


Рисунок 4.1.3 – Схема флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения с получением коллективного медно-свинцово-цинково-пиритного концентрата.

Руда обогащалась по схеме коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата (на рисунке 4.1.3.). Схема включала в себя основную медно-свинцово-цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. Результаты флотационных опытов представлены в табл.4.1.3. Из таблицы следует, что в ходе обогащения получен медно-свинцово-цинковый концентрат с содержанием меди – 6,9 %, свинца – 11,2 % и цинка – 31,5 %. Извлечение меди в коллективный концентрат составило - 85,6 %, свинца – 85,5 %, цинка – 88,4 %.

Результаты флотационного обогащения руды с использованием модифицированного бутилового ксантогената представлены в табл. 4.1.3. При сопоставлении данных результатов видно, что применение модифицированного бутилового ксантогената позволяет уменьшить расход реагента на 10 г/т и увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,6 - 4,5 % без потери качества концентрата.

Таблица 4.1.3. - Сравнительные результаты лабораторных опытов переработки полиметаллической руды Артемьевского месторождения по стандартной схеме

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %				Условия опыта
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. к-т	21,6	11,2	6,9	31,5	16,4	85,6	85,5	88,4	40,0	БК 85 г/т
Промеж. пр. 2	3,4	2,1	1,8	5,3	11,6	2,5	3,5	2,3	4,5	
Промеж. пр. 1	4,5	1,4	1,2	4,9	13,1	2,2	3,1	2,9	6,7	
Пен.контр. 1	5,1	1,5	1,4	4,5	9,3	2,7	4,1	3,0	5,4	
Хвосты	65,4	0,3	0,1	0,4	5,9	6,9	3,8	3,4	43,6	
Исходная руда	100	2,8	1,7	7,7	8,9	100	100	100	100	
Коллект. к-т	21,3	11,6	7,3	31,2	18,4	87,2	90,0	90,7	48,8	МК 75 г/т
Промеж. пр. 2	2,9	2,1	1,4	7,1	7,2	2,1	2,3	2,8	2,6	
Промеж. пр. 1	3,1	1,9	1,0	3,5	5,1	2,1	1,8	1,5	2,0	
Пен.контр. 1	2,2	1,4	1,4	3,9	9,7	1,1	1,8	1,2	2,7	
Хвосты	70,5	0,3	0,1	0,4	5,0	7,5	4,1	3,8	43,9	
Исходная руда	100	2,8	1,7	7,3	8,0	100	100	100	100	

Далее руда обогащалась по прямой селективной схеме флотации коллективного концентрата, который подвергался разделению на медный, свинцовый и цинковый концентраты. Схема селективной флотации представлена на рисунке 4.1.4. Цикл медной флотации проводился после доизмельчения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата при рН=8. Доизмельчение коллективного концентрата предусматривало 98 % класса - 0,074 мм. Схема включала в себя основную медную флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. В процесс

доизмельчения подавали: соду для создания рН среды и сульфит натрия для депрессии свинцовых минералов. Основную медную и свинцовую флотацию проводили в течение 10 мин. и использовали следующие реагенты: в качестве собирателя – базовый бутиловый ксантогенат и модифицированный ксантогенат, вспенивателя - Т-80. На I-ую и II-ую перемешивающую медную флотацию подавали соду для создания рН среды; сульфит натрия и цинковый купорос – для депрессии свинцовых и цинковых минералов. Сравнительные результаты флотационных опытов представлены в табл.4.1.4.

После завершения селективного выделения медного концентрата, камерный продукт направлялся на флотацию свинцового и цинкового циклов. Тонина помола доизмельченного коллективного свинцово-цинкового концентрата составляла 98 % класса -0,074 мм. В основную, I-ую и II-ую перемешивающую свинцовую флотацию, подавали соду для создания рН среды, цианид натрия и цинковый купорос для депрессии цинковых минералов.

Расход базового бутилового ксантогената в свинцовом цикле составил 15 г/т, в цинковом цикле – 25 г/т. Расход модифицированного бутилового ксантогената варьировался в свинцовом цикле от 5 до 20 г/т, а в цинковом цикле – 10-25 г/т. Расход пенообразователя Т-80 в основной свинцовой флотации составил 10 г/т, в основной цинковой флотации – 15 г/т. Результаты флотации свинцового концентрата из камерного продукта медной флотации руды Артемьевского месторождения с применением модифицированного БКс в сравнении с базовым БКс представлены в табл. 4.1.4. Основную цинковую флотацию проводили в течение 10 мин. и использовали следующие реагенты: в качестве активатора цинковых минералов – медный купорос при рН 10,5; в качестве собирателя – модифицированный бутиловый и базовый бутиловый ксантогенат, вспенивателя - Т-80 [121,123].

Анализ полученных данных показал, что с применением бутилового ксантогената получен медный концентрат с содержанием меди 26,9 % при извлечении 59,7 %.

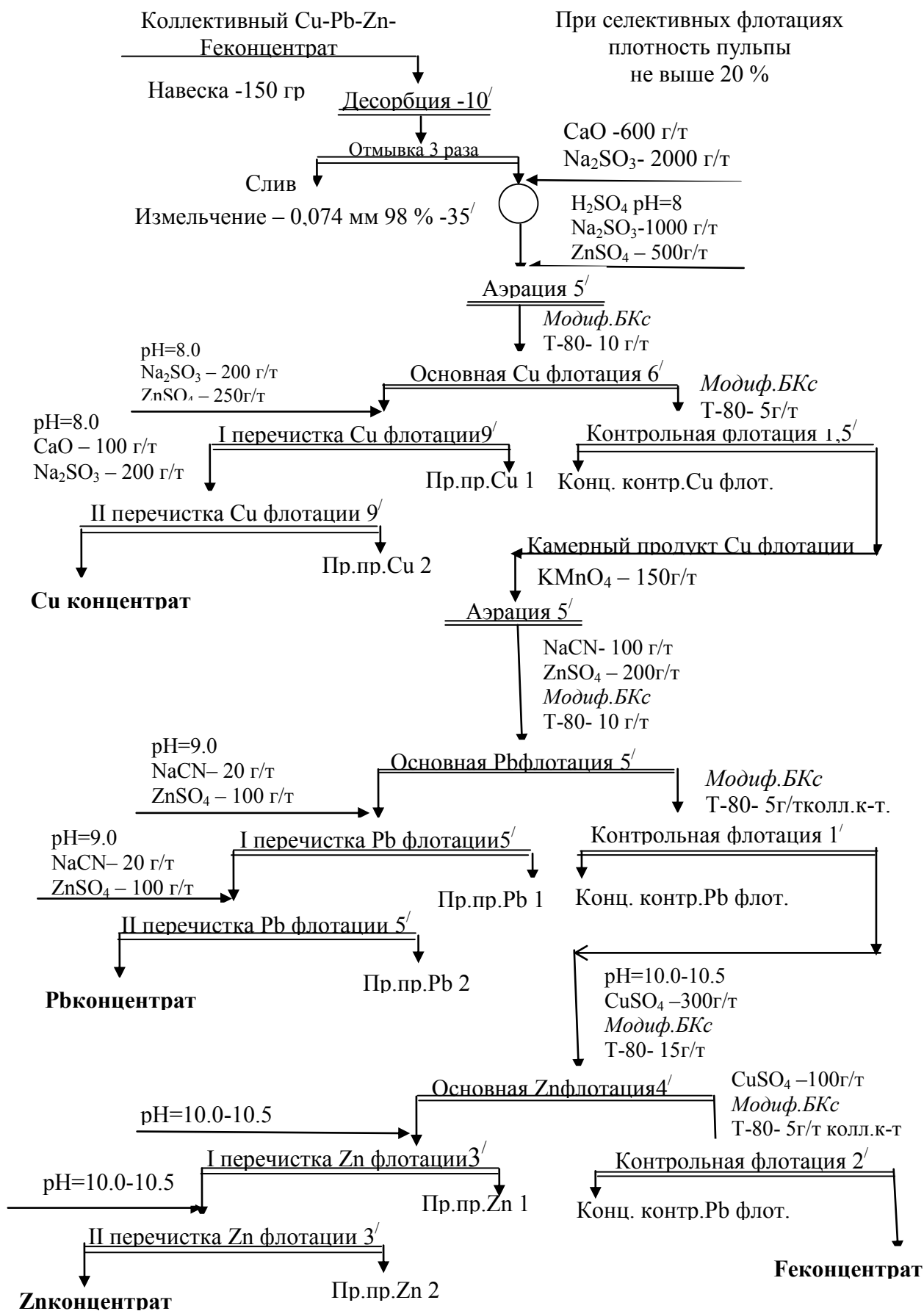


Рисунок 4.1.4 - Схема селективной флотации полиметаллической руды
Артемьевского месторождения.

Использование модифицированного ксантогена при оптимальном расходе 10 г/т позволяет повысить извлечение меди на 4,5 %. В этом случае получен медный концентрат с содержанием меди 28,5% при извлечении 66,3 %.

С применением бутилового ксантогената получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 55,8 % при извлечении 85,1 %. Использование модифицированного БКс при оптимальном расходе 15 г/т позволяет повысить извлечение свинца в концентрат примерно на 3 - 5 %. При этом получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 56,1 % при извлечении 90,1 %.

Цинковый цикл флотации проводился при pH 10,0 - 10,5 с использованием в качестве активатора цинковых минералов медного купороса. Получен цинковый концентрат с содержанием цинка 52,9 % при извлечении 78,9 %. В камерном продукте цинковой флотации получен пиритный концентрат с содержанием железа 44,8 % при извлечении 86,6 % (на рисунке 4.1.4.).

Таблица 4.1.4. - Результаты испытаний модифицированного ксантогената на основе композиционных смесей при варьированных расходах в сравнении с известным реагентным режимом

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %				Условия опыта
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Си концентрат	7,5	1,5	26,9	6,4	30,2	1,4	59,7	1,8	13,9	БК 15 г/т
Промеж. прод. Си 2	4,2	13,4	10,9	16,7	15,8	6,9	13,5	2,6	4,1	
Промеж. прод. Си 1	5,3	20,6	6,4	24,1	9,7	13,3	10,0	4,8	3,2	
Пен. контр. прод Си	3,7	4,9	4,6	14,2	6,9	2,2	5,0	2,0	1,6	
Камерный прод. Си	79,3	7,9	0,5	30,1	15,9	76,3	11,7	88,9	77,3	
Коллект. концен-т	100	8,2	3,4	26,9	16,3	100	100	100	100	
Си концентрат	7,9	1,5	28,5	4,9	33,6	1,4	66,3	1,5	16,7	МК 10 г/т
Промеж. прод. Си 2	3,4	10,3	13,4	7,3	14,3	4,2	13,4	1,0	3,1	
Промеж. прод. Си 1	5,3	12,6	5,3	9,5	9,8	7,9	8,3	2,0	3,3	
Пен. контр. прод Си	4,2	10,9	5,9	8,9	11,3	5,4	7,3	1,5	3,0	
Камерный прод. Си	79,2	8,6	0,2	29,7	14,8	81,0	4,7	94,0	73,9	

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %				Условия опыта
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. концен-т	100	8,4	3,4	25,0	15,9	100	100	100	100	
Pb концентрат	13,9	55,8	0,2	4,9	2,5	85,1	13,4	2,3	2,2	БК 15 г/т
Промеж. прод. Pb 2	2,1	21,1	0,3	8,5	3,1	4,9	3,0	0,6	0,4	
Промеж. прод. Pb 1	3,2	12,9	0,3	17,9	8,4	4,5	4,6	1,9	1,7	
Пенн. прод. Pb фл.	2,9	3,9	0,3	7,4	4,9	1,2	4,2	0,7	0,9	
Камер. прод. Pb	77,9	0,5	0,2	36,1	19,1	4,3	74,8	94,5	94,8	
Камер. прод. Cu	100	9,11	0,21	29,7	15,7	100	100	100	100	
Pb концентрат	14,1	56,1	0,2	4,2	2,0	90,1	14,8	2,0	1,9	МК 15 г/т
Промеж. прод. Pb 2	2,4	9,4	0,1	8,9	2,6	2,6	1,3	0,7	0,4	
Промеж. прод. Pb 1	2,9	3,7	0,1	15,6	2,8	1,2	1,5	1,5	0,5	
Пенн. прод. Pb фл.	3,7	4,1	0,1	6,6	2,1	1,7	1,9	0,8	0,5	
Камер. прод. Pb	76,9	0,5	0,2	36,9	19,1	4,4	80,5	95,0	96,7	
Камер. прод. Cu	100	8,78	0,19	29,9	15,2	100	100	100	100	
Zn концентрат	53,2	0,7	0,1	52,9	1,9	54,8	53,2	78,9	6,1	БК 25 г/т
Промеж. прод. Zn 2	4,3	0,6	0,1	44,3	6,2	3,8	4,3	5,3	1,6	
Промеж. прод. Zn 1	5,8	0,6	0,1	36,6	9,1	5,1	5,8	6,0	3,2	
Пенн. прод. Zn фл.	4,9	0,5	0,1	36,8	8,2	3,6	4,9	5,1	2,4	
Феконцентрат	31,8	0,7	0,1	5,3	44,8	32,7	31,8	4,7	86,6	
Камер. прод. Pb	100	0,68	0,10	35,6	16,4	100	100	100	100	
Zn концентрат	55,3	0,6	0,1	54,5	1,9	55,6	55,3	83,5	6,2	МК 20 г/т
Промеж. прод. Zn 2	3,9	0,6	0,1	46,8	6,2	3,9	3,9	5,1	1,4	
Промеж. прод. Zn 1	4,1	0,6	0,1	38,4	9,1	4,1	4,1	4,4	2,2	
Пенн. прод. Zn фл.	3,2	0,5	0,1	36,3	8,2	2,7	3,2	3,2	1,5	
Феконцентрат	33,5	0,6	0,1	4,2	44,8	33,7	33,5	3,9	88,6	
Камер. прод. Pb	100	0,60	0,10	36,1	16,9	100	100	100	100	

Таким образом, были установлены оптимальные условия флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения с получением селективных концентратов меди, свинца и цинка. Наилучшие технологические показатели дает модифицированный бутиловый ксантогенат.

4.1.3. Разработка технологии получения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с применением модифицированного аэрофлота и разделением камерного продукта

Исследования по флотуемости полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды в присутствии нового реагента - модифицированного бутилового ксантогената проводились в режиме открытого и замкнутого циклов. Процесс получения селективных медного, свинцового и цинкового концентратов путем обогащения полиметаллической руды, приведена на рисунках 4.1.3 и 4.1.4.

Схема флотации включала в себя измельчение руды до 70-75 % класса – 0,074 мм, основную коллективную медно-свинцово-цинково-пиритную флотацию, две перечистки коллективного концентрата и контрольную флотацию. В качестве собирателя использовали базовый бутиловый аэрофлот и модифицированный аэрофлот, в качестве пенообразователя – Т-80. При общем расходе базового бутилового аэрофлота 85 г/т получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат с содержанием меди 4,1 %, свинца – 8,5 %, цинка – 23,8 %. Извлечение меди при этом составило 84,7 %, свинца – 81,5 %, цинка – 85,6 %. Проведены флотационные опыты по определению оптимального расхода модифицированного аэрофлота. Результаты флотации представлены в табл. 4.1.5.

Расход модифицированного аэрофлота варьировался от 65 до 100 г/т. Как видно из табл. 4.5. выбран оптимальный расход модифицированного аэрофлота, который составил 75 г/т. При этом получен коллективный медно-свинцово-цинковый концентрат с содержанием меди 4,05 %, свинца – 8,71 %, цинка – 25,9 %. Извлечение меди в коллективный концентрат составило 85,9 %, свинца – 84,5 %, цинка – 88,9 %. Применение модифицированного аэрофлота позволяет увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,5 - 3 % [115,120,123].

Технологическая переработка коллективного медно-свинцово-цинкового концентратов Артемьевского месторождения предусматривает селективную медную, свинцовую и цинковую флотацию, которая представлена в главе 4.1.2.

Таблица 4.1.5. – Результаты флотации руды Артемьевского месторождения с получением коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с применением базового бутилового аэрофлота и модифицированного аэрофлота

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %				Условия опыта
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. к-т	24,50	8,5	4,1	23,8	18,9	81,5	84,7	85,6	56,6	БА – 85 г/т
Пр. прод. 2	3,60	3,5	1,3	8,3	10,5	4,9	3,9	4,4	4,6	
Пр. прод. 1	5,40	1,9	0,9	5,5	7,4	4,0	4,1	4,4	4,9	
Пен.контр. 1	3,80	3,1	0,6	6,9	8,5	4,6	1,9	3,8	4,0	
Хвосты	62,70	0,2	0,1	0,2	3,9	4,9	5,3	1,8	29,9	
Исход.руда	100,0	2,55	1,19	6,81	8,18	100	100	100	100	
Коллект. к-т	25,64	8,71	4,05	25,9	18,6	84,5	85,9	88,9	57,4	МА – 75 г/т
Пр. прод. 2	2,89	2,5	1,1	9,6	10,2	2,7	2,6	3,7	3,5	
Пр. прод. 1	7,56	1,75	0,6	4,1	9,4	5,0	3,7	4,1	8,5	
Пен.контр. 1	6,01	1,5	0,6	2,2	8,7	3,4	3,0	1,8	6,3	
Хвосты	57,90	0,2	0,1	0,2	3,5	4,4	4,8	1,5	24,3	
Исход.руда	100,0	2,65	1,21	7,49	8,34	100	100	100	100	

После медного цикла проведены исследования флотации коллективного свинцово-цинкового концентрата с применением базового реагента и модифицированного аэрофлота с получением свинцового и цинкового концентратов. В сравнение с базовым аэрофлотом, содержание свинца в свинцовом концентрате возрастает от 54,1 до 56,4 %, извлечение остается постоянным. Получен цинковый концентрат с содержанием цинка 53,3 % при извлечении 85,8 %, и с содержанием 52,4 при извлечении 83,7 %.

Статическая обработка проведенных экспериментов для технологического режима полиметаллической руды Артемьевского месторождения приведена в ПРИЛОЖЕНИИ Б.

Таблица 4.1.6. - Результаты испытаний модифицированного аэрофлота на основе композиционных смесей при варьированных расходах в сравнении с известным реагентным режимом

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %				Условия опыта
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Сu конц-т	8,10	1,0	26,8	5,1	27,6	0,9	62,4	1,3	13,3	БА 15 г/т
Пр. прод. Сu 2	4,90	12,1	7,5	28	14,5	6,6	10,6	4,5	4,2	
Пр. прод. Сu 1	5,20	22,1	10,2	19,3	15,9	12,7	15,3	3,3	4,9	
Кам. прод. Сu	81,8	8,8	0,5	34,2	15,9	79,8	11,8	90,9	77,6	
Колл. к-т	100,0	9,02	3,48	30,8	16,8	100	100	100	100	
Сu конц-т	8,28	1,5	28,9	2,4	27,6	1,51	66,9	0,79	13,5	МА 10 г/т
Пр. прод. Сu 2	3,94	10,1	7,8	18,4	14,5	4,84	8,60	2,88	3,39	
Пр. прод. Сu 1	6,40	13,4	11,1	9,1	15,9	10,4	19,9	2,31	6,06	
Кам. пр. Сu	81,38	8,4	0,2	29,1	15,9	83,2	4,56	94,0	77,0	
Колл. к-т	100,0	8,2	3,6	25,2	16,9	100	100	100	100	
Pb конц-т	13,5	54,1	0,4	5,2	3,1	89,7	38,4	2,5	2,5	БА 15 г/т
Пр. прод. Pb 2	1,9	10,9	0,1	7,6	2,7	2,5	1,4	0,5	0,3	
Пр. прдо. Pb 1	2,8	3,6	0,1	12,6	2,9	1,2	2,0	1,3	0,5	
Пен. Pbфл.	3,6	3,9	0,1	7,5	3,1	1,7	2,6	1,0	0,7	
Кам. пр. Pb	78,2	0,5	0,1	34,1	20,7	4,8	55,7	94,8	96,1	
Кам. пр.Сu	100	8,14	0,14	28,1	16,8	100	100	100	100	МА 10 г/т
Pb конц-т	14,1	56,4	0,4	4,8	2,5	89,4	39,6	2,3	2,2	
Пр. прод. Pb 2	2,1	11,4	0,1	8,6	2,4	2,7	1,5	0,6	0,3	
Пр. прод. Pb 1	2,4	3,4	0,1	13,4	2,6	0,9	1,7	1,1	0,4	
Пен..Pbфл.	4,8	4,9	0,1	6,3	2,9	2,6	3,4	1,0	0,9	
Кам. прод. Pb	76,6	0,5	0,1	36,1	19,9	4,3	53,8	94,9	96,2	МА 10 г/т
Кам. пр.Сu	100	8,89	0,14	29,1	15,8	100	100	100	100	
Zn конц-т	50,9	0,5	0,1	52,4	4,2	50,1	50,9	83,7	11,0	

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %				Условия опыта
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Пр. прод. Zn 2	3,6	0,4	0,1	29,6	5,1	2,8	3,6	3,3	0,9	БА 25 г/т
Пр. прод. Zn 1	1,9	0,6	0,1	20,6	3,9	2,2	1,9	1,2	0,4	
Пен. Znфл.	4,9	0,7	0,1	25,9	3,9	6,8	4,9	4,0	1,0	
Fe конц-т	38,7	0,5	0,1	6,4	43,5	38,1	38,7	7,8	86,7	
Кам.прод. Pb	100	0,51	0,10	31,8	19,4	100	100	100	100	МА 20 г/т
Zn конц-т	51,2	0,4	0,1	53,3	3,2	41,3	51,2	85,8	8,3	
Пр. прод. Zn 2	4,1	0,7	0,1	29,6	5,4	5,8	4,1	3,8	1,1	
Пр. прод. Zn 1	2,8	0,5	0,1	24,1	7,9	2,8	2,8	2,1	1,1	
Пен. Zn фл.	3	0,5	0,1	32,7	7,2	3,0	3,0	3,1	1,1	
Fe конц-т	38,9	0,6	0,1	4,2	44,6	47,1	38,9	5,1	88,3	
Кам.прод. Pb	100	0,50	0,10	31,8	19,6	100	100	100	100	

Как видно из результатов табл. 4.1.6, оптимальный расход модифицированного аэрофлота при медной и свинцовой флотации составил 10 г/т. Оптимальный расход модифицированного аэрофлота в цинковом цикле составлял 20 г/т. При этом, по сравнению с базовым аэрофлотом, содержание меди в медном концентрате возрастает от 26,8 до 28,9 %, а извлечение меди в медный концентрат увеличивается с 62,4 до 66,9 %. При расходе 15 г/т извлечение меди возрастает до 68,6 %, но при этом содержание меди в концентрате падает до 26,4 %.

Применение модифицированного аэрофлота позволяет повысить содержание меди, свинца и цинка в разноименные концентраты на 0,9 - 2,3 % при увеличении извлечения, соответственно, на 0,3 - 4,5 %. Снижает расход собирателя на 10 - 15 %.

Таким образом, были установлены оптимальные условия флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения с получением селективных концентратов меди, свинца и цинка.

4.1.4. Укрупненные лабораторные испытания модифицированного реагента при переработке руды Артемьевского месторождения

Проведены укрупнено-лабораторные испытания флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения с целью получения селективных медного, свинцового и цинкового концентратов с использованием нового синтезированного модифицированного аэрофлота при оптимальных расходах (Cu флотации -10; Pb флотации -15; Zn флотации - 20 г/т) и базового бутилового ксантогената (Cu флотации -15; Pb флотации -15; Zn флотации - 25 г/т). Результаты представлены в табл. 4.1.5 и 4.1.6.

В процессе испытаний переработано 10 кг руды Артемьевского месторождения приведенного выше состава в замкнутом цикле согласно схеме 4.1.4. Модифицированные флотореагенты готовили из отходов сивушного масла Айдабульского спиртового завода.

Расход реагентов в селективной медной, свинцовой и цинковой флотации представлен в табл. 4.1.7, а сравнительные результаты флотационных опытов, проведенных при оптимальном расходе базового бутилового и модифицированного аэрофлота (в открытых циклах) приведены в табл. 4.1.8.

Таблица 4.1.7. – Расход реагентов в селективной медной, свинцовой и цинковой флотации

Наименование процесса флотации	Расход реагентов, г/т								
	БА	МА	Т-80	ZnSO ₄	NaCN	CaO	CuSO ₄	Na ₂ SO ₃	Na ₂ S
Измельчение	-	-	-	-	-	-	-	-	70
Коллек. флот.	70	60	90	-	-	-	-	-	-
Контр. флот.	15	15	20	-	-	-	-	-	-
Доизмельчение	-	-	-	-	-	600	-	2000	-
рН среды 8,0									
Сu флотация	10	7	10	500	-	-	-	1000	-
Сu контр. флот.	5	3	10	-	-	-	-	-	-
I и II перер. Сu	-	-	-	200	-	100	-	450	-

Наименование процесса флотации	Расход реагентов, г/т								
	БА	МА	Г-80	ZnSO ₄	NaCN	CaO	CuSO ₄	Na ₂ SO ₃	Na ₂ S
рН среды 9,0									
Pb флотация	10	7	10	200	100	-	-	-	-
Pb контр. флот	5	3	5	-	-	-	-	-	-
I и II перер. Pb	-	-	-	200	40	-	-	-	-
рН среды 10,0 – 10,5									
Zn флотация	20	15	15	-	-	-	300	-	-
Zn контр. флот	5	5	15	-	-	-	300	-	-
Общий расход реагентов	140	115	175	1100	140	700	600	3450	70

Таблица 4.1.8. – Сравнительные результаты флотационных опытов переработки полиметаллической руды, проведенных при оптимальном расходе базового бутилового и композиционного аэрофлота (в открытых циклах)

Цикл	Расход реагента, г/т руды		Выход коллектив конц, %	Содержание, % (вес.)				Извлечение, %			
	БА	МА		Cu.	Pb.	Zn.	Fe.	Cu.	Pb.	Zn.	Fe.
Cu.	15	-	8,1	26,8	1,0	5,1	27,6	62,4	0,9	1,3	13,3
	-	-	3,8	30,5	0,5	1,2	32,1	31,4	0,2	0,2	7,5
	-	10	8,28	28,9	1,5	2,4	27,6	66,9	1,51	0,79	13,5
Pb.	15	-	13,5	0,4	54,1	5,2	3,1	38,4	89,7	2,5	2,5
	-	7	13,4	0,3	45,8	3,6	2,1	27,7	70,4	1,7	1,8
	-	10	14,1	0,4	56,4	4,8	2,5	39,6	89,4	2,3	2,2
	-	15	15,6	0,4	40,9	7,9	5,4	33,0	71,8	4,4	5,4
Zn.	25	-	50,9	0,1	0,5	52,4	4,2	50,9	50,1	83,7	11,0
	-	10	48,9	0,2	0,7	50,2	7,9	65,7	52,6	78,7	20,0
	-	15	50,1	0,1	0,5	52,9	6,5	50,1	48,7	81,8	17,0
	-	20	51,2	0,1	0,4	53,3	3,2	51,2	41,3	85,8	8,3
	-	25	52,9	0,1	0,5	50,1	7,1	52,9	48,2	83,1	19,3

Для подтверждения оптимального расхода в качестве собирателя – модифицированного аэрофлота была проведена серия экспериментов в режиме замкнутого цикла.

Результаты флотации коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата Артемьевского месторождения с применением модифицированного аэрофлота и получением селективного медного, свинцового и цинкового концентратов при оптимальном расходе реагента представлены в табл.4.1.9.

Таблица 4.1.9. – Результаты укрупненно-лабораторных испытаний по переработке руды Артемьевского месторождения

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %			
		Cu	Pb	Zn	Fe	Cu	Pb	Zn	Fe
Баланс металлов по стандартном режиме									
Сu концентрат	5,1	26,8	1	3,25	23	81,64	1,90	1,94	14,78
Pb концентрат	4,3	1,1	54	5,11	2,8	2,82	86,79	2,57	1,52
Zn концентрат	15,4	1,2	0,5	52,2	3,1	11,0	2,88	94,1	6,0
Хвосты отвал	75,2	0,1	0,3	0,16	8,2	4,54	8,43	1,40	77,69
Руда	100	1,67	2,67	8,54	7,9	100	100	100	100
Баланс металлов по предлагаемой технологий									
Сu концентрат	5,2	28,9	1,2	3,4	22,2	83,25	2,27	2,01	14,71
Pb концентрат	4,4	1,2	55	4,27	3	2,92	88,28	2,13	1,7
Zn концентрат	15,6	1,12	0,7	53,4	3,2	9,68	3,99	94,6	6,36
Хвосты отвал	74,8	0,1	0,2	0,14	8,1	4,14	5,45	1,21	77,23
Руда	100	1,80	2,74	8,80	7,8	100	100	100	100

В процессе укрупненно - лабораторных испытаний по переработке руды Артемьевского месторождения полученные технологические показатели подтвердили рациональность использования предложенного композиционного аэрофлота, обеспечивающего повышение извлечения меди на 1,61 %, свинца на

1,49 % и цинка на 1,2 % с одновременным повышением основного компонента в концентрат: меди на 2,1 %, свинца на 1 % и цинка на 1,6 % [117].

При этом в медном, свинцовом и цинковым циклах расход модифицированного реагента снижается на 5 г/т.

Таким образом, опыты показывают перспективность применения реагента - композиционного аэрофлота, который можно использовать в качестве собирателя процесса флотации полиметаллических руд.

4.2.Разработка и укрупненно-лабораторные испытания технологии обогащения медно-молибденовой руды

4.2.1 Характеристика медно-молибденовой руды месторождения Актогай

Минеральные ресурсы месторождения Актогай составляют 1 719 млн. тонн при среднем содержании меди 0,33 %. Актогай является одним из крупнейших месторождений меди и молибдена в мире, месторождение входит в число уникальных на бывшем советском пространстве.

Верхняя часть рудного тела месторождения Актогай представлена окисленными рудами, которые перерабатываются по технологии кучного выщелачивания.

Вторым продуктом, получаемым при переработке руды месторождения Актогай является молибденовый концентрат. Ориентировочное содержание молибдена в месторождении 115 тыс. тонн [114,122,124].

В исследуемой пробе руды месторождения основной медьсодержащий минерал - халькопирит. Он характеризуется относительно равномерным распределением. Наиболее представительной формой выделения его являются вкрапления размером 0,003-1,0 мм. В обогащенных участках халькопирит образует гнездовидные выделения и скопления величиной 1,8-2,5 мм. Молибденит образует единичные пластины (0,001-0,1 мм) в кварцевых, калишпатовых и хлорит-кварц-калишпатовых прожилках. Корродируется

блеклой рудой, обрастает зернами халькопирита. Кварц-молибденитовые прожилки секутся прожилками позднего карбоната.

В табл.4.2.1. и 4.2.2 приведены результаты рентгенофазового анализа исследуемой пробы руды, а на рисунках 4.2.1. и 4.2.2 - результаты ИК-спектроскопического и минералогического анализов.

Из табл. 4.2.1. следует, что наиболее представительными фазами руды является кварц, альбит, анорит и клинохор, в меньших количествах присутствуют глаголевит, графит, иллит, фиррит, нефелин, мусковит.

Таблица 4.2.1. - Результаты рентгенофазового анализа исходной пробы руды месторожденияАктогай

CompoundName	Formula	S-Q
Quartz, syn	SiO ₂	34,1
Albite, calcian, ordered	(Na,Ca)Al(Si,Al) ₃ O ₈	18,7
Anorthite, sodian, intermediate	(Ca,Na)(Si,Al) ₄ O ₈	15,0
Clinochlore-2MIIb	Mg ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	12,9
Glagolevite	NaMg ₆ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,O) ₈ ·H ₂ O	4,4
Graphite, syn	C	3,0
Ferrierite	(Na,K,Mg) ₂ (Si,Al) ₁₈ O ₃₆ ·9H ₂ O	2,7
Nepheline, potassian, syn	(K,Na)AlSiO ₄	2,6
Illite-2M1 (NR)	(K,H ₃ O)Al ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	2,2
Muscovite-1M, syn	KAl ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	2,1
Aegirine-augite	(Na,Ca)Fe+3Si ₂ O ₆	2,0
Fluoro-arfvedsonite, manganoan lithian potassian	Na ₃ (Fe,Mn,Mg) ₄ FeSi ₈ O ₂₂ (F,OH) ₂	

Результаты рентгенфазового анализа подтверждены данными ИК-спектроскопических исследований (рисунок 4.2.1.), согласно котором в пробе присутствуют:

- кварц α-SiO₂ – 1086, 797, 778, 695, 516, 464, 397, 374 см⁻¹ [108, 109],

- кальцит CaCO_3 – 1792, 1418, 876п, 713п см^{-1} [108, 110];
 - олигоклаз ($\text{Ca}_{0.1-0.3}$, $\text{Na}_{0.9-0.7}$) $(\text{Al}, \text{Si}) \text{Si}_2\text{O}_8$ – 1006, 761, 645, 586, 464, 432 см^{-1} [108,110];
 - альбит $\text{Na}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ – 761, 743п, 725п, 645, 609п, 586, 533, 464, 432 см^{-1} [110];
 - ортоклаз $-\text{K}[\text{AlSi}_3\text{O}_8]$ –1032, 761, 725п, 645, 586, 432 см^{-1} [109].
- Возможно присутствие, пирита FeS_2 – 347 см^{-1} [108].

В высокочастотной области в диапазоне проявления валентных колебаний νOH зафиксированы полосы поглощения с максимумами при волновых числах - 3564, 3491 см^{-1} . Полоса поглощения при 3564 см^{-1} может быть отнесена к валентным колебаниям νOH минерала из группы хлоритов. Полоса поглощения с максимумом при 3491 см^{-1} может соответствовать прениту $\text{Ca}_2\text{Al}_2[(\text{OH})_2|\text{Si}_3\text{O}_{10}]$ и алунисту $\text{KAl}_3[(\text{OH})_6|(\text{SO}_4)_2]$.

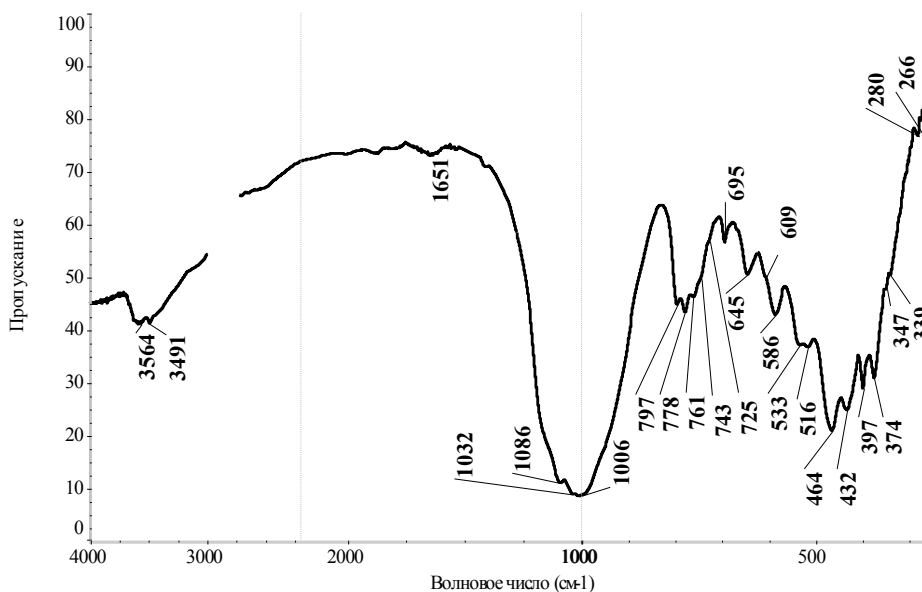


Рисунок 4.2.1. - Инфракрасный спектр исходной руды месторождения Актогай

Полосы при волновых числах 340п, 279, 266 см^{-1} попадают в диапазон проявления характеристических полос поглощения полиэдров FeO_6 -350-250 см^{-1} ; MgO_6 -400-300 см^{-1} .

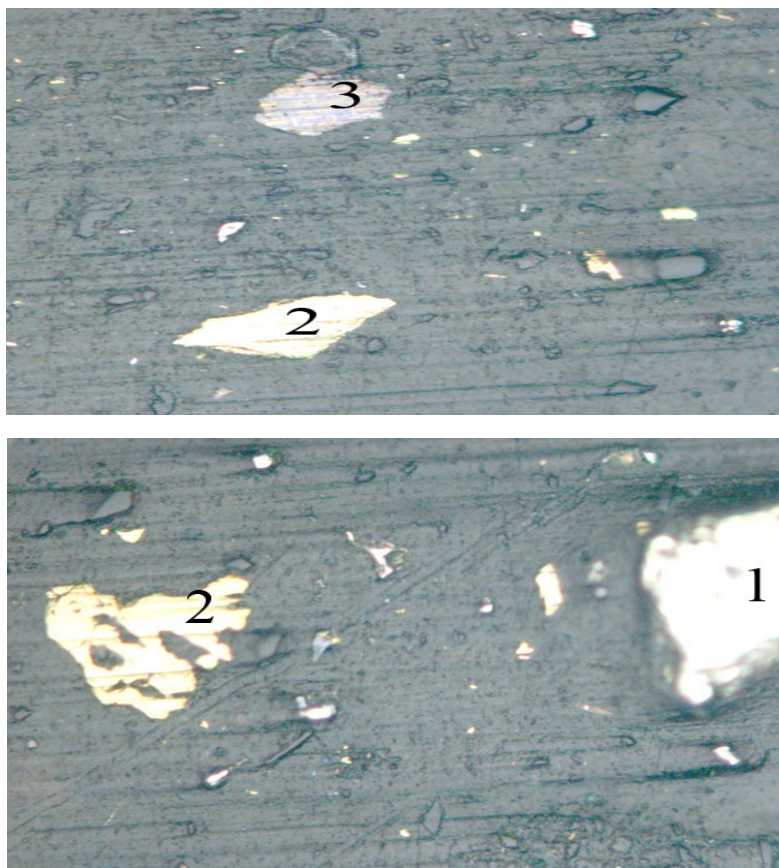


Рисунок 4.2.2. – Минералогический состав исходной руды:

1 – пирит; 2 – халькопирит; 3 – борнит.

В табл. 4.2.2. представлены результаты рационального анализа исследуемой руды.

Таблица 4.2.2. – Рациональный анализ руды месторождения Актогай

Фазы	Содержание	
	абсолютное	относительное
Медь:		
Халькопирит	0,25	73,5
Борнит	0,03	8,8
Халькозин	0,05	14,7
Азурит	0,01	3,0
Общая	0,34	100,0
Молибден:		
Молибденит	0,0096	96,0
Повеллит	0,0004	4,0
Общий	0,01	100,0

По результатам химического анализа в исходной пробе руды содержится 0,009 % молибдена; 0,4 % меди; 0,58 % серы; 5,2 % железа; 4,6 % CaO; 16,5 % Al₂O₃; 55,7 % SiO₂; 4,6 % MgO; 0,27 % Ti.

В ходе исследований проведен гранулометрический анализ исходной руды. навеска руды составляла 500 грамм. Результаты ситового анализа представлены в табл. 4.2.3.

Таблица 4.2.3. – Распределение полезных компонентов в дробленой руде

Класс крупн., мм	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
		Cu	Mo	Cu	Mo
-2,5+1	31,25	0,35	0,0075	26,5	20,7
-1,0+0,5	29,5	0,33	0,01	23,6	26,0
-0,5+0,2	18,2	0,4	0,011	17,6	17,7
-0,2+0,1	7,5	0,52	0,016	9,4	10,6
-0,1+0,071	3,95	0,63	0,019	6,0	6,6
-0,071+0,05	5,0	0,55	0,015	6,7	6,6
-0,05	4,6	0,91	0,029	10,2	11,8
Исх. руда	100	0,41	0,011	100,0	100,0

Из табл. 4.2.3 видно, что около 50,1 % меди и 46,7 % молибдена в исходной руде находится в классах -2,5+0,5 мм.

При более глубоком измельчении руды (до 90 % класса -0,074 мм) выявлено, что большая часть меди и молибдена (75-77 %) распределяется по классам +50 мкм и -20 мкм. В классе крупности + 50 мкм содержится 33,0 % меди и 41,0 % молибдена; в классе -20 мкм находится 42,1 % меди и 36,0 % молибдена. Результаты исследований представлены в табл.4.2.4.

Таблица 4.2.4. – Гранулометрический состав измельченной руды

Класс крупности, мкм	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
		Cu	Mo	Cu	Mo
+60	19,9	0,41	0,017	21,2	30,9
-60+50	12,3	0,37	0,009	11,8	10,1
-50+40	12,3	0,38	0,011	12,1	12,3
-40+30	2,0	0,43	0,011	2,3	2,0
-30+20	10,7	0,38	0,009	10,5	8,7
-20+10	23,6	0,39	0,011	23,8	23,7
-10+0	19,2	0,37	0,007	18,3	12,3
Исх. руда	100	0,39	0,011	100,0	100,0

4.2.2. Разработка технологии переработки медно-молибденовой руды

Коллективный медно-молибденовый концентрат из руды месторождения Актогай проводилась по технологическому режиму, включающему измельчение в шаровой мельнице и флотацию во флотомашинах объемом камер 3,0; 1,0; 0,5; 0,25; 0,15; 0,1 дм³ с применением традиционного ксантогената.

В цикле коллективной медно-молибденовой флотации проводились опыты по выявлению оптимальной степени измельчения руды и реагентного режима, необходимого для получения медно-молибденового концентрата.

Для проведения технологических исследований проба руды дробилась на лабораторной щековой дробилке и измельчалась в лабораторной шаровой мельнице.

Схема коллективной медно-молибденовой флотации руды месторождения Актогай представлена на рисунке 4.2.3. Цикл состоял из основной и контрольной коллективной медно-молибденовой флотации и трех перечисток коллективного медно-молибденового концентрата [91, 114,122].

В процесс измельчения подавали: известь для создания рН среды равной 8,0 – 9,0; сульфид натрия для сульфидизации минералов.

Основную коллективную медно-молибденовую флотацию проводили в течение 16 минут, контрольную - в течение 7 минут и использовали следующие реагенты в качестве: собирателя – бутиловый ксантогенат; вспенивателя – Т-80.

Во все три перечистки добавляли жидкое стекло для депрессии минералов пустой породы.

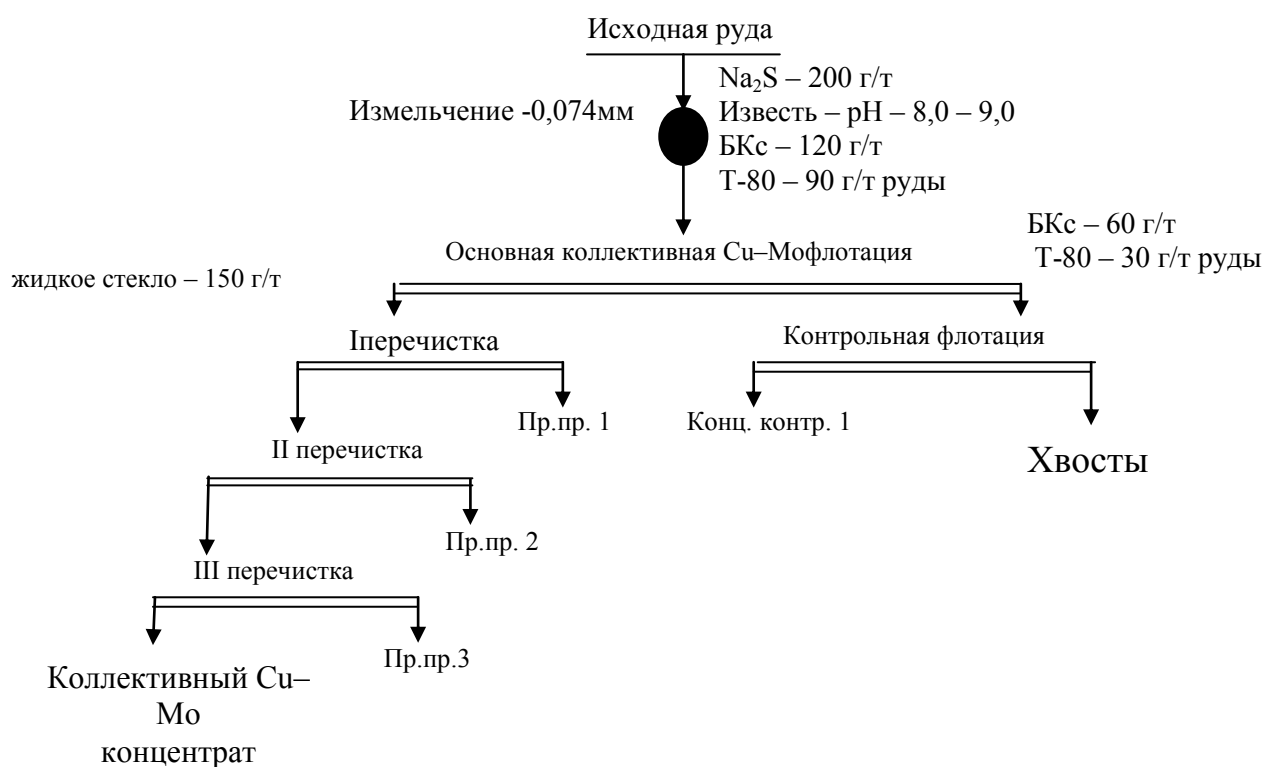


Рисунок 4.2.3 – Схема коллективной флотации медно-молибденовой руды.

Исследования в коллективном цикле проводились при разной степени измельчение исходной руды. Выявлено, что наилучшие показатели достигнуты при измельчении 94 % руды до класса 0,074 мм (табл. 4.2.5).

Таблица 4.2.5. – Результаты коллективной медно-молибденовой флотации в зависимости от степеней измельчения

Наименование продуктов	Выход %	Содержание%		Извлечение%		Условия опыта
		Cu	Mo	Cu	Mo	
Си-Мо концентрат	1,7	15,1	0,25	66,8	26,4	90 % кл. -0,074 мм
Промежуточ. прод. 1	8,5	0,1	0,01	2,2	5,3	
Промежуточ. прод. 2	1,6	0,29	0,012	1,2	1,2	
Промежуточ. прод. 3	1,0	1,0	0,02	2,6	1,2	
Конц. контр.флот.	3,4	0,12	0,016	1,1	3,4	
Хвосты	83,8	0,12	0,012	26,2	62,5	
Исходная руда	100	0,38	0,016	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,7	18,2	0,28	78,1	30,1	92 % кл. - 0,074 мм
Промежуточ. прод. 1	9,1	0,15	0,01	3,4	5,8	
Промежуточ. прод. 2	1,7	0,3	0,013	1,3	1,4	
Промежуточ. прод. 3	1,2	1,1	0,022	3,3	1,7	
Конц. контр.флот.	3,6	0,15	0,015	1,4	3,4	
Хвосты	82,7	0,06	0,011	12,5	57,6	
Исходная руда	100	0,40	0,016	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,7	19,6	0,31	82,2	34,0	94 % кл. - 0,074 мм
Промежуточ. прод. 1	9,5	0,15	0,01	3,5	6,1	
Промежуточ. прод. 2	1,8	0,3	0,014	1,3	1,6	
Промежуточ. прод. 3	1,3	1,1	0,024	3,5	2,0	
Конц. контр.флот.	3,7	0,15	0,014	1,4	3,3	
Хвосты	82	0,04	0,01	8,1	52,9	
Исходная руда	100	0,41	0,016	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,6	18,5	0,27	74,5	29,9	96 % кл. - 0,074 мм
Промежуточ. прод. 1	10,2	0,14	0,01	3,6	7,1	
Промежуточ. прод. 2	2,1	0,29	0,013	1,5	1,9	
Промежуточ. прод. 3	1,2	1,0	0,022	3,0	1,8	
Конц. контр.флот.	2,9	0,12	0,013	0,9	2,6	
Хвосты	82	0,08	0,01	16,5	56,7	
Исходная руда	100	0,40	0,014	100,0	100,0	

На рисунке 4.2.4 представлена кинетика измельчения исходной руды.

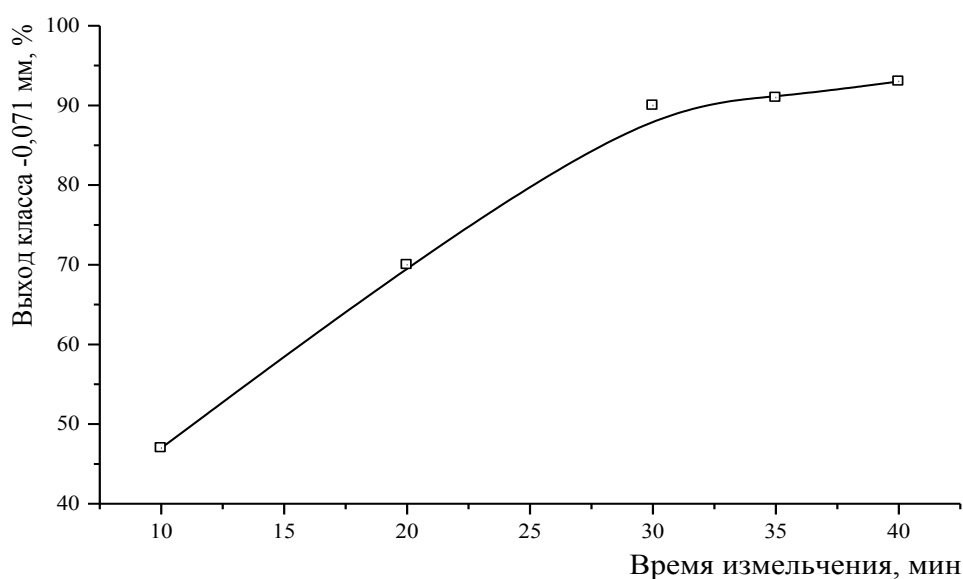


Рисунок 4.2.4 – Кинетика измельчения исходной руды

Из рисунка следует, что для получения 94 % фракций -0,074 мм класса продолжительность процесса измельчения должна составлять не менее 30 минут.

Далее определили оптимальный расход традиционного ксантогената в получении коллективного медно-молибденового концентрата. Расход ксантогената в экспериментах варьировался от 100 до 190 г/т. Результаты исследований представлены в табл. 4.2.6.

Результаты табл. 4.2.6 показывают, что оптимальным расходом традиционного ксантогената является 160 г/т. При этом получен коллективный медно-молибденовый концентрат с содержанием меди 21,3 % при извлечении 84,0 % и с содержанием молибдена 0,35 % при извлечении 37,7 %.

Таблица 4.2.6. – Результаты коллективной медно-молибденовой флотации с применением традиционного ксантогената

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Cu	Mo	Cu	Mo	
Си-Мо концентрат	1,6	17,6	0,31	74,8	32,6	Традиционный ксантогенат – 100 г/т
Промежуточ. прод. 1	9,5	0,2	0,01	5,1	6,2	
Промежуточ. прод. 2	1,8	0,31	0,014	1,5	1,7	
Промежуточ. прод. 3	1,3	1,2	0,024	4,1	2,1	
Конц. контр.флот.	3,7	0,14	0,014	1,4	3,4	
Хвосты	82,1	0,06	0,01	13,1	54,0	
Исходная руда	100	0,38	0,015	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,7	19,6	0,31	82,2	34,0	Традиционный ксантогенат – 130 г/т
Промежуточ. прод. 1	9,5	0,15	0,01	3,5	6,1	
Промежуточ. прод. 2	1,8	0,3	0,014	1,3	1,6	
Промежуточ. прод. 3	1,3	1,1	0,024	3,5	2,0	
Конц. контр.флот.	3,7	0,15	0,014	1,4	3,3	
Хвосты	82	0,04	0,01	8,1	52,9	
Исходная руда	100	0,41	0,016	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,6	21,3	0,35	84,0	37,7	Традиционный ксантогенат – 160 г/т
Промежуточ. прод. 1	5,3	0,16	0,01	2,1	3,6	
Промежуточ. прод. 2	1,8	0,31	0,011	1,4	1,3	
Промежуточ. прод. 3	1,2	1,0	0,021	3,0	1,7	
Конц. контр.флот.	3,8	0,12	0,013	1,1	3,3	
Хвосты	86,3	0,04	0,009	8,5	52,3	
Исходная руда	100	0,41	0,015	100,0	100,0	
Си-Мо концентрат	1,6	21	0,35	84,1	37,4	Традиционный ксантогенат – 190 г/т
Промежуточ. прод. 1	7,6	0,1	0,01	1,9	5,1	
Промежуточ. прод. 2	1,2	0,28	0,014	0,8	1,1	
Промежуточ. прод. 3	1,3	1,0	0,024	3,3	2,1	
Конц. контр.флот.	3,4	0,16	0,014	1,4	3,2	
Хвосты	84,9	0,04	0,009	8,5	51,1	
Исходная руда	100	0,40	0,015	100,0	100,0	

Далее были проведены исследования по отработке технологии селективной флотации коллективного медно-молибденового концентрата с применением традиционных флотореагентов (на рисунке 4.2.5).

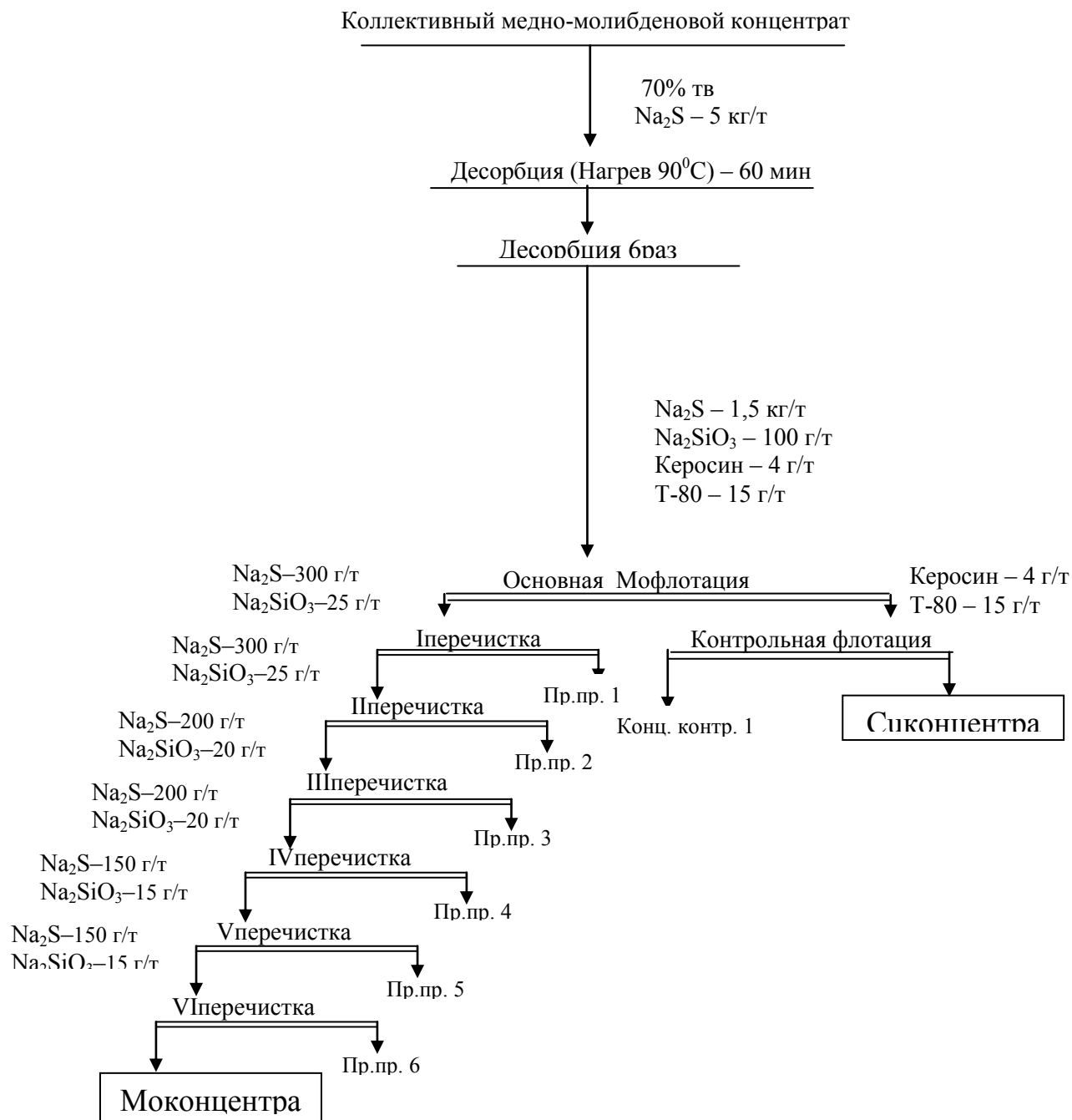


Рисунок 4.2.5 - Схема селективной флотации коллективного медно-молибденового концентрата

Технологическая схема селективной флотации включала десорбцию коллективного концентрата методом пропарки с сернистым натрием при температуре 85-90⁰С, отмывку, основную, контрольную молибденовую флотацию и шесть перечисток молибденового концентрата. Во всех операциях селективной флотации рН среды составляло 8,5-9,0. В качестве собирателя применяли керосин, депрессора – сернистый натрий и жидкое стекло, вспенивателя – Т-80. Полученные результаты представлены в табл. 4.2.7.

Таблица 4.2.7. – Результаты селекции коллективного медно-молибденового концентрата с применением базовых реагентов без доизмельчения

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Сu	Мо	Сu	Мо	
Мо концентрат	6,69	11,6	8,0	3,83	83,12	Без доизмельчения
Сu продукт	26,6	21,3	0,04	27,96	1,65	
Промежуточ. прод. 1	9,9	13,6	0,16	6,64	2,46	
Промежуточ. прод. 2	3,45	14,5	0,22	2,47	1,18	
Промежуточ. прод. 3	5,21	17,8	0,27	4,58	2,18	
Промежуточ. прод. 4	3,38	18,6	0,4	3,10	2,10	
Промежуточ. прод. 5	3,7	21,9	0,37	4,00	2,13	
Промежуточ. прод. 5	2,64	21,9	0,68	2,85	2,79	
Конц. контр.флот.	38,43	23,5	0,04	44,57	2,39	
Сu-Мо концентрат	100	20,26	0,644	100	100	

Из данных таблицы видно, что без применения доизмельчения коллективного медно-молибденового концентрата не удастся получить молибденовый и медный концентрат удовлетворительного качества. При этом получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 8,0 % при извлечении 83,12 % и медный концентрат с содержанием меди 21,3 % при извлечении 27,96 %.

Далее проведены исследования с применением одноразового доизмельчения (до 95 % класса -0,074 мм) коллективного медно-молибденового концентрата после десорбции перед основной молибденовой флотацией; второе

доизмельчение (до 97 % класса -0,074 мм) проводилось после второй перечистки молибденового концентрата, а третье (до 99 % класса -0,074 мм) – после четвертой перечистки. Результаты селекции с применением одного, двух и трех доизмельчений приведены в рисунке 4.2.6. и табл. 4.2.8.

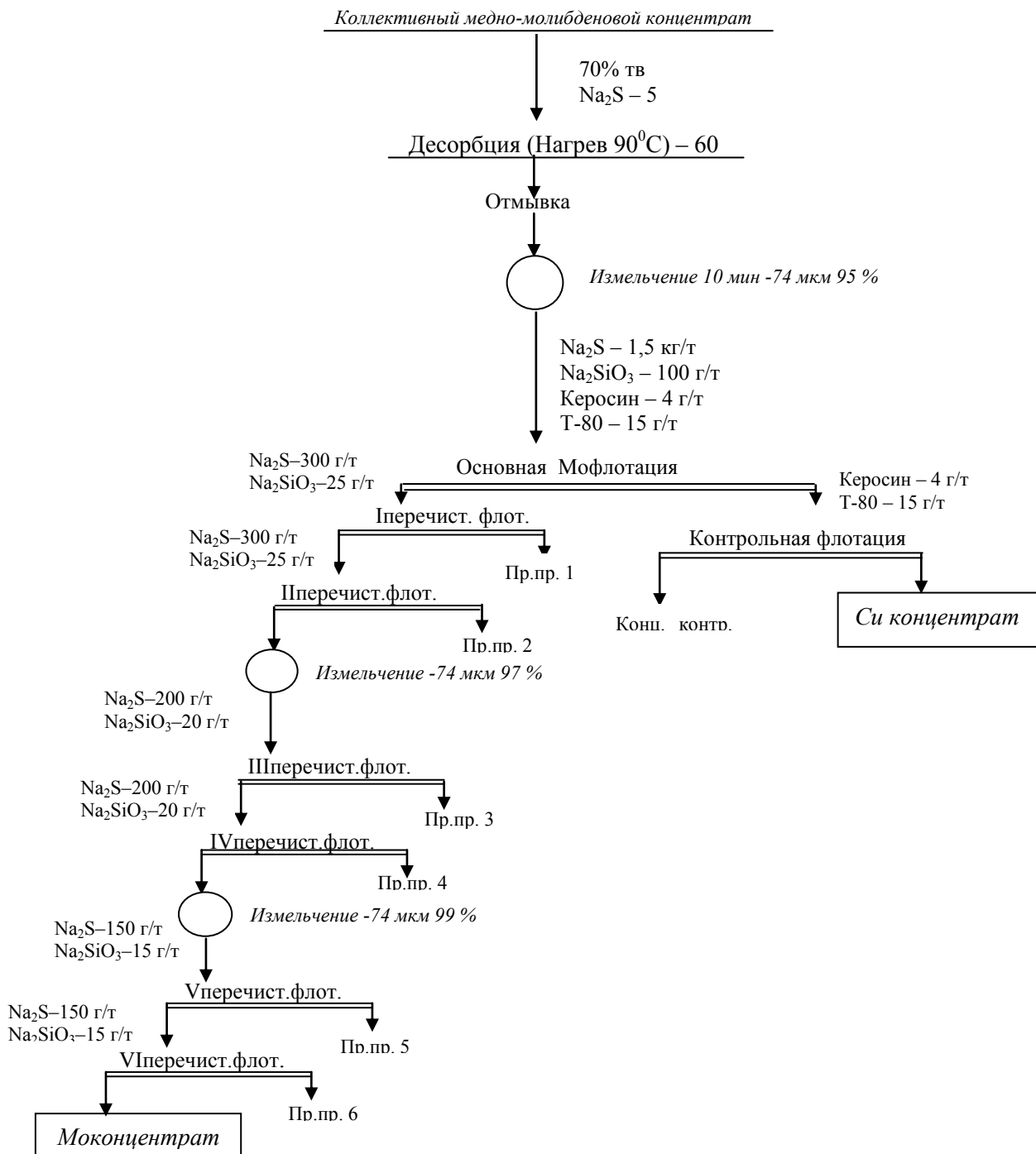


Рисунок 4.2.6 - Схема селективной флотации коллективного медно-молибденового концентрата с применением трех доизмельчений

Таблица 4.2.8. - Результаты селекции коллективного медно-молибденового концентрата с применением доизмельчений

Наименование продуктов	Выход %	Содержание %		Извлечение, %		Условия опыта
		Cu	Mo	Cu	Mo	
Мо концентрат	1,6	7,3	24,0	0,58	59,63	Первое доизмельчение (до 95 % класса -0,074 мм)
Cu продукт	56,7	21,9	0,05	61,23	4,40	
Промежут. прод. 1	8,6	17,9	0,18	7,59	2,40	
Промежут. прод. 2	14,9	17,5	1,1	12,86	25,45	
Промежут. прод. 3	4,1	18,8	0,3	3,80	1,91	
Промежут. прод. 4	2,6	19,6	0,39	2,51	1,57	
Промежут. прод. 5	2,1	21,7	0,4	2,25	1,30	
Промежут. прод. 6	2,0	22,4	0,7	2,21	2,17	
Конц. контр.флот.	7,4	19,1	0,1	6,97	1,15	
Cu-Mo концентрат	100	20,28	0,644	100	100	
Мо концентрат	0,7	2	38,0	0,07	42,82	Второе доизмельчение (до 97 % класса -0,074 мм) проводилось после второй перемешки молибденового концентрата
Cu продукт	57,1	21,7	0,05	60,79	4,60	
Промежут. прод. 1	7,2	16,8	0,2	5,93	2,32	
Промежут. прод. 2	6,1	17,1	0,9	5,12	8,84	
Промежут. прод. 3	7,8	18,2	0,9	6,96	11,30	
Промежут. прод. 4	8,2	19,6	1,2	7,88	15,84	
Промежут. прод. 5	4,1	21,6	1,4	4,34	9,24	
Промежут. прод. 6	2,0	23,7	1,5	2,33	4,83	
Конц. контр.флот.	6,8	19,7	0,02	6,57	0,22	
Cu-Mo концентрат	100	20,38	0,621	100	100	
Мо концентрат	0,4	1,2	42,6	0,02	27,89	Третье доизмельчение (до 99 % класса -0,074 мм) – после четвертой перемешки
Cu продукт	57,2	21,8	0,05	59,63	4,68	
Промежут. прод. 1	7,3	16,8	0,3	5,86	3,58	
Промежут. прод. 2	6,0	16,9	1,0	4,85	9,82	
Промежут. прод. 3	7,4	21,3	1,1	7,54	13,32	
Промежут. прод. 4	7,1	21,8	1,3	7,40	15,11	
Промежут. прод. 5	5,2	21,9	1,8	5,45	15,32	
Промежут. прод. 6	2,9	24,8	2,1	3,44	9,97	
Конц. контр.флот.	6,5	18,7	0,03	5,81	0,32	
Cu-Mo концентрат	100	20,91	0,611	100	100	

Из табл. 4.2.8. следует, что с применением одноразового доизмельчения получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 24,0 % при извлечении 59,63 % и медный концентрат с содержанием меди 21,9 % при извлечении 61,23 %.

С применением двух доизмельчений - молибденовый концентрат с содержанием молибдена 38,0 % при извлечении 42,82 % и медный концентрат с содержанием меди 21,7 % при извлечении 60,79 %. Третье доизмельчение приводит к ошламованию молибденита, что ухудшает селекцию меди и молибдена.

Таблица 4.2.9. – Результаты селекции коллективного медно-молибденового концентрата по базовой технологии в зависимости от расхода керосина

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Mo	Cu	Mo	Cu	
Mo концентрат	0,6	1,8	39,6	0,05	37,46	Керосин 2 г/т
Cu продукт	75,1	21,3	0,2	79,21	23,68	
Промежут. прод. 1	3,5	9,6	0,3	1,66	1,66	
Промежут. прод. 2	3,8	14,8	1,2	2,78	7,19	
Промежут. прод. 3	4,6	18,9	1,3	4,31	9,43	
Промежут. прод. 4	3,1	19,4	1,3	2,98	6,35	
Промежут. прод. 5	2,7	20,6	1,5	2,75	6,38	
Промежут. прод. 6	1,8	21,6	1,7	1,93	4,82	
Конц. контр.флот.	4,8	18,2	0,4	4,33	3,03	
Cu-Mo концентрат	100	20,19	0,634	100	100	
Mo концентрат	0,7	2,0	38,0	0,07	50,16	Керосин 4 г/т
Cu продукт	68,6	22,3	0,05	73,14	6,47	
Промежут. прод. 1	5,3	12,6	0,2	3,19	2,00	
Промежут. прод. 2	5,1	16,9	0,9	4,12	8,66	
Промежут. прод. 3	4,6	19,4	0,9	4,27	7,81	
Промежут. прод. 4	3,6	20,1	1,2	3,46	8,15	
Промежут. прод. 5	3,3	21,6	1,5	3,41	9,34	

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Mo	Cu	Mo	Cu	
Промежут. прод. 6	2,0	23,7	1,9	2,27	7,17	Керосин 4 г/т
Конц. контр.флот.	6,8	18,7	0,02	6,08	0,26	
Cu-Mo концентрат	100	20,92	0,530	100	100	
Mo концентрат	1,5	8,6	20,1	0,64	43,52	Керосин 6 г/т
Cu продукт	45,4	21,3	0,05	47,80	3,28	
Промежут. прод. 1	9,3	14,6	0,1	6,71	1,34	
Промежут. прод. 2	8,2	17,9	0,7	7,26	8,28	
Промежут. прод. 3	8,5	20,1	0,9	8,45	11,04	
Промежут. прод. 4	10,2	21,5	1,1	10,84	16,19	
Промежут. прод. 5	5,1	23,6	1,2	5,95	8,83	
Промежут. прод. 6	3,6	24,8	1,4	4,41	7,27	
Конц. контр.флот.	8,2	19,6	0,02	7,94	0,24	
Cu-Mo концентрат	100	20,23	0,693	100	100	

Таким образом, отработаны условия получения селективных концентратов меди и молибдена из руды месторождения Актогай по стандартной технологии.

Далее были проведены исследования селекции медно-молибденового концентрата с применением смеси дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения (дизельное топливо:нефть = 1:1) в зависимости от расхода модифицированного флотореагента в сравнении с базовой технологией (с керосином). Полученные результаты представлены в табл.4.2.10.

Таблица 4.2.10. –Результаты селекции коллективного медно-молибденового концентрата в зависимости от расхода модифицированного флотореагента

Наименование продуктов	Выход ,%	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Сu	Мо	Сu	Мо	
Мо концентрат	0,7	2,0	38,0	0,07	50,16	Керосин – 4 г/т
Сu продукт	68,6	22,3	0,05	73,14	6,47	
Промежут. прод. 1	5,3	12,6	0,2	3,19	2,00	
Промежут. прод. 2	5,1	16,9	0,9	4,12	8,66	
Промежут. прод. 3	4,6	19,4	0,9	4,27	7,81	
Промежут. прод. 4	3,6	20,1	1,2	3,46	8,15	
Промежут. прод. 5	3,3	21,6	1,5	3,41	9,34	
Промежут. прод. 6	2,0	23,7	1,9	2,27	7,17	
Конц. контр.флот.	6,8	18,7	0,02	6,08	0,26	
Сu-Мо концентр.	100	20,92	0,53	100	100	
Мо концентрат	0,8	1,8	38,1	0,07	49,23	
Сu продукт	69,1	22,7	0,09	73,62	10,05	
Промежут. прод. 1	4,9	13,4	0,3	3,08	2,37	
Промежут. прод. 2	4,7	17,5	0,7	3,86	5,31	
Промежут. прод. 3	4,3	20,1	1,2	4,06	8,33	
Промежут. прод. 4	3,9	21,3	1,3	3,90	8,19	
Промежут. прод. 5	3,1	22,6	1,6	3,29	8,01	
Промежут. прод. 6	1,8	23,9	2,1	2,02	6,11	
Конц. контр.флот.	7,4	17,6	0,2	6,11	2,39	
Сu-Мо концентр.	100	21,31	0,619	100	100	
Мо концентрат	0,8	1,9	38,7	0,07	52,96	МФ (дизельное топливо: нефть = 1:1) - – 3 г/т
Сu продукт	68,9	22,9	0,05	75,34	5,89	
Промежут. прод. 1	5,1	11,6	0,3	2,82	2,62	
Промежут. прод. 2	5	14,8	0,9	3,53	7,70	
Промежут. прод. 3	4,7	18,2	1,1	4,08	8,84	
Промежут. прод. 4	3,2	19,6	1,2	2,99	6,57	

Наименование продуктов	Выход , %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Сu	Мо	Сu	Мо	
Промежут. прод. 5	3,0	21,3	1,5	3,05	7,70	МФ (диз. топ.: нефть = 1:1) – 3 г/т
Промежут. прод. 6	2,3	24,7	1,9	2,71	7,48	
Конц. контр.флот.	7,0	16,1	0,02	5,38	0,24	
Сu-Мо концентр.	100	20,94	0,585	100	100	
Мо концентрат	0,9	2,3	34,3	0,10	48,99	МФ (дизельное топливо: нефть = 1:1) – 4 г/т
Сu продукт	66,3	21,4	0,05	70,79	5,26	
Промежут. прод. 1	6,2	10,6	0,3	3,28	2,95	
Промежут. прод. 2	5,7	15,8	1,0	4,49	9,05	
Промежут. прод. 3	5,1	17,9	1,1	4,55	8,90	
Промежут. прод. 4	3,8	19,6	1,3	3,72	7,84	
Промежут. прод. 5	3,7	20,3	1,7	3,75	9,98	
Промежут. прод. 6	1,8	24,6	2,1	2,21	6,00	
Конц. контр.флот.	6,5	21,9	0,1	7,10	1,03	
Сu-Мо концентр.	100	20,04	0,630	100	100	

Из таблицы следует, что оптимальным расходом модифицированного флотореагента является 3 г/т. При этом получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 38,7 % при извлечении 52,9 %. По сравнению с базовой технологией, с применением керосина, содержание молибдена и меди в концентрате увеличилось на 0,6 – 0,7 %, извлечение молибдена и меди в концентрат - на 2,2 – 2,8 %.

Результаты статической обработки проведенных экспериментов для технологического режима медно-молибденовой руды Актогайского месторождения представлены в ПРИЛОЖЕНИИ Б.

4.2.3 Укрупненно - лабораторные испытания аполярного собирателя для переработки медно-молибденовой руды

Проведены укрупненно-лабораторные испытания технологии селекции коллективного медно-молибденового концентрата, полученного из руды

месторождения Актогай, согласно стандартной технологии (рисунок 4.2.7), с применением модифицированного флотореагента (дизельное топливо: нефть = 1:1). В ходе испытаний переработано 500 кг руды месторождения Актогай.

Стандартная технологическая схема испытаний включала измельчение исходной руды до крупности 94 % класса -0,074 мм, коллективную флотацию с получением медно-молибденового концентрата, его десорбцию.

Результаты укрупненно-лабораторных испытаний представлены в таблице 4.2.11.

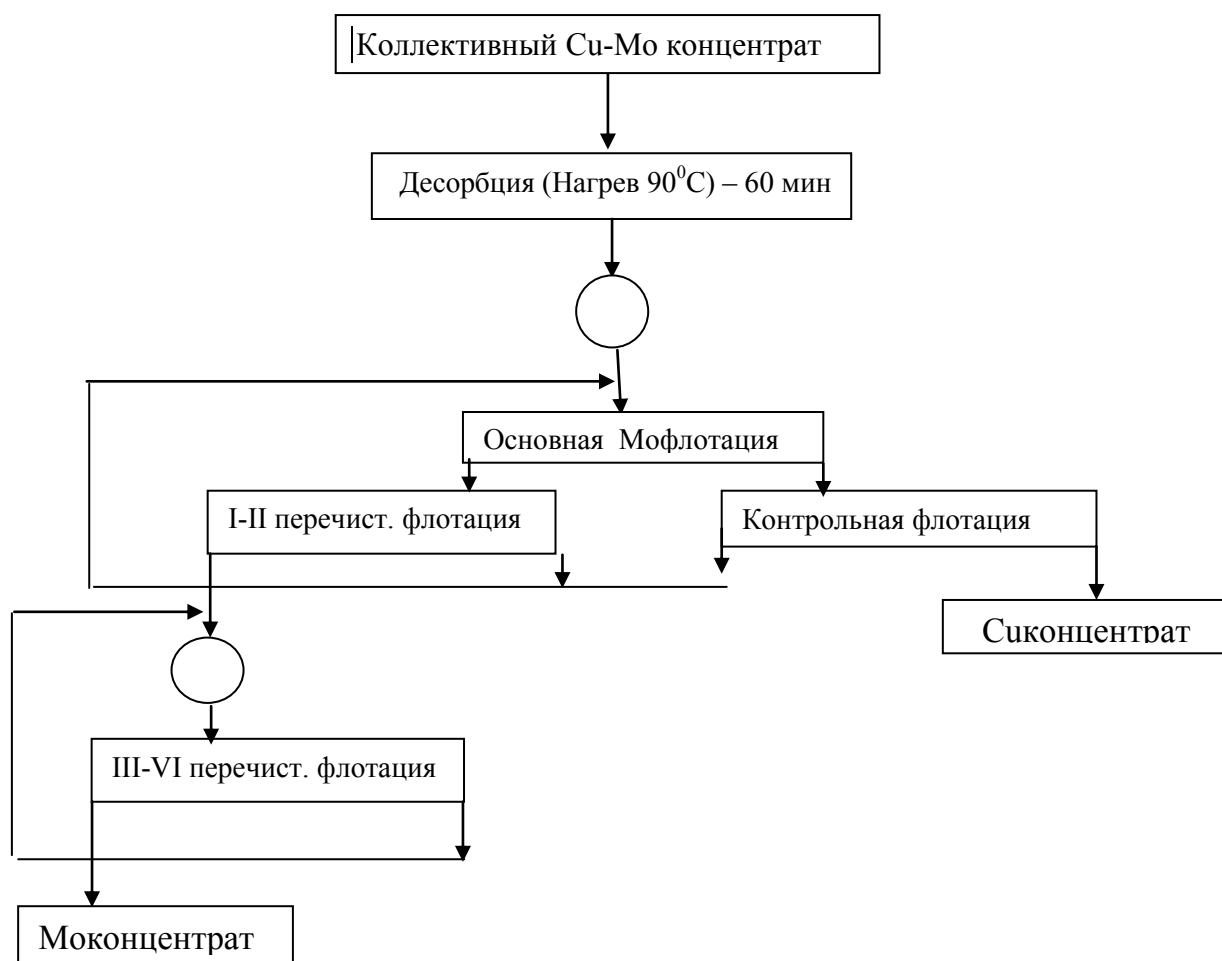


Рисунок 4.2.7 – Принципиальная технологическая схема селективной флотации медно-молибденового концентрата руды месторождения Актогай с применением модифицированного флотореагента.

В цикле селективной флотации медно-молибденового концентрата применяли основную, контрольную флотации и шесть перечисток молибденового концентрата. Кроме того, в ходе селективной флотации использовали две

стадии доизмельчения. Первое стадия включала доизмельчения 95 % - 0,074 мм класса, вторая – 98 % - 0,074 мм класса.

Таблица 4.2.11. - Результаты флотации коллективного медно-молибденового концентрата руды в замкнутом цикле в сравнении с базовой технологией

Название пробы	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %		Условия опыта
		Cu	Mo	Cu	Mo	
Mo концентрат	1,3	3,6	35,0	0,23	76,71	Керосин 4 г/т
Cu концентрат	98,7	20,6	0,14	99,77	23,29	
Mo- Cu колл конц	100	20,38	0,59	100	100	
Mo концентрат	1,2	2,7	38,6	0,16	82,42	МФ– 3 г/т
Cu концентрат	98,8	20,6	0,1	99,84	17,58	
Mo- Cu колл конц	100	20,39	0,56	100	100	

Из табл. 4.2.11 видно, что при селективной флотации в замкнутом цикле с применением базового аполярного собирателя керосина получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 35,0 % при извлечении 76,71 % и медный концентрат с содержанием меди 20,6 % при извлечении 99,77 %. При флотации с применением модифицированного флотореагента получен медный концентрат с содержанием меди 20,6 % при извлечении 99,84 % и молибденовый концентрат с содержанием молибдена 38,6 % при извлечении 82,42 %.

Таким образом, на основании укрупнено-лабораторных испытаний показана возможность применения, модифицированного флотореагента на основе нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива для селективной флотации коллективного медно-молибденового концентрата руды месторождения Актогай.

В процессе переработки медно-молибденовой руды с применением модифицированного реагента позволяет повысить извлечение молибдена в молибденовый концентрат на 5,7 %.

Данный модифицированный флотореагент был опробован при флотации медно-молибденовой руды месторождения Шорское. Согласно результатам химического анализа, в исследуемой пробе руды содержалось 0,02 % молибдена; 0,07 % меди; 13,5 % серы; 15,2 % железа.

Технологическая схема включала измельчение исходной руды до крупности 65 % класса - 0,074 мм, коллективную флотацию с получением грубого медно-молибденового концентрата, десорбцию, доизмельчение коллективного медно-молибденового концентрата до 95 % класса -0,074 мм, селекцию коллективного концентрата.

Цикл коллективной флотации включал основную коллективную медно-молибденовую флотацию, контрольную флотацию и две перечистки коллективного концентрата, а цикл селекции - основную, контрольную молибденовую флотацию и пять перечисток молибденового концентрата.

В основную коллективную медно-молибденовую флотацию подавали:

- известь до pH 10-10,5;
- бутиловый ксантогенат – 70 г/т;
- Т-80 – 90 г/т.

В контрольную коллективную медно-молибденовую флотацию:

- бутиловый ксантогенат – 30 г/т;
- Т-80 – 20 г/т.

Десорбцию и селективную флотацию вели при температуре 60-70⁰С. При десорбции подавали сернистый натрий в количестве 5 кг/т. Селекцию коллективного медно-молибденового концентрата вели с применением модифицированного реагента - смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения (МФ). В основную молибденовую флотацию подавали: МФ – 125 г/т; Т-80 – 15 г/т; в контрольную молибденовую флотацию: МФ – 60 г/т; Т-80 – 10 г/т.

Расход модифицированного флотореагента составлял 100, 125, 150 г/т. В результате выполненных исследований показано, что оптимальным расходом модифицированного флотореагента является 125 г/т. При этом получен

молибденовый концентрат с содержанием молибдена 34,1 % при извлечении 71,0 %. По сравнению с базовой технологией, с применением керосина, содержание молибдена в концентрате увеличилось на 7,0 %, извлечение молибдена в концентрат увеличилось на 2,9 %.

На способ получения модифицированного флотореагента на основе смеси дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения, взятых в соотношении 1:1 получен инновационный патент РК [153].

По химическому и фазовому составу наиболее близкими по содержанию меди и молибдена среди месторождений Кыргызстана являются Кутесайское (Мо - 0,012 %), Средне-Сандалашское (Мо - 0,1 %; Си - 0,2 %), Аутское (Мо - 0,09 %; Си - 1,0 %) и Чон-Ташское (Мо - 0,3 %; Си - 1,0 %). Рудными являются халькопирит, молибденит, галенит, висмутит и др. сульфидные минералы. Нерудные минералы, в основном, представлены кварцем, полевым шпатом, серицитом, пироксеном, биотитом, карбонатами и блеклыми рудами.

ВЫВОДЫ К ГЛАВЕ 4

Изучен вещественный и минералогический состав исходной руды Артемьевского месторождения. Выполнены химический, спектральный и рентгенофазовый анализы. По результатам химического анализа в исходной руде содержится 1,4 % меди; 2,3 % свинца; 7,3 % цинка; 38,0 % SiO_2 ; 7,9 % железа общ. 8,3 % Al_2O_3 ; 0,75 % CaO ; 11,5 % серы.

По данным минералогического анализа основными рудными минералами являются халькопирит, галенит, сфалерит, пирит. Нерудные минералы представлены кварцем, кальцитом, алюмосиликатами (шамозит, плагиоклаз, мусковит, каолинит). Полученные результаты подтверждены данными рентгенофазового и ИК-спектроскопического методов анализа.

Модифицированные флотореагенты готовили из отходов сивушного масла Айдабульского спиртового завода по разработанной выше методике.

Руда обогащалась по схеме коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с последующей селекцией. Применение модифицированного ксантогената позволяет уменьшить расход реагента на 10 г/т и увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,6 - 4,5 % без потери качества концентрата.

Селекцию коллективного концентрата проводили с предварительным измельчением в пределах класса крупности - 0,074 мм на 85 - 98 %. Схема селекций включала медную, свинцовую и цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции.

Применение модифицированного ксантогената позволяет повысить извлечение меди, свинца и цинка в селективные концентраты на 3 - 5 % при одновременном снижении расхода реагента на 10 - 15 %.

Укрупненно - лабораторные испытания по переработке руды Артемовского месторождения с применением модифицированного аэрофлота показали эффективность применения последнего для извлечения металлов и подтвердили полученные в процессе исследований результаты.

Таким образом, проведенными исследованиями показана перспективность применения модифицированных флотореагентов в качестве собирателей при оптимизации технологических параметров процесса флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения.

Физико-химическими исследованиями исходной руды месторождения Актогай показано, что вмещающая порода представлена кварцем, альбитом, аноритом и клинохором, в меньших количествах присутствуют глаголевит, графит, иллит, фиррит, нефелин, мусковит. Основное количество молибдена представлено молибденитом.

По результатам химического анализа в исходной пробе руды содержится 0,009 % молибдена; 0,4 % меди; 0,58 % серы; 5,2 % железа; 4,6 % CaO; 16,5 % Al₂O₃; 55,7 % SiO₂; 4,6 % MgO; 0,27 % Ti. В ходе исследований проведен гранулометрический анализ исходной руды, который показал, что около

50,1 % меди и 46,7 % молибдена в исходной руде находится в классах - 2,5+0,5 мм.

При более глубоком измельчении руды (до 90 % класса - 0,074 мм) выявлено, что большая часть меди и молибдена (75 - 77 %) распределяется по классам +50 мкм и -20 мкм. В классе крупности + 50 мкм содержится 33,0 % меди и 41,0 % молибдена; в классе -20 мкм находится 42,1 % меди и 36,0 % молибдена.

Исследована коллективная медно-молибденовая флотация и установлены оптимальные условия с применением стандартной технологической схемы и традиционных флотореагентов. Коллективный цикл состоял из основной, контрольной коллективной медно-молибденовой флотации и трех перечисток коллективного медно-молибденового концентрата.

Проведена селективная флотация меди и молибдена с использованием, в сравнении, традиционного и модифицированного флотореагентов. Цикл селекции включал десорбцию коллективного концентрата методом пропарки с сернистым натрием при температуре 85-90⁰С, отмывку, основную, контрольную молибденовую флотацию и шесть перечисток молибденового концентрата. В качестве собирателя применяли керосин, депрессора – сернистый натрий и жидкое стекло, вспенивателя – Т-80.

Установлено, что применение модифицированного флотореагента на основе нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива позволяет увеличить извлечение ценных компонентов на 2,2 – 2,8 %. Увеличение содержания меди и молибдена в концентратах составляет около 1,0 %.

Данный модифицированный аполярный собиратель опробован в ходе флотации медно-молибденовой руды месторождения Шорское. Результаты исследований показали, что при селективной флотации получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 34,1 % при извлечении 71,0 %. По сравнению с базовой технологией содержание молибдена в концентрате увеличилось на 7,0 %, извлечение молибдена в концентрат увеличилось на 2,9 %.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

1. На основании проведенного анализа современного состояния исследований в области синтеза и применения модифицированных флотореагентов при обогащения руд цветных металлов показана перспективность работ по получению сульфгидрильных и аполярных собирателей для эффективной селекции коллективных концентратов.

2. Разработаны основные принципы мотивации выбора исходных компонентов для формирования модифицированных флотореагентов на основании результатов физико-химических исследований исходного сырья – сивушного масла Айдабульского спиртового завода, дизельного и печного топлива, нефти Кумкольского месторождения.

3. Разработан способ получения модифицированного ксантогената и аэрофлота на основе сивушного масла Айдабульского спиртового завода. В основе способа лежит реакция Чугаева. Определены физико-химические свойства модифицированных флотореагентов (показатель преломления, удельный вес, молекулярная масса).

4. Установлено, что при флотации сульфидов меди, свинца, цинка и железа по мономинеральной схеме модифицированный аэрофлот селективен по отношению к халькопириту и сфалериту в диапазон значений рН 6 - 8, к галениту при рН 7,5 – 8. Кроме того, он являются слабыми собирателями пирита. Аналогичные результаты получены и для модифицированного ксантогената. Результаты исследований могут стать основой для разделения минералов при флотации.

5. Установлено, что в образцах нефти Кумкольского месторождения, согласно ИК- спектроскопическим исследованиям, преобладают парафиновые структуры нормального и изостроения, присутствуют длинные парафиновые цепочки. Отмечено наличие нафтеновых и ароматических структур. Карбонильная группа отсутствует, нефть не окислена. В образцах дизельного топлива значительное место занимают ароматические соединения.

Основываясь на полученных данных, разработаны основные принципы формирования аполярного собирателя на основе эмульсий из смеси нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива и определены оптимальные условия их подготовки.

6. Разработан и апробирован усовершенствованный технологический режим флотационного обогащения полиметаллических руд Артемьевского месторождения с применением модифицированного ксантогената и аэрофлота. Установлено, что применение модифицированного ксантогената позволяет увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,6 - 4,5 % без снижения его качества. С применением модифицированного аэрофлота, в сравнении с базовым, содержание меди в медном концентрате возрастает от 26,8 до 28,9 %, а извлечение в медный концентрат увеличивается с 62,4 до 66,9 %. Содержание свинца в свинцовом концентрате возрастает от 54,1 до 56,4 %, извлечение остается прежним. Содержание цинка в цинковом концентрате возрастает от 52,4 до 53,3 %, а извлечение - от 83,7 до 85,8 %.

7 Показана возможность применения, модифицированного флотореагента на основе дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения для проведения селективной флотации медно-молибденовой руды месторождения Актогай и Шорское. Оптимальный расход модифицированного флотореагента составил 3 г/т. В результате получен молибденовый концентрат с содержанием молибдена 38,7 % и медный с содержанием меди 22,9 %, при извлечении молибдена 52,9 %, меди – 75,34 %, по сравнению с базовой технологией, содержание молибдена и меди в концентрате увеличилось на 0,7 – 0,6 %, извлечение молибдена и меди в концентрате увеличилось на 2,8 – 2,2 %. По сравнению с базовой технологией содержание молибдена в концентрате увеличилось на 7,0 %, извлечение молибдена в концентрат увеличилось на 2,9 %.

8. Проведенные укрупнено-лабораторные испытания разработанных технологий подтвердили эффективность применения модифицированных флотореагентов. Экономический эффект от использования модифицированного

ксантогената при переработке 1 млн. т руды в год составит: 299 104 \$ (25,125 млн. сом); ориентировочная прибыль производства от применения модифицированного флотореагента (по меди и молибдену) составит 36 000 \$ (3,024 млн. сом) (Приложение А).

СПИСОК ИСПОЛЬЗОВАННЫХ ИСТОЧНИКОВ

- 1 **Классен, В. И.** Введение в теорию флотации [Текст] / В.И.Классен, В.А. Мокроусов. – М.: Госгортехиздат, 1959. – 636с.
- 2 **Глембоцкий, В. А.** Основы физико - химии флотационных процессов / [Текст] / В.А. Глембоцкий. – М., 1980. – С. 86 – 230.
- 3 **Богданова, О.С.** Теория и технологии флотации руд [Текст] / 2-ое изд. О.С. Богданова– М.: Недра, 1990. – С. 27– 88.
- 4 **Полькин, С. И.** Обогащение руд цветных металлов [Текст] / С.И. Полькин, Э.В. Адамов. – М.: Недра, 1983. – 400 с.
- 5 **Абрамов, А. А.** Теоретическое обоснование оптимальных значений концентрации собирателя и рН при флотации сульфидных минералов [Текст] / А.А. Абрамов. / Цветные металлы. – 2006. – № 2. – С.13– 16.
- 6 **Филип Рэбул.** Практика флотационных фабрик. [Текст]: глава VI Флотационные реагенты / Госгортехиздат. – 1959. – 86 с.
- 7 **Митрофанова, С. И.** Основа теории и практика применения флотационных реагентов [Текст] / Под. ред. С.И. Митрофанова, С.В. Дуденкова. – М: Наука, 1969. – С. 13– 126.
- 8 **Труды института металлургии и обогащения академии наук КазССР.** Повышение эффективности взаимодействия реагентов-собирателей при флотации сульфидов [Текст] / В.А. Глембоцкий, К.Т. Кошербаев, М.А. Соколов. – 8-том., 1963. – С.131– 138.
- 9 **Полькин, С.И.** Обогащение руд редких и цветных металлов [Текст] / С.И. Полькин, Е.В. Адамов. – М.: Недра, 1975. – С. 403– 408.
- 10 **Mc. Quiston, F. W.** Progress in Mineral Dressing [Текст] / F.W. Quiston. 1958. – 511 p.
- 11 **Pecina, E. T.** Mechanism of di-isobutyl dithiophosphate adsorption onto galena and pyrite. [Текст] / E.T. Pecina, A. Uribe, J.A. Finch, F. Nava. // Minerals Engineering. – 2006. –V.19. – P.904 – 911.

- 12 **Рябой, В. И.** Проблемы использования и разработки новых флотореагентов в России. [Текст] / В.И. Рябой. // Цветные металлы. – 2011. – №3. – С.7 – 14.
- 13 **Труды института Механобр** [Текст] / Обоганительные фабрики Швеции – Л.:1961. Вып.129 . – 187 с.
- 14 **Абрамов, А. А.** Флотационные методы обогащения [Текст] / А.А. Абрамов. – М.: Недра, 1984. С. 217– 221.
- 15 **Золото Кыргызстана. Книга 2.** [Электронный ресурс]. – Бишкек. 2004. – режим доступа: www.qeokniga.org/books/13263. – заголовка с экрана.
- 16 РЕЕСТР месторождений и проявление полезных ископаемых. [Электронный ресурс]. - режим доступа: www.qeoportal-kg.org/ru/index.php. – загл. с экрана.
- 17 **Кулимин, С. Г.** Опыт внедрения схемы коллективной флотации на Лениногорской ОФ [Текст] / Сб. Горнодобывающая промышленность Казахстана. – А.: 1961. №5. – С.48– 55.
- 18 **Вериго, К. Н.** Организация обогащения медно-свинцово-цинковых руд в Японии [Текст] / К.Н. Вериго, М.Г. Минаева. – М.: Бюлл. Цветная металлургия. 1967.№6. С.48-55.
- 19 **Ковачев, К.** Обогащение на рудите Болгарии [Текст] / К. Ковачев, К. Георгиев, П. Михов. – София, Техника, 1964. – 267 с.
- 20 **Томов, Т. Г.** Физико – химические методы повышения эффективности процессов переработки минерального сырья [Текст] / Т.Г. Томов. – М.: Недра, 1973. – С. 90– 98.
- 21 **Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов** / [Текст] О.Б. Клебанов, Л.Я. Щубов, М.К. Щеглова. – М.: Недра, 1974. – С. 314– 319.
- 22 **Глембоцкий, В. А.** Флотационные методы обогащения [Текст] / В.И. Глембоцкий, В.И. Классен, И.Н. Плаксин. – М.: Недра. 1981. – С.282– 287.
- 23 **Глембоцкий, В. А.** Флотация [Текст] / В.И. Глембоцкий, В.И. Классен. – М.: 1961. – С.12– 45.

- 24 **Сазерленд, К.** Принципы флотации [Текст] / К. Сазерленд, И. Уорк. – М. Metallurgizdat – 1958.
- 25 **Трушлевич, В. И.** Флотация руд [Текст] / В.И. Трушлевич. – М. Ленинград: 1935. – С.31–42.
- 26 **Абрамов, А. А.** Проблемы теории флотации и пути их решения [Текст] / А.А. Абрамов. // Цветные металлы. – 2001. № 9–10. – С. 9–14.
- 27 **Асончик, К. М.** Испытания нового режима обогащения медно-молибденовых руд на Алмалыкском комбинате [Текст] / К.М. Асончик, А.М. Чаплыгин. // Обогащение руд. – 2000. № 2. – С.12–14.
- 28 **Соложенкин, П. М.** Структурная химия. ЭПР в растворах ксантогенатов двухвалентной меди [Текст] / П.М. Соложенкин, Н.И. Копиция. – М. 1967. Т.8. №3. – 500с.
- 29 **Давааням, С.** Технология обогащения медно-молибденовых руд с применением собирателя S-703G [Текст] / [С. Давааням, И.Ш. Сатаев, С.Н. Карнаухов и др.]. // Цветные металлы. – 2000. №2. – С. 68 – 70.
- 30 **Кошербаев, Қ. Т.** Флотациялық байыту әдістері [Текст] / Қ.Т. Кошербаев. – Алматы: 2000. – С.110–112.
- 31 **Отражденнова, Л. А.** Осн. направ. соверш. техн. и технол. обогащ. руд цв. мет. [Текст] / [Л.А. Отражденнова, Г.В. Налимов, И.Д. Малиновская и др.]. – Л.: Механобр, 1990. – С.86–91.
- 32 **Лившиц, А. К.** Флотационные реагенты для руд цветных металлов, применяемых за рубежом [Текст] / А.К. Лившиц, Л.А. Давыдова, Л.М. Данильченко. – М.: ВИНТИ., 1987. – С. 42–50.
- 33 **Бозанова, Н. М.** Обогащение руд [Текст] / Н.М. Бозанова, Р.В. Коржова, И.И. Тарышкина. – Иркутск. 1981. – С. 71–75.
- 34 Патент № 4511465 США от 11.06.1984. Смесь S-аллил-S¹ - н - бутилтритиокарбоната и N,N,S- тиэтилдитиокарбамата или N,N- диэтил-S- н - бутилдитиокарбамата при соотношении от 90:10 до 10:90 (предпочтительно от 65:35 до 35:65).

35 **Полторанина, Т. Ф.** Пути совершенствования селективной флотации сульфидных полиметаллических руд. [Текст] / Т.Ф. Полторанина, Г.П. Ляшенко, В.М. Санин. // В сб.: Комбинированные методы при комплексном обогащении полезных ископаемых. – Л.: Наука. 1977. – С. 151–154.

36 **Лившиц, А. К.** Новые флотационные реагенты и их применение [Текст] / [А. К. Лившиц, С. М. Гурвич, и др.]. – М., 1966. – С. 3–19.

37 Справочник месторождения Казахстана. – Алматы. 1997. – 150 с.

38 **Бочаров, В. А.** Комплексная переработка руд цветных металлов с применением комбинированных технологий [Текст] / В.А. Бочаров. // Обогащение руд. – 1997. – №3. – С.3–6.

39 **Арсентьев, В. А.** Комплексное действие флотационных реагентов [Текст] / В. А. Арсентьев, С. И. Горловский, И. Д. Устинов. – М.: Недра, 1992. – 160 с.

40 **Crozier Ronuland, D.** Plant reagents [Текст] / Mining Mag. –1984. –V. 151. – N 3. – P. 202–223.

41 **Дэлгэрбат, Л.** Горный информационно-аналитический бюллетень. Моделирование и системные исследования процесса коллективной медно-молибденовой флотации [Текст] / Л. Дэлгэрбат, В. М. Авдохин. – МГГУ, Москва – 2003. – №1. – С.58–62.

42 Справочник по обогащению руд. Обоганительные фабрики. Под ред. Богданова О.С., Ненароковой Ю.Ф. - 2-е изд. – М.: Недра. 1984. – С.32–35.

43 Справочник в 2 кн. Под ред. Л. В. Кондратьевой. Флотационные реагенты в процессах обогащения минерального сырья [Текст] / Л.Я. Шубов и др. – М.: Недра. 1990. – Кн.1. – 400 с.

44 Патент 2008128605/03 Российская Федерация, Реагент для флотации сульфидных медно-молибденовых руд [Текст] / Радушев А.В., Чеканова Л.Г., Байгачёва Е.В., Гусев В.Ю. от 14.07.2008.

45 **Карнаухов, С. Н.** Исследования и разработка технологии переработки медно-молибденовых руд на КОО "ЭРДЭНЭТ" с применением селективных собирателей и органического депрессора с целью повышения

извлечения молибдена [Текст] / дисс. канд. техн. наук / С.Н. Карнаухов. – М.2007. – 132 с.

46 **Чугаеа, Л.А.** О металлических соединениях α -диоксимов [Текст] / Л.А. Чугаеа. // Журнал Русского физико-химического общества. – 1905. – Т. 37. вып. 2. – 243с.

47 **Каррер, П.** Курс органической химии [Текст] / П. Каррер. – Л.: Госхимиздат, – 1992. – 125с.

48 Исследования Л. А. Чугаева по химии комплексных соединений. Научные центры и основные направления исследований [Текст] / История химии в России: — М.: Наука, 1985. – С.275 – 279.

49 Лабораторные работы и задачи по коллоидной химии [Текст] / под. ред. Ю.Г. Фролова, А.С. Гродского. – Москва. Химия, 1986.– 216с.

50 **Щукин, Е. Д.** Коллоидная химия [Текст] / Е.Д. Щукин– М., Химия – 1998. – 178с

51 **Ляликов, Ю. С.** Физико-химические методы анализа [Текст] / Ю.С. Ляликов. – М.: Химия. – 1974. – 536 с.

52 **ГОСТ 17071-91.** Библиографическая запись. Библиографическое описание. Масло сивушное. Технические условия. [Текст] – Москва, 1991 г. – 14 с.

53 **Общая органическая химия.** Соединения фосфора и серы [Текст] / под ред. И.О. Сазерленда и Д.Н. Джонса / пер. с англ. – М.: Химия, – 1983. Т.5. – С.636 – 646.

54 **Живанков, Г. В.** Собираательные свойства и поверхностная активность высших аэрофлотов [Текст] / Г.В Живанков, В. И. Рябой. // Обогащение руд. – 1985. – № 3. – С.13- 16.

55 **Рябой, В. И.** Применение аэрофлотов при флотации руд [Текст] / В. А. Шендерович, В. П. Крепетов. // Обогащение руд. – 2005. – №6. – С.43 – 44.

56 **Азербает, И. Н.** Использование отходов производств для синтеза ксантогенатов [Текст] / [И.Н. Азербает, Т.Г. Гуцалюк, М.А. Соколов. и др.] //

Труды Института металлургии и обогащения АН КазССР. – Алма-Ата, 1968. – С.45–52.

57 **Вайсбергера, А.** Физические методы органической химии [Текст] / под ред. А. Вайсбергера. – М. 1988. Т.1. – 345с.

58 **Горловский, С. И.** Флотация руд с применением высших ксантогенатов [Текст] / С.И. Горловский, Н.А. Зашихин, Т.М. Мягкова. // Обогащения руд. – 1962. – №3. – С.5 – 12.

59 **Тропман, Э. П.** Синтез диалкилдитиофосфорных кислот на основе бутилового спирта и фракции спиртов $R-C_4H_9-C_3H_7-C_6H_{13}$ [Текст] / [Э.П. Тропман, Н.К. Тусупбаев, А.В. Троеглазова. и др.]. // Труды Международной конференции Металлургия XXI века – состояние и стратегия развития. – Алматы. – 2006. – С.125 – 130.

60 Свойства органических соединений. Справочник под ред. А.А. Потехина. – Л.: Химия.– 1984. – 520 с.

61 **Демьянсева, Е.Ю.** Получение и разрушение эмульсии [Текст]: учебно-методичес. пособия / Е.Ю. Демьянсева, А.Н. Харламаова. – Санкт-Петербург. – 2017. –345с.

62 **Никитин, Ю.Е.** О применении сероорганических соединений нефти. Сборник тр. Всесоюз. конф. по развитию производительных сил Сибири [Текст] / [Никитин Ю.Е., Ляпина Н.К., Толстиков Г.А. и др.]. – Новосибирск. – 1980 – С. 215– 225с.

63 **Тропман, Э. П.** Физико-химические свойства новых реагентособираетелей [Текст] / Э.П. Тропман, Н.К. Тусупбаев. // Инновационные разработки для горно-металлургической промышленности. Сб. научных трудов ВНИИцветмет. – Усть-Каменогорск, 2007. – С.67 – 71.

64 **Отражденова, Л. А.** Флотация медных сульфидных руд гексиловым ксантогенатом фирмы «Хехст» [Текст] / В.И. Рябой, В. А. Кучаков, М.Д. Малиновская. // Обогащения руд. – 2010. – №4. – С.9 – 12.

65 **Хан, Г. А.** Флотационные реагенты и их применение [Текст] / Г.А. Хан, Л.И. Габриелова. – М.: Недра, 1986. – 271с.

66 **Тропман, Э. П.** Влияние некоторых физико-химических характеристик на флотационные свойства диалкилдитиофосфатов, полученных путем комбинирования исходного сырья [Текст] / [Э.П. Тропман, Н.К. Тусупбаев. и др.]. // Цветные металлы. – 2008. – №5. – С.15 – 17.

67 **Тюрникова, В. И.** Повышение эффективности действия собирателей при флотации руд [Текст] / В.И. Тюрникова. – М.: Недра, 1971. – С.38 – 40.

68 **Тропман, Э. П.** Эффективный собиратель сульфидных минералов [Текст] / [Э.П. Тропман и др.]. // Разработка и совершенствование технологии комплексного обогащения полиметаллических руд: сб. науч. тр. ВНИИцветмет – Усть-Каменогорск, 1979. – С.83– 87.

69 **Тусупбаев, Н. К.** Физико-химические основы создания и применения новых реагентов для интенсификации флотационных процессов обогащения сульфидных полиметаллических руд [Текст]: автореф. дис. техн. наук: Н.К. Тусупбаев. – Алматы, 2010. – 63с.

70 **Рябой, В. И.** Расчет зависимости между рН и оптимумом сорбции реагентов на несульфидных минералах и его использование для изучения механизма действия реагентов [Текст] / В.И. Рябой. // Обогащение руд. – 1975. № 6. – С. 20–24.

71 **Шуберт, Х.** О роли ассоциации аполярных групп при адсорбции собирателя [Текст] / Х. Шуберт, В. Шнайдер. // VIII Межд. конгр. по обог. полезн. ископ. – Л., 1969. Т.2. – С.315 – 324.

72 **Рябой, В. И.** О поверхностных реакциях флотореагентов с минералами на основе их донорно-акцепторного взаимодействия [Текст] /Рябой В.И. // Обогащение руд. – 2008. – № 6. – С. 24–30.

73 **Рябой, В. И.** Создание и применение более эффективных реагентов на основе физико-химических представлений [Текст] / В.И. Рябой. // Обогащение руд. –2002. – № 1. – С. 19 – 23.

74 **Бургер, К.** Органические реагенты в неорганическом анализе [Текст] / К. Бургер. – М.: Мир, 1975. – С.236 – 257.

75 **Игнаткина, В. А.** Выбор селективных собирателей при флотации минералов, обладающих близкими флотационными свойствами [Текст] / В.А. Игнаткина. // Цветная металлургия. – 2011. – №1. – С.3 – 9.

76 **Чеканова, Л. Г.** Новые собиратели для флотации сульфидных руд [Текст] / [Л.Г. Чеканова, Л.А. Отражденова, А.В. Радушев и др.]. // Обогащения руд. – 2009. – №1. – С.34 – 36.

77 **Костромина, И. В.** Обоснование рациональной технологии переработки труднообогатимых молибденовых руд на примере руд Жирекенского месторождения [Текст]/ дисс. канд. техн. наук / И.В. Костромина. – М., – 2004. – 149 с.

78 Инновационный патент 29600 РК. Способ обогащения полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды [Текст] / Н.К. Тусупбаев, А.А. Муханова, С.Н. Калугин, Д.К. Турысбеков, Л.В. Семушкина, С.Б. Сатылганова. Опубл. 16.03.2015., Бюл. №3.

79 Инновационный патент 28203 РК. Способ разделения медно-молибденовых руд [Текст] / [Н.К. Тусупбаев, Л.В. Семушкина, Д.К. Турысбеков, А.А Муханова, и др.]. опубл. 17.03.2014., Бюл. №3.

80 Справочник. Техногенное минеральное сырье рудных месторождений Казахстана. – Алматы - 2000. – 29 с.

81 **Юрченко, Э. Н.** Колебательные спектры неорганических соединений [Текст] / Э.Н. Юрченко, Г.Н. Кустова, С.С. Бацанов. – Новосибирск: Наука, 1981. – 145 с.

82 Aldrich Condensed Phase Library Edition I (10607 spectra) [Текст] / – 1998. – С.10-12.

83 **Сильверстейн, Р.** Спектрометрическая идентификация органических соединений [Текст] / Р. Сильверстейн, Г. Басслер, Т. Моррил. – Москва. – 1977. – С.26–29.

84 **Большаков, Г. Ф.** Инфракрасные спектры и рентгенограммы гетероорганических соединений [Текст] / Г.Ф. Большаков, Е.А. Глебовская, З.Г. Каплан. – «Химия», Ленинградское отделение, 1967. – С.115 – 124.

85 **Наканиси, К.** Инфракрасные спектры и строение органических соединений [Текст] / К. Наканиси. – М.: Мир – 1965. – 219с.

86 **Беллами, Л.** Новые данные по ИК-спектрам сложных молекул [Текст] / Л. Беллами. – М.: Мир. – 1971. – 320 с.

87 **Казицина, Л. А.** Применение УФ-, ИК- и ЯМР- спектроскопии в органической химии [Текст] / Л.А. Казицина, Н.Б. Куплетская. – М.: В.Ш., – 1971. – 264с.

88 **Калинин, С. К.** Инфракрасные спектры нефтей Казахстана (Атлас) [Текст] / С.К. Калинин, С.Л. Терехович. – Алма-Ата. – 1987. – С.31 – 33.

89 **Ботнева, Т. А.** Методическое руководство по люминесцентно-битуминозным и спектральным методам исследования органического вещества пород и нефтей [Текст] / [Т.А. Ботнева, А.А. Ильина, и др.]. – М. – 1979 – 205 с.

90 **Мелик-Гайказян, В. И.** Исследованию процесса флотации и подбору реагентов на основе механизма их действия [Текст] / [В.И. Мелик-Гайказян, Н.П. Емельянова, и др.]. // Изв. Вуз. Цветная металлургия. – 2009. – № 2. – С.7–18.

91 **Кузина, З. П.** Интенсификация флотации свинцово-цинковых руд с применением гетероорганических соединений нефти в качестве дополнительного собирателя [Текст]: дис. к.т.н. 05.15.08. / З.П. Кузина. – Красноярск, 1999. – 152 с.

92 **Большаков, Г.Ф.** Экспресс методы определения загрязненности нефтепродуктов [Текст] / Г.Ф. Большаков. – Л.: Химия. –1977. – 168 с.

93 **Каковский, И. Л.** О механизме взаимодействия собирателей с минералами [Текст] / И.Л. Каковский. // Цвет. Металлургия. – 1963. – №4. – С.6–9.

94 **Мелик-Гайказян, В. И.** Методы исследования флотационного процесса [Текст] / [В. И. Мелик-Гайказян, А. А. Абрамов, Ю. Б. Рубинштейн и др.]. – М.: Недра. – 1990. – 301 с.

95 **Голиков, А. А.** Взаимодействия собирателей типа ксантогената на поверхности сульфидных минералов [Текст] / А.А. Голиков. // Цветная металлургия. – 1961. – №11. – С.19 – 24

96 **Саградян, А. Л.** Физико-химические методы исследования флотационного процесса [Текст] / А.Л. Саградян, Б.Г. Крагачев. – Ереван: из-во Айастану. – 1980. – 205 с.

97 **Конев, А. С.** Некоторые вопросы теории и технологии обогащения руд [Текст] / А.С. Конев, Л.Б. Дебрина. – Труды – вып. 131. – 45 с.

98 **Шинода, К.** Коллоидные поверхностно-активные вещества. Физико-химические свойства [Текст] / [К. Шинода, Т. Накагава, и др.] пер. с англ. / под ред. А.Б. Таубмана и З.Н. Маркиной. – М.: Мир. – 1966. – 320 с.

99 **Абрамов, А. А.** Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2 Технология обогащения полезных ископаемых [Текст] / А.А. Абрамов.– М.: МГГУ –2004. – 510с. – С.6-9.

100 **Каковский, И. А.** Сульфгидрильные реагенты [Текст] / И. А. Каковский. // Физико-химические основы теории флотации. – М.: Наука. – 1983. – Разд. 4.1. – С. 121 – 126.

101 **Каковский, И. А.** О применении физико-химических методов в исследованиях по теории флотации. Теоретические основы и контроль процессов флотации [Текст] / И. А. Каковский, Р. Н. Щекалева. – М.: Наука. – 1980. – С. 94 – 105.

102 **Абрамов, А. А.** Механизм и закономерности влияния генетических особенностей минералов на их адсорбционные и флотационные свойства [Текст] / А.А. Абрамов, Х. Хоберг. // Цветные металлы – 2008. – № 2. – С. 26 – 34.

103 **Игнаткина, В. А.** К поиску режимов селективной флотации сульфидных руд на основе сочетания собирателей различных классов соединений [Текст] / В. А. Игнаткина, В. А. Бочаров, Б. Т. Тубденова. // Физ.-техн. пробл. разраб. полез. ископ. – 2010. – №1. – С. 97 – 104.

104 **Кондратьев, С. А.** Физически сорбируемые реагенты-собиратели в пенной флотации и их активность [Текст] / С. А. Кондратьев. // ФТПРПИ. – 2008. – № 6. – С. 118 – 125.

105 **Сорокин, М. М.** Флотационные методы обогащения. [Текст]: Химические основы флотации: учеб. Пособие для вузов / М. М. Сорокин. – М.: Изд. Дом МИСиС. – 2011. – 85 с.

106 **J. Taguta.** The effect of the alkyl chain length and ligand type of thiol collectors on the heat of adsorption and floatability of sulphide minerals [Текст] / J. Taguta, C.T. O'Connor. // Minerals Engineering. – Vol. 10. – 2017. – P. 145 - 152.

107 **M. Reyes.** Kinetics and recovery of xanthate—copper compounds by ion flotation techniques [Текст] / [M. Reyes, F. Patino, F. J. Tavera et al.]. // Journal Chem. Soc. – 2009. – Vol. 52. Iss. 1. – P. 15–22.

108 **Moenke, H.** Mineralspektren. Acad. Verlag [Текст]/Berlin, 1962.–P.15–20.

109 **Власов, А. Г.** Инфракрасные спектры неорганических стекол и кристаллов [Текст] / [А.Г. Власов, В.А. Флоринская, и др.]. – Х.: Л., 1972. – С.81 – 83.

110 **Солнцева, Л. С.** Применение ИК-спектроскопии к изучению характера связи и координации катионов по кислороду и галогенам в минералах. Конституция и свойства минералов [Текст] / Л.С. Солнцева, Г.А. Сидоренко, Б.П. Солнцев. – 1972. – № 6. – С.30 – 46.

111 **Тарасевич, Ю. И.** Инфракрасные спектры слюд [Текст] / Ю. И. Тарасевич, Е. Г. Сивалов. – Ук. Хим. Ж. – 1972. – Т. 38. – С.1112–1120.

112 **Bocharov, V. A.** Modified reagent mode in porphyry copper-molybdenum ore flotation [Текст] / V.A. Bocharov, L.S. Khachatryan, V.A. Ignatkina and Zh. Baatarkhuu. // Journal of Mining Science. – 2008. –Vol.44. – No.1. – P.102–107.

113 **Кушекова, А.К.** Разработка способов получения ксантогенатов тетрагидрапиранового ряда [Текст] / [А.К. Кушекова, А.Т. Балтабаев, С.Н. Калугин и др.]. // Материалы Международной конференции. Современные

проблемы органического синтеза, электрохимии и катализа – Алматы. – 2006. – С.369 – 372.

114 **Муханова, А. А.** Усовершенствование технологии селекции медно-молибденового концентрата с применением модифицированных реагентов [Текст] / [Н.К.Тусупбаев, Л.В. Семушкина, А.А. Муханова и др.]. // КИМС. – Алматы. – 2012. – №3. – С.15 – 23.

115 **Муханова, А. А.** Усовершенствование технологии селекции коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата с применением теплового режима и модифицированного реагента [Текст] / Н.К. Тусупбаев, Н.С. Бектурганов, Д.К. Турысбеков, Л.В. Семушкина, А.А. Муханова. // Обогащение руд. – 2013. – № 6. – С. 12 – 17.

116 **Муханова, А. А.** Эффективность использования нового модифицированного ксантогената в цикле флотации полиметаллических руд [Текст] / А.А. Муханова. // Вестник КазНАЕН. – Алматы. 2013. –№3. – С. 56–60.

117 **Муханова, А. А.** Применение модифицированного бутилового ксантогената при флотации полиметаллических руд [Текст] / Д.К. Турысбеков, Н.К. Тусупбаев, А.А. Муханова. // Материалы XVIII Международного научного симпозиума им. Академика М. А. Усова студентов и молодых ученых «Проблемы геологии и освоения недр». –Томск. 7-11 апреля 2014. – С.269 – 271.

118 **Муханова, А. А.** Применение композиционных реагентов при флотации полиметаллических руд [Текст] / Л.В. Семушкина, Д.К. Турысбеков, С.Н. Калугин, А.А. Муханова. // Матер. XX Межд. научно-техн. конф. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург. – 15-16 апреля. 2015. – С.34 – 37.

119 **Mukhanova, A.** INTENSIFICATION OF FLOTATION OF HEAVY-CONCENTRATING COMPLEX ORE WITH APPLICATION OF PROCESS OF RE-GRINDING AND MODIFIED COLLECTING AGENT [Текст] / N. Tussupbayev, N. Bekturganov, L. Semushkina, D. Turisbekov, A. Mukhanova. //

Материалы Balkan Mineral Processing Congress – Белград. 17-19 июня 2015. – С.429 – 435.

120 **Муханова, А. А.** Использование композиционных собирателей при флотации труднообогатимых руд [Текст] / А.А. Муханова. // Известия Вузов Кыргызстана. – Бишкек: 2017. – № 3. – С. 10 – 13.

121 **Муханова, А. А.** Модифицированные флотореагенты для интенсификации флотации полиметаллической руды Артемьевского месторождения [Текст] / [А.А. Муханова Н.К. Тусупбаев и др.]. // Известия Вузов Кыргызстана. Бишкек: 2017. – № 3 – С. 14 – 18.

122 **Муханова, А. А.** Исследование возможности селекции медно-молибденового концентрата с применением модифицированных флотореагентов [Текст] / А.А. Муханова. // Наука, новые технологии и инновации Кыргызстана. – Бишкек: 2017. –№ 3. – С. 29 – 33.

123 **Муханова, А. А.** Переработка полиметаллической руды Артемьевского месторождения с применением нового модифицированного флотореагента [Текст] / А.А. Муханова. // XIII Межрегион. науч.-техн. конфер. мол. ученых: «Науч.-практ.проблемы в области хим. и химич. технологий». – Апатиты. – 17 -19 апреля, 2019. – С.215 – 220.

124 **Муханова, А. А.** Новые подходы в формировании модифицированного собирателя [Текст] / А.А. Муханова, Н.К. Тусупбаев, Л.В. Семушкина. // Труды конгресса с междун. участием и науч.-техн. Конференции молодых ученых «Фундаментальные исследования и прикладные разработки процессов переработки и утилизации техногенных образований «ТЕХНОГЕН – 2019». – С.219 – 221.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Расчет ориентировочной экономической эффективности

по теме «Совершенствование технологии переработки полиметаллических и медно-молибденовых руд с применением модифицированных флотореагентов»

1. По применению модифицированного ксантогената

Расчет составлен по данным лабораторных испытаний, проведенных в лаборатории флотореагентов и обогащения АО «ИМиО».

Для расчета взяты показатели стандартной технологии с использованием традиционного ксантогената и предложенной технологий модифицированного ксантогената. Проектная мощность фабрики составляет 1 млн. т руды в год. Содержание меди в руде составляет 1,4-1,5 %, свинца – 2,3-2,5 %, цинка – 7,2-7,4.

Оптимальный расход традиционного ксантогената – 85 г/т и модифицированного ксантогената – 75 г/т.

Стоимость, 1 тонна традиционного ксантогената – 1100 \$ (курс – 84,0) – (92 400 сом).

Стоимость 1 тонна модифицированного ксантогената – 900 \$ (курс – 84,0) – (75 600 сом).

а) традиционный ксантогенат:

1 т – 1100 \$ (92 400 сом).

850 т – х

х = 935 000 \$ (78, 540 млн. сом).

б) модифицированный ксантогенат:

1 т – 900 \$ (75 600 сом).

750 т – х

х = 675 000 \$ (56, 700 млн. сом).

В коллективном цикле флотации прибыль – 260 000 \$ (21, 840 млн. сом).

1.1. Расчет техника - экономического эффекта при селекции медно-свинцово-цинковых концентратов.

Таблица 1.1. – Оптимальный расход собирателей

№	Процесс флотации	Традиционный ксантогенат, г/т	Модифицированный ксантогенат, г/т
1	Медная флотация	15	10
2	Свинцовая флотация	15	15
3	Цинковая флотация	25	20

1.1.1. Расчет экономической эффективности извлечения медного концентрата

В лабораторных условиях из 1,0 кг руды при флотационном обогащении выход коллективного медно-свинцового концентрата составляет примерно 22 %. При переработке 1 млн. т руды в год это соответствует 220000 т коллективного концентрата.

1000000 т – 100 %

х - 22 %

х = 220000 т медно-свинцового концентрата.

Таблица 1.1.1. – Медная флотация

а) традиционный ксантогенат	б) модифицированный ксантогенат
-----------------------------	---------------------------------

15 грамм – 1 т (коллек. к-т) х - 220000 т х = 3300000 гр. 33 000 кг. 33,0 т медного концентрата. 33,0 * 1100 \$ = 36300 \$ (3,049 млн. сом).	10 грамм – 1 т (коллек. к-т) х - 220000 т х = 2200000 гр. 22 000 кг. 22,0 т медного концентрата. 22,0 * 900 \$ = 19800 \$ (1,663 млн. сом).
Прибыль медной флотации составляет: 16500 \$ (1,386 млн. сом).	

1.1.2. Расчет экономической эффективности извлечения свинцового концентрата

При медной флотации выход составляет около 8 % из 92 % от общего коллективного концентрата (220 000 тонна) отправляется на свинцовый цикл.

$$220000 \text{ т} - 100 \%$$

$$\times - 92 \%$$

$$x = 202400 \text{ т руда переходить на свинцовую флотацию.}$$

Таблица 1.1.2. – Свинцовая флотация

а) традиционный ксантогенат	б) модифицированный ксантогенат
15 грамм – 1 т (коллек. к-т) х - 202400 т х = 3036000 гр. 30,36 кг. 30,36 т свинцового концентрата. 30,36 * 1100 \$ = 33396 \$ (2,805 млн. сом).	15 грамм – 1 т (коллек. к-т) х - 202400 т 30,36 т свинцового концентрата. 30,36 * 900 \$ = 27324 \$ (2,295 млн. сом).
Прибыль свинцовый флотации составляет: 6072 \$ (0,510 млн. сом).	

1.1.3. Расчет экономической эффективности извлечения цинкового концентрата

При переработке свинцовый флотации на пенный продукт выход составила около 14 %. В свинцовый цикл поступает 202 400 тонна коллективного концентрата. После свинцовый флотации камерный выход составляло – 86 %.

$$202400 \text{ т} - 100 \%$$

$$x \quad - 86 \%$$

$$x = 174064 \text{ т руда переходить на цинковую флотацию.}$$

Таблица 1.1.3. – Цинковая флотация

а) традиционный ксантогенат	б) модифицированный ксантогенат
25 грамм – 1 т (коллек. к-т)	20 грамм – 1 т (коллек. к-т)
x - 174064 т	x - 174064 т
x = 4351600 гр.	x = 3481280 гр.
43516 кг.	3481128 кг.
43,51 т цинкового концентрата.	34,81 т цинкового концентрата.
43,51 * 1100 \$= 47861 \$ (4,020 млн. сом).	34,81 * 900 \$= 31329 \$ (2,631 млн. сом).
Прибыль свинцовый флотации составляет: 16532 \$ (1,389 млн. сом).	

1.2. Общий технико-экономический расчет эффективности модифицированного собирателя

Таблица 1.2. – Экономическая эффективность

Процесс флотации	Экономическая прибыль
Коллективная флотация	260 000 \$ (21,840 млн. сом)
Медная флотация	16 500 \$ (1,386 млн. сом)
Свинцовая флотация	6 072 \$ (0,510 млн. сом)
Цинковая флотация	16 532 \$ (1,389 млн. сом)
Итого:	299 104 \$ (25,125 млн. сом).

Таким образом, по предлагаемой технологии с применением модифицированного ксантогената расчет условного экономического эффекта показал, что прибыль при переработке 1 млн. т руды в год составляет: 299 104 \$ (25,125 млн. сом).

2. По применению модифицированного аэрофлота

Для расчета взяты показатели стандартной технологии с использованием традиционного аэрофлота и предложенной технологий модифицированного аэрофлота. Проектная мощность фабрики составляет 1 млн. т руды в год. Содержание меди в руде составляет 1,4-1,5 %, свинца –2,3-2,5 %, цинка – 7,2-7,4.

Оптимальный расход традиционного аэрофлота – 85 г/т и модифицированного аэрофлота – 75 г/т.

Стоимость, 1 т традиционного аэрофлота – 1500 \$ (84) = 126 000 сом.

Стоимость 1 т модифицированного аэрофлота – 1300 \$ (84) – 109 200 сом.

а) традиционный аэрофлота:

1 т – 1500 \$

850 т – х

х = 1, 275 млн. \$ (107,1 млн. сом).

б) модифицированный аэрофлота:

1 т – 1300 \$

750 т – х

х = 0,975 млн \$ (81,900 млн. сом).

Экономическая разность применяемых флотореагентов: 1, 275 млн. \$ – 0,975 млн \$ = 0,3 млн \$ (81,900 млн. сом).

В коллективном цикле флотации прибыль – 300 000 \$ (25,2 млн. сом).

2.1. Расчет техника - экономического эффекта при селекции медно-свинцово-цинковых концентратов.

Таблица 2.1. – Оптимальный расход собирателей

№	Процесс флотации	Традиционный аэрофлот, г/т	Модифицированный аэрофлот, г/т
1	Медная флотация	15	10
2	Свинцовая флотация	15	10
3	Цинковая флотация	25	20

2.1.1. Расчет экономической эффективности извлечения медного концентрата

В лабораторных условиях из 1,0 кг руды при флотационном обогащении выход коллективного медно-свинцового концентрата составляет примерно 24,5 – 25, 0 %. При переработке 1 млн. т руды в год это соответствует 250000 т коллективного концентрата.

1000000 т – 100 %

x - 25 %

x = 250000 т медно-свинцового концентрата.

Таблица 2.1.1. – Медная флотация

а) традиционный аэрофлот	б) модифицированный аэрофлот
15 грамм – 1 т (коллек. к-т)	10 грамм – 1 т (коллек. к-т)
x - 250000 т	x - 250000 т
x = 3750000 гр.	x = 2500000 гр.
37500 кг.	25 000 кг.
37,5 т медного концентрата.	25,0 т медного концентрата.
37,5 * 1500 \$ = 56250 \$ (4,725 млн. сом).	25,0 * 1300 \$ = 32500 \$ (2,730 млн. сом).
Разность: 56250 – 32500 = 27750 \$ (1,995 млн. сом).	
Прибыль медной флотации составляет: 1, 995 млн. сом.	

2.1.2. Расчет экономической эффективности извлечения свинцового концентрата

При медной флотации выход составляет около 10 % из 90 % от общего коллективного концентрата (250 000 тонна) отправляется на свинцовый цикл.

250000 т – 100 %

х - 90 %

х = 225000 т руда переходить на свинцовую флотацию.

Таблица 2.1.2. – Свинцовая флотация

а) традиционный аэрофлот	б) модифицированный аэрофлот
15 грамм – 1 т (коллек. к-т)	10 грамм – 1 т (коллек. к-т)
х - 225000 т	х - 225000 т
х = 3375000 гр.	х = 2250000 гр.
33 750 кг.	22 500 кг.
33,75 т свинцового концентрата.	32,5 т свинцового концентрата.
33,75 * 1500 \$ = 50625 \$ (4,252 млн. сом).	22,5 * 1300 \$ = 29250 \$ (2,457 млн.сом).
Прибыль свинцовый флотации составляет: 21375 \$ (1,795 млн. сом).	

2.1.3. Расчет экономической эффективности извлечения цинкового концентрата

При переработке свинцовый флотации на пенный продукт выход составила около 13 %. В свинцовый цикл поступает 225000 тонна коллективного концентрата. После свинцовый флотации камерный выход составляло – 87 %.

225000 т – 100 %

х - 87 %

х = 195750 т руда переходить на цинковую флотацию.

Таблица 2.1.3. – Цинковая флотация

а) традиционный аэрофлот	б) модифицированный аэрофлот
25 грамм – 1 т (коллек. к-т)	20 грамм – 1 т (коллек. к-т)
х - 195750 т	х - 195750 т
х = 4893790 гр.	х = 3915000 гр.

48937,50 кг. 4893,75 т цинкового концентрата. 48,9375 * 1500 \$ = 73406 \$ (6,166 млн сом).	39,150 кг. 39150,0 т цинкового концентрата. 39,15 * 1300 \$ = 50 895 \$ (4,275 млн сом).
Прибыль свинцовый флотации составляет: 22 511 \$ (1, 890 млн. сом).	

2.3. Общий технико-экономический расчет эффективности модифицированного собирателя

Таблица 2.3.1. – Экономическая эффективность

Процесс флотации	Экономическая прибыль, в млн. тенге
Коллективная флотация	300 000 \$ (25,2 млн. сом)
Медная флотация	23 750 \$ (1, 995 млн. сом)
Свинцовая флотация	21 375 \$ (1, 795 млн. сом)
Цинковая флотация	22 511 \$ (1, 890 млн. сом)
Итого:	367 636 \$ (30,881 млн. сом).

Таким образом, по предлагаемой технологии с применением модифицированного аэрофлота та расчет условного экономического эффекта показал, что прибыль при переработке 1 млн. т руды в год составляет: 367 636 \$ (30,881 млн. сом).

3. По применению модифицированного флотореагента

Для расчета взяты показатели стандартной технологии с использованием традиционного керосина и предложенной технологий модифицированного флотореагента на основе нефти Кумкольского месторождения и дизельного

топлива. Проектная мощность фабрики составляет 1 млн. т руды в год. Содержание меди в руде составляет 0,4-0,5 %, молибдена – 0,009 – 0,016 %.

В лабораторных условиях при флотационном обогащении по стандартной технологии выход медно-молибденового концентрата составляет 1,6 %, что соответствует 16000 т

$$1000000 - 100 \%$$

$$x - 1,6 \%$$

$$x = 16000 \text{ т коллективного медно-молибденового концентрата.}$$

Оптимальный расход традиционного керосина – 4 г/т и модифицированного флотореагента– 3 г/т.

Стоимость, 1 л традиционного керосина – 1,5 \$ (126 сом).

Стоимость 1 л модифицированного флотореагента – 0,75 \$ (63 сом).

Таблица 3.1. – Экономический расчет флотореагентов

а) керосин	б) модифицированный флотореагент
Плотность керосина составляет – $0,800 \cdot 10^3$ (кг/м ³)	
1 т – 4 гр 16000 – x x = 64000 гр. 640 кг. 0,64 т	1 т – 3 гр 16000 – x x = 48000 гр. 480 кг. 0,48 т
1 т – 800 литр 0,64 – x x = 512 литр. 512 литр керосин на 1 млн тонн в руде. 512 * 1,5 \$ = 768 \$ (64512 сом).	1 т – 800 литр 0,48 – x x = 384 литр. 384 литр керосин на 1 млн тонн в руде. 384 * 0,75 \$ = 288 \$ (24192 сом).
Разница: 768 – 288 = 480 \$ (40 320 сом).	

Содержание меди в коллективном медно-молибденовом концентрате по стандартной технологии составляет 20,26 %, что соответствует 3241,6 т

$$16000 - 100 \%$$

$$x - 20,26 \%$$

$$x = 3241,6 \text{ т медного концентрата.}$$

Содержание молибдена в коллективном медно-молибденовом концентрате по стандартной технологии составляет 0,59 %, что соответствует 94,4 т

$$16000 - 100 \%$$

$$x - 0,59 \%$$

$$x = 94,4 \text{ т молибденового концентрата.}$$

Таблица 3.2. – Техничко - экономический расчет медно-молибденового концентрата

а) керосин	б) модифицированный флотореагент
Извлечение меди в медном концентрате по стандартной технологии составляет 99,97 %, что соответствует 3240,6275 т	Извлечение меди в медном концентрате по стандартной технологии составляет 99,88 %, что соответствует 3237,71008 т
$3241,6 - 100 \%$ $x - 99,97 \%$ $x = 3240,6275 \text{ т медного концентрата.}$	$3241,6 - 100 \%$ $x - 99,88 \%$ $x = 3237,71008 \text{ т медного концентрата.}$
Разность: $3240,62752 - 3237,71008 = 2,91744=2,9$ т меди больше извлекается чем с применением керосина.	
Извлечение молибдена в молибденовом концентрате по стандартной технологии составляет	Извлечение молибдена в молибденовом концентрате по стандартной технологии составляет

80,03 %, что соответствует 3241,6 т	83,3 %, что соответствует 3241,6 т
$94,4 - 100 \%$ $x - 80,03 \%$ $x = 75,54832 \text{ т} - \text{Мо концентрата.}$	$94,4 - 100 \%$ $x - 83,3 \%$ $x = 78,6352 \text{ т} - \text{Мо концентрата.}$
Разность: $75,54832 - 78,6352 = 3,08688 = 3,1$ тонна молибдена больше извлекается в сравнении с керосином	

Стоимость 1 т меди и молибдена составляет 6000 долларов.

По предлагаемой технологии разделения коллективного медно-свинцового концентрата при переработке 1 млн. т руды в год в цикле селекции дополнительно извлекаем 2,9 т меди и 3,1 т молибдена.

$$2,9 * 6000 \$ = 17400 \$ (1,462 \text{ млн. сом}).$$

$$3,1 * 6000 \$ = 18600 \$ (1,562 \text{ млн. сом}).$$

$$17400 + 15600 = 36\ 000 \$ (3,024 \text{ млн. сом}).$$

Ориентировочная прибыль производства (по меди и молибдена) составляет

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

1. Статическая обработка экспериментов для технологического режима полиметаллической руды Артемьевского месторождения

Обработка результатов ведется следующим образом: Для каждой серии параллельных опытов вычисляют среднее арифметическое значение традиционного бутилового аэрофлота в сравнении с модифицированным аэрофлотом.

Таблица 1.1. - Результаты обогащения полиметаллической руды с применением бутилового аэрофлота при оптимальном расходе 15 г/т

Проводили исследования получения медного концентрата. Эксперимент повторяли 5 раз с оптимальным расходом бутилового аэрофлота. Из пяти опытов результаты четырех наиболее близки друг другу: первого, второго, третьего и пятого. В четвертом опыте содержание и извлечение меди гораздо ниже остальных. В усредненном виде представлены результаты анализов первого, второго, третьего и пятого опытов. Полученный усредненный результат считается оптимальным показателем расхода бутилового аэрофлота - 15 г/т.

Таблица 1.2. - Результаты обогащения полиметаллической руды с применением модифицированного аэрофлота при оптимальном расходе 10 г/т

№ опыт	Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %				Извлечение, %			
			Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe
1	Си конц-т	8,1	1,00	27,1	5	27,8	0,89	64,42	1,33	13,33
	Пр. прод. Си 2	5	12,4	7,1	26,9	14	6,78	10,42	4,40	4,14
	Пр. прод. Си 1	4,9	21,6	10,8	19,1	15,2	11,58	15,53	3,06	4,41
	Кам. прод. Си	82	9	0,4	34	16,1	80,75	9,63	91,21	78,12
	Колл. к-т	100	9,14	3,41	30,6	16,9	100,0	100,0	100,0	100,0
2	Сиконц-т	8,2	1,1	26,4	5,2	27,9	0,97	63,56	1,38	13,71
	Пр. прод. Си 2	5	11,8	7,7	27,6	15	6,36	11,30	4,46	4,49
	Пр. прод. Си 1	5,3	22,4	10	19,5	16,1	12,79	15,56	3,34	5,11
	Кам. пр. Си	81,5	9,1	0,4	34,5	15,7	79,89	9,57	90,83	76,68
	Колл. к-т	100	9,28	3,41	31,0	16,7	100,0	100,0	100,0	100,0
2	Сиконц-т	8	0,9	26,9	5,3	27,7	0,82	64,14	1,37	13,20
	Пр. прод. Си 2	4,8	12,2	7,9	29,7	14,3	6,68	11,30	4,61	4,09
	Пр. прод. Си 1	5	22,4	9,9	19,6	16,3	12,78	14,75	3,17	4,85
	Кам. прод. Си	82,2	8,5	0,4	34,2	15,9	79,72	9,80	90,86	77,86
	Колл. к-т	100	8,76	3,36	30,9	16,8	100,0	100,0	100,0	100,0
4	Сиконц-т	8,3	1,1	22,4	3,6	35,3	0,96	54,75	0,90	14,81
	Пр. прод. Си 2	5,1	11,1	8,6	30,2	12,6	5,97	12,92	4,66	3,25
	Пр. прод. Си 1	5	21,6	13,8	23,8	18,9	11,38	20,32	3,60	4,78
	Кам. прод. Си	81,6	9,5	0,5	36,8	18,7	81,69	12,01	90,84	77,16
	Колл. к-т	100	9,49	3,40	33,06	19,78	100,0	100,0	100,0	100,00
5	Сиконц-т	8,1	1	26,8	4,9	27	0,91	63,61	1,30	13,06
	Пр. прод. Си 2	4,8	12	7,3	27,8	14,7	6,47	10,27	4,36	4,21
	Пр. прод. Си 1	5,6	22	10,1	19	16	13,85	16,57	3,48	5,35
	Кам. пр. Си	81,5	8,6	0,4	34,1	15,9	78,77	9,55	90,86	77,38
	Колл. к-т	100	8,90	3,41	30,59	16,75	100,0	100,0	100,0	100,00
6	Сиконц-т	8,10	1,0	26,8	5,1	27,6	0,9	62,4	1,3	13,3
	Пр. прод. Си 2	4,90	12,1	7,5	28	14,5	6,6	10,6	4,5	4,2
	Пр. прод. Си 1	5,20	22,1	10,2	19,3	15,9	12,7	15,3	3,3	4,9
	Кам. пр. Си	81,8	8,8	0,5	34,2	15,9	79,8	11,8	90,9	77,6
	Колл. к-т	100,0	9,02	3,48	30,8	16,8	100	100	100	100

Проводили исследования получения медного концентрата. Эксперимент повторяли 5 раз с оптимальным расходом бутилового аэрофлота. Из пяти опытов результаты четырех наиболее близки друг другу: второго, третьего, четвертого и пятого. В первом опыте содержание и извлечение меди гораздо ниже остальных. В усредненном виде представлены результаты анализов второго, третьего, четвертого и пятого опытов. Полученный усредненный результат считается оптимальным показателем расхода бутилового аэрофлота -

№ опыт.	Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %				Извлечение, %			
			Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe
1	Сиконц-т	8,3	1,60	29,6	4,8	33	1,27	54,05	1,22	14,58
	Пр. прод. Cu 2	3,6	15,2	13,6	28,4	12,8	5,24	10,77	3,13	2,45
	Пр. прод. Cu 1	6,3	22,4	13,7	17,6	14,9	13,52	18,99	3,40	5,00
	Кам. прод. Cu	81,8	10,2	0,9	36,8	17,9	79,96	16,20	92,25	77,96
	Колл. к-т	100,0	10,43	4,55	32,6	18,8	100,0	100,0	100,0	100,00
2	Сиконц-т	8,3	1,5	29,1	2,3	27,4	1,49	66,55	0,76	13,39
	Пр. прод. Cu 2	4,1	10,3	7,9	17,9	14,8	5,05	8,92	2,92	3,57
	Пр. прод. Cu 1	6,5	14,2	11,2	8,9	16	11,04	20,06	2,30	6,13
	Кам. пр. Cu	81,1	8,5	0,2	29,1	16,1	82,43	4,47	94,01	76,91
	Колл. к-т	100	8,36	3,63	25,1	17,0	100,0	100,0	100,0	100,0
3	Сиконц-т	8,25	1,5	28,7	2,2	27,8	1,53	67,07	0,72	13,50
	Пр. прод. Cu 2	3,9	10	7,7	18,4	14,6	4,83	8,51	2,83	3,35
	Пр. прод. Cu 1	6,3	12,7	11,1	9,2	15,9	9,90	19,81	2,28	5,89
	Кам. прод. Cu	81,55	8,3	0,2	29,3	16,1	83,74	4,62	94,17	77,26
	Колл. к-т	100	8,08	3,53	25,4	17,0	100,0	100,0	100,0	100,00
4	Сиконц-т	8,27	1,6	29,2	2,4	27,6	1,61	67,27	0,78	13,46
	Пр. прод. Cu 2	3,95	10,1	7,8	18,4	14	4,85	8,58	2,87	3,26
	Пр. прод. Cu 1	6,4	13,5	11	9	16	10,50	19,61	2,27	6,04
	Кам. прод. Cu	81,38	8,4	0,2	29,3	16,1	83,05	4,53	94,08	77,25
	Колл. к-т	100	8,23	3,59	25,35	16,96	100,0	100,0	100,0	100,00
5	Сиконц-т	8,27	1,4	28,6	2,7	27,6	1,41	66,19	0,90	13,99
	Пр. прод. Cu 2	4,16	10	7,8	18,9	14,6	5,07	9,08	3,16	3,72
	Пр. прод. Cu 1	6,5	13,2	11,1	9,3	15,7	10,46	20,19	2,43	6,26
	Кам. пр. Cu	81,07	8,4	0,2	28,7	15,3	83,05	4,54	93,51	76,03
	Колл. к-т	100	8,20	3,57	24,88	16,31	100,0	100,0	100,0	100,00
6	Сиконц-т	8,28	1,50	28,90	2,40	27,60	1,51	66,96	0,79	13,59
	Пр. прод. Cu 2	3,94	10,10	7,80	18,40	14,50	4,84	8,60	2,88	3,40
	Пр. прод. Cu 1	6,4	13,40	11,10	9,10	15,90	10,44	19,88	2,31	6,05
	Кам. пр. Cu	81,38	8,40	0,20	29,10	15,90	83,21	4,55	94,02	76,96
	Колл. к-т	100	8,2	3,6	25,2	16,8	100,0	100,0	100,0	100,00

10 г/т.

2. Статическая обработка экспериментов для технологического режима медно-молибденовой руды Актогайского месторождения

Таблица 2.1. – Результаты обогащения селекции коллективного медно-молибденового концентрата с применением керосина при расходе 4 г/т

№ опыт.	Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %				
			Cu	Mo	Cu	Mo			
1.	Мо концентрат	0,73	1,8	39	0,06	52,66			
	Cu продукт	69,00	22,8	0,04	74,78	5,10			
	Промежут. прод. 1	5,37	11,9	0,3	3,04	2,98			
	Промежут. прод. 2	5,00	17,2	0,8	4,09	7,40			
	Промежут. прод. 3	4,70	18,6	0,8	4,16	6,95			
	Промежут. прод. 4	3,50	18,9	1,3	3,14	8,42			
	Промежут. прод. 5	3,20	20,7	1,6	3,15	9,47			
	Промежут. прод. 6	2,00	22,6	1,8	2,15	6,66			
	Конц. контр.флот.	6,50	17,6	0,03	5,44	0,36			
	Cu-Mo концентр.	100,00	21,04	0,54	100,0	100,0			
2.	Мо концентрат	0,68	2,1	37,6	0,07	47,74			
	Cu продукт	68,60	22,3	0,05	72,81	6,40			
	Промежут. прод. 1	5,23	13,1	0,21	3,26	2,05			
	Промежут. прод. 2	5,20	16,4	0,8	4,06	7,77			
	Промежут. прод. 3	4,50	19,8	1,1	4,24	9,24			
	Промежут. прод. 4	3,60	20,9	1,3	3,58	8,74			
	Промежут. прод. 5	3,20	21,6	1,6	3,29	9,56			
	Промежут. прод. 6	2,10	24,3	2,1	2,43	8,23			
	Конц. контр.флот.	6,89	19,1	0,02	6,26	0,26			
	Cu-Mo концентр.	100,00	21,01	0,54	100,0	100,0			
3.	Мо концентрат	0,70	2,1	37,5	0,07	50,14			
	Cu продукт	68,20	21,9	0,05	71,94	6,51			
	Промежут. прод. 1	5,40	12,7	0,2	3,30	2,06			
	Промежут. прод. 2	5,00	17	0,95	4,09	9,07			
	Промежут. прод. 3	4,60	19,8	0,9	4,39	7,91			
	Промежут. прод. 4	3,70	20,4	1,1	3,64	7,77			
№ опыт.	Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %				
			Cu	Mo					
			3.	Промежут. прод. 5	3,50	22,6	1,4	3,81	9,36
				Промежут. прод. 6	1,90	24,3	1,9	2,22	6,90
Конц. контр.флот.	7,00	19,4		0,02	6,54	0,27			
Cu-Mo концентр.	100,00	20,76	0,52	100,0	100,0				
4.	Мо концентрат	0,90	4,5	30,2	0,20	46,41			
	Cu продукт	65,30	20,6	0,1	66,90	11,15			
	Промежут. прод. 1	4,60	13,6	0,3	3,11	2,36			
	Промежут. прод. 2	4,90	18,9	1	4,61	8,37			
	Промежут. прод. 3	4,50	20,1	0,8	4,50	6,15			
	Промежут. прод. 4	4,00	20,3	1,1	4,04	7,51			
	Промежут. прод. 5	3,60	20,7	1,4	3,71	8,61			
	Промежут. прод. 6	2,70	22,8	1,7	3,06	7,84			
Конц. контр.флот.	9,50	20,9	0,1	9,87	1,62				

	Си-Мо концентр.	100,00	20,11	0,59	100,0	100,0
5.	Мо концентрат	0,7	2,0	38,0	0,07	50,16
	Си продукт	68,6	22,3	0,05	73,14	6,47
	Промежут. прод. 1	5,3	12,6	0,2	3,19	2,00
	Промежут. прод. 2	5,1	16,9	0,9	4,12	8,66
	Промежут. прод. 3	4,6	19,4	0,9	4,27	7,81
	Промежут. прод. 4	3,6	20,1	1,2	3,46	8,15
	Промежут. прод. 5	3,3	21,6	1,5	3,41	9,34
	Промежут. прод. 6	2,0	23,7	1,9	2,27	7,17
	Конц. контр.флот.	6,8	18,7	0,02	6,08	0,26
	Си-Мо концентр.	100	20,92	0,53	100	100

Проведены исследования получения селективного медного и молибденового концентратов. Эксперимент повторяли 4 раза с оптимальным расходом керосина 4 г/т и модифицированного флотореагента 3 г/т. В случае аполярного собирателя – керосина выявлено, что из четырех опытов результаты близки друг другу: первого, второго и третьего. В четвёртом опыте содержание и извлечение меди гораздо ниже остальных. С применением модифицированного флотореагента, из четырех опытов результаты близки друг другу: первого, третьего и четвертого. Во втором опыте содержание и извлечение молибдена гораздо ниже остальных.

Таблица 4.2. – Результаты обогащения селекции коллективного медно-молибденового концентрата с применением МФ (нефти Кумкольского месторождения и дизельного топлива 1:1) при расходе 3 г/т

№ опыт.	Наименование продуктов	Выход %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Cu	Mo	Cu	Mo
1.	Мо концентрат	0,78	1,5	39,2	0,06	53,34
	Си продукт	69,00	23,1	0,05	75,55	6,02
	Промежут. прод. 1	5,00	11,5	0,4	2,73	3,49
	Промежут. прод. 2	4,90	15	0,8	3,48	6,84
	Промежут. прод. 3	4,60	19,2	0,9	4,19	7,22
	Промежут. прод. 4	3,30	19,8	1,3	3,10	7,48
	Промежут. прод. 5	2,80	21,5	1,6	2,85	7,82
	Промежут. прод. 6	2,40	24,4	1,8	2,78	7,54
	Конц. контр.флот.	7,22	15,4	0,02	5,27	0,25
	Си-Мо концентр.	100,00	21,10	0,57	100,0	100,0
2.	Мо концентрат	1,00	3,2	32,1	0,16	41,96
	Си продукт	71,20	21,8	0,1	75,35	9,31
	Промежут. прод. 1	4,60	13,6	0,4	3,04	2,40
	Промежут. прод. 2	4,10	16,8	1,1	3,34	5,89
	Промежут. прод. 3	4,00	19,2	1,3	3,73	6,80
	Промежут. прод. 4	3,70	20,1	1,6	3,61	7,74
	Промежут. прод. 5	2,80	21,3	1,9	2,90	6,95
	Промежут. прод. 6	2,00	22,4	2,3	2,17	6,01
	Конц. контр.флот.	6,60	17,8	1,5	5,70	12,94
	Си-Мо концентр.	100,00	20,60	0,77	100,0	100,0
3.	Мо концентрат	0,83	2	38,4	0,08	51,91
	Си продукт	68,60	22,6	0,05	74,74	5,59
	Промежут. прод. 1	5,30	11,8	0,25	3,02	2,16
	Промежут. прод. 2	5,20	14,3	1	3,58	8,47
	Промежут. прод. 3	5,00	17,9	1,1	4,31	8,96
	Промежут. прод. 4	3,20	19,7	1,3	3,04	6,78
	Промежут. прод. 5	3,20	20,7	1,4	3,19	7,30
	Промежут. прод. 6	2,50	24,9	2,1	3,00	8,55
	Конц. контр.флот.	6,17	16,9	0,03	5,03	0,30
	Си-Мо концентр.	100,00	20,74	0,61	100,0	100,0
4.	Мо концентрат	0,80	2,2	38,5	0,08	53,92
	Си продукт	69,10	23	0,05	75,83	6,05
	Промежут. прод. 1	5,00	11,5	0,25	2,74	2,19
	Промежут. прод. 2	4,90	14,8	0,9	3,46	7,72
	Промежут. прод. 3	4,50	17,5	1,3	3,76	10,24
	Промежут. прод. 4	3,10	19,3	1	2,85	5,43
	Промежут. прод. 5	3,00	21,7	1,5	3,11	7,88
	Промежут. прод. 6	2,00	24,8	1,8	2,37	6,30
	Конц. контр.флот.	7,60	16	0,02	5,80	0,27
	Си-Мо концентр.	100,00	20,96	0,57	100,0	100,0
5.	Мо концентрат	0,8	1,9	38,7	0,07	52,96
	Си продукт	68,9	22,9	0,05	75,34	5,89
	Промежут. прод. 1	5,1	11,6	0,3	2,82	2,62
	Промежут. прод. 2	5	14,8	0,9	3,53	7,70
	Промежут. прод. 3	4,7	18,2	1,1	4,08	8,84
	Промежут. прод. 4	3,2	19,6	1,2	2,99	6,57
	Промежут. прод. 5	3,0	21,3	1,5	3,05	7,70
	Промежут. прод. 6	2,3	24,7	1,9	2,71	7,48
	Конц. контр.флот.	7,0	16,1	0,02	5,38	0,24
	Си-Мо концентр.	100	20,94	0,585	100	100

ПРИЛОЖЕНИЕ В

«УТВЕРЖДАЮ»
Заместитель Генерального
директора АО «ИМиО»
Кульдеев Е.И.
«12» ноября 2017 г.



АКТ

О реализации научных результатов, полученных в диссертации Мухановой Айнуры Айтказыновны на соискание ученой степени кандидата технических наук по специальности 25.00.13-обогащение полезных ископаемых на тему: «Совершенствование технологии переработки полиметаллических и медно-молибденовых руд с применением модифицированных флотореагентов»

Комиссия в составе: председателя – к.т.н., в.н.с лаборатории Специальных методов гидрометаллургии Сурковой Т.Ю. и членов комиссии – сотрудников лаборатории Флотореагентов и обогащения - к.т.н., в.н.с. Семушкиной Л.В., к.т.н., в.н.с. Турысбекова Д.К., н.с. Нарбековой С.М., м.н.с. Калдыбаевой Ж.А. свидетельствуют о том, что в процессе совершенствования технологии переработки полиметаллической руды Артемьевского месторождения, отличающейся тонкой вкрапленностью и тесным взаимопрорастанием минералов между собой, а также с вмещающими минералами пустой породы, были реализованы следующие научные результаты, полученные в кандидатской диссертации **Мухановой Айнуры Айтказыновны**:

- в процессе флотации использован модифицированный ксантогенат, полученный согласно разработанному способу на основе сивушного масла Айдабульского спиртового производства;
- в процессе флотации использован модифицированный аэрофлот, полученный согласно разработанному способу на основе сивушного масла Айдабульского спиртового производства;

Реализация материалов диссертации **Мухановой Айнуры Айтказыновны** позволила увеличить извлечение меди, свинца и цинка в коллективный концентрат, повысить их содержание и снизить расход модифицированного реагента по сравнению с базовым.

Материалы диссертации использованы в следующих документах, материалах и разработках:

1 статья в журнале «Обогащение руд», Российской Академии наук, входящем в базу данных Scopus и 2 статьи в журнале «Известия Вузов

ПРИЛОЖЕНИЕ Г



(19) **МИНИСТЕРСТВО ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН**

(12) **ИННОВАЦИОННЫЙ ПАТЕНТ**

(11) **№ 29600**

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

(54) **НАЗВАНИЕ:** Способ обогащения полиметаллической медно-свинцовой-цинковой руды

(73) **ПАТЕНТООБЛАДАТЕЛЬ:** Акционерное общество "Центр наук о земле, металлургии и обогащения"

(72) **АВТОР (АВТОРЫ):** Тусупбаев Несипбай Куандыкович; Калугин Сергей Николаевич; Муханова Айнура Айтказыновна; Турьсбеков Дулатбек Кадырбек улы; Семушкина Лариса Валерьевна; Сатылганова Сандугаш Бурабаевна

(21) **Заявка № 2014/0602.1**

(22) **Дата подачи заявки 29.04.2014**

Зарегистрировано в Государственном реестре изобретений Республики Казахстан 23.02.2015г.

Действие инновационного патента распространяется на всю территорию Республики Казахстан при условии своевременной оплаты поддержания инновационного патента в силе.

**Заместитель министра юстиции
Республики Казахстан**

Э. Азимова

Сведения о внесении изменений приводятся на отдельном листе в виде приложения к настоящему инновационному патенту



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

(19) KZ (13) A4 (11) 29600
(51) B03D 1/02 (2006.01)

МИНИСТЕРСТВО ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ИННОВАЦИОННОМУ ПАТЕНТУ

(21) 2014/0602.1

(22) 29.04.2014

(45) 16.03.2015, бюл. №3

(72) Тусупбаев Несипбай Куандыкович; Калугин Сергей Николаевич; Муханова Айнура Айтказыновна; Турысбеков Дулатбек Кадырбек улы; Семушкина Лариса Валерьевна; Сатылганова Сандугаш Бурабаевна

(73) Акционерное общество "Центр наук о земле, металлургии и обогащения"

(56) Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. - Изд.: Лань, том IV. 2008. с.385

(54) СПОСОБ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОЙ МЕДНО-СВИНЦОВОЙ-ЦИНКОВОЙ РУДЫ

(57) Изобретение относится к области обогащения руд цветных металлов и может быть использовано при флотации сульфидных полиметаллических руд.

Предложен способ обогащения полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды, включающий измельчение, коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию с последующей селективной флотацией с получением медного, свинцового и цинкового концентратов, отличающийся тем, что во всех циклах флотации в качестве собирателя используют модифицированный бутиловый ксантогенат, синтезированный из смеси бутилового спирта и сивушного масла - отхода спиртового производства, взятых в соотношении 1:3.

Техническим результатом предлагаемого изобретения является повышение степени извлечения меди, свинца и цинка в коллективном и селективном циклах флотации и снижение расхода собирателя.

(19) KZ (13) A4 (11) 29600

Изобретение относится к области обогащения руд цветных металлов и может быть использовано при флотации сульфидных полиметаллических руд.

Основными полезными минералами полиметаллических руд являются халькопирит, галенит и сфалерит, которые имеют тонкую вкрапленность и характеризуются тесным взаимопрорастанием между собой, а также вмещающими минералами пустой породы. Все это затрудняет получение высококачественных концентратов.

Известен способ переработки медно-цинково-пиритной руды, в котором в качестве собирателя применяли композицию селективных слабых собирателей - изобутилового дитиофосфата и изопропил-о-метил-N-тиокарбомата и сильного собирателя - бутилового ксантогената в соотношении 3:4,5:1 (Патент RU №2433866, МПК В03В 1/02, опубл. 20.11.2011).

Основным недостатком данного способа является то, что собиратель дорогостоящий и значительно высокий расход.

Наиболее близким к предлагаемому изобретению является способ обогащения полезных ископаемых с целью извлечения ценных компонентов методом медно-свинцово-цинково-пиритной флотации. Способ включает измельчение, коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию, затем последовательно идет селективная флотация. На каждой стадии селективной флотации получают одноименные медные, свинцовые и цинковые концентраты. Во всех схемах флотации, как коллективной, так и селективной, в качестве собирателя используется бутиловый ксантогенат (Абрамов А.А. Флотационные методы обогащения. - Изд.: Лань, том IV. 2008. - с.385).

Однако применение по данному способу бутилового ксантогената для коллективного и селективного циклов медно-свинцово-цинковой флотации не обеспечивает высоких технологических показателей по извлечению коллективных и разноименных концентратов и требует повышенного расхода собирателя.

Техническим результатом предлагаемого изобретения является повышение степени извлечения меди, свинца и цинка в коллективном и селективном циклах флотации и снижение расхода собирателя.

Это достигается в способе обогащения полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды, включающем измельчение, коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию с последующей селективной флотацией с получением медного, свинцового и цинкового концентратов, в котором согласно изобретению во всех циклах флотации в качестве собирателя используют модифицированный бутиловый ксантогенат, синтезированный из смеси бутилового спирта и сивушного масла - отхода спиртового производства, взятых в соотношении 1:3.

Механизм взаимодействия реагента - модифицированного собирателя, синтезированного из смеси бутилового спирта и сивушного масла в

соотношении 1:3, с минералами меди, свинца и цинка заключается в следующем: модифицированный ксантогенат при адсорбции на поверхности минералов приводит к усилению гидрофобизации за счет перекрытия углеводородных радикалов нормального изостроения. При этом улучшаются его селективные свойства по отношению к сульфидным минералам, что позволяет повысить степень извлечения.

Кроме того, использование модифицированного бутилового ксантогената в качестве собирателя позволяет снизить его расход по сравнению с известным способом.

Способ осуществляется следующим образом.

В качестве исходного продукта использована медно-свинцово-цинковая руда Артемьевского месторождения, содержание основных компонентов в которой составляет, мас.%.: меди - 1,3-1,7; свинца - 2,3-2,8; цинка - 6,9-7,2.

Исследования по флотуемости руды проводили в режиме открытого цикла. Исходная навеска составляла 1000 г. При флотации использовали пенообразователь Т-80.

Пример 1 (по прототипу).

В качестве собирателя во всех циклах флотации использовали бутиловый ксантогенат.

Руду обогащали по схеме коллективной флотации с получением коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата. Схема включала основную медно-свинцово-цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. Результаты флотационных опытов представлены в табл.1. При этом получили медно-свинцово-цинковый концентрат с содержанием меди - 6,9 мас.%, свинца - 11,2 мас.% и цинка - 31,5 мас.%. Извлечение меди в коллективный концентрат составило - 85,5%, свинца - 85,6%, цинка - 88,4%.

Затем руду обогащали по прямой селективной схеме флотации коллективного концентрата, который подвергался разделению на медный, свинцовый и цинковый концентраты. Цикл медной флотации проводился после доизмельчения коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата при pH=8. Доизмельчение коллективного концентрата проводилось в пределах 85-98% класса - 0,074 мм. Схема включала основную медную флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. Сравнительные результаты флотационных опытов представлены в табл.3. При этом получили медный концентрат с содержанием меди 26,9 мас.% при извлечении - 59,7%. Расход пенообразователя Т-80 составлял 15 г/т.

Далее по прямой селективной схеме проведен цикл свинцовой флотации. Анализ полученных данных показал, что с применением бутилового ксантогената получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 55,8 мас.% при извлечении 85,1%. Цинковый цикл флотации проводился при pH 10,0-10,5 с использованием в качестве активатора цинковых минералов медного купороса.

Получен цинковый концентрат с содержанием цинка 52,9 мас.% при извлечении 78,9%.

Пример 2 (предлагаемый способ).

Условия проведения опыта и реагентный режим тот же, но в процесс подавали модифицированный бутиловый ксантогенат, синтезированный из смеси бутилового спирта и сивушного масла - отхода спиртового производства, взятых в соотношении 1:3.

Руду обогащали по схеме коллективной флотации с получением коллективного медно-свинцово-цинкового концентрата. Схема включала основную медно-свинцово-цинковую флотацию, контрольную флотацию и две перечистные операции. В основную коллективную и контрольную флотации подавали модифицированный бутиловый ксантогенат. Результаты опытов приведены в табл.2.

Результаты флотационных опытов показали, что применение модифицированного бутилового ксантогената позволяет уменьшить расход

собирателя на 10 г/т, и увеличить извлечение цветных металлов в коллективный концентрат на 1,6 - 4,5%.

Затем руду обогащали по прямой селективной схеме флотации коллективного концентрата, который подвергался разделению на медный, свинцовый и цинковый концентраты. Сравнительные результаты флотационных опытов представлены в табл.3.

Получен медный концентрат с содержанием меди 28,5 мас.% при извлечении 66,3%. Применение модифицированного бутилового ксантогената позволяет повысить извлечение меди в концентрат примерно на 5%.

В цикле свинцовой флотации был получен свинцовый концентрат с содержанием свинца 56,1 мас.% при извлечении 90,1%, в цикле цинковой флотации получен цинковый концентрат с содержанием цинка 54,5 мас.% при извлечении 83,5%.

Таблица 1

Способ обогащения полиметаллической руды Артемьевского месторождения по прототипу (цикл коллективной флотации)

Наименование продуктов	Выход %	Содержание, мас.%				Извлечение, %				Собиратель
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. к-т	21,6	11,2	6,9	31,5	16,4	85,6	85,5	88,4	40,0	Бутиловый ксантогенат 85 г/т
Пр. пр. 2	3,4	2,1	1,8	5,3	11,6	2,5	3,5	2,3	4,5	
Пр. пр. 1	4,5	1,4	1,2	4,9	13,1	2,2	3,1	2,9	6,7	
Пен. контр. 1	5,1	1,5	1,4	4,5	9,3	2,7	4,1	3,0	5,4	
Хвосты	65,4	0,3	0,1	0,4	5,9	6,9	3,8	3,4	43,6	
Исход, руда	100	2,8	1,7	7,7	8,9	100	100	100	100	

Таблица 2

Способ обогащения полиметаллической руды Артемьевского месторождения по предлагаемому способу (цикл коллективной флотации)

Наименование продуктов	Выход: %	Содержание, мас.%				Извлечение, %				Собиратель
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Коллект. к-т	21,3	11,6	7,3	31,2	18,4	87,2	90,0	90,7	48,8	Модифицированный бутиловый ксантогенат 75 г/т
Пр. пр. 2	2,9	2,1	1,4	7,1	7,2	2,1	2,3	2,8	2,6	
Пр. пр. 1	3,1	1,9	1,0	3,5	5,1	2,1	1,8	1,5	2,0	
Пен. контр. 1	2,2	1,4	1,4	3,9	9,7	1,1	1,8	1,2	2,7	
Хвосты	70,5	0,3	0,1	0,4	5,0	7,5	4,1	3,8	43,9	
Исход, руда	100	2,8	1,7	7,3	8,0	100	100	100	100	

Таблица 3

Способ обогащения полиметаллической руды Артемьевского месторождения по прототипу и предлагаемому способу (селективная флотация)

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, мас.%				Извлечение, %				Собиратель
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Медный цикл (по прототипу)										
Си конц-т	7,5	1,5	26,9	6,4	30,2	1,4	59,7	1,8	13,9	Бутиловый ксантогенат 15 г/т
Пр. пр. Си 2	4,2	13,4	10,9	16,7	15,8	6,9	13,5	2,6	4,1	
Пр. пр. Си 1	5,3	20,6	6,4	24,1	9,7	13,3	10,0	4,8	3,2	
Пен. контр. Си	3,7	4,9	4,6	14,2	6,9	2,2	5,0	2,0	1,6	
Кам. прод. Си	79,3	7,9	0,5	30,1	15,9	76,3	11,7	88,9	77,3	
Коллект. к-т	100	8,2	3,4	26,9	16,3	100	100	100	100	
Медный цикл (по предлагаемому способу)										
Си конц-т	7,9	1,5	28,5	4,9	33,6	1,4	66,3	1,5	16,7	

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, мас. %				Извлечение, %				Собиратель
		Pb	Cu	Zn	Fe	Pb	Cu	Zn	Fe	
Пр. пр. Cu 2	3,4	10,3	13,4	7,3	14,3	4,2	13,4	1,0	3,1	Модифицированный бутиловый ксантогенат 10 г/т
Пр. пр. Cu 1	5,3	12,6	5,3	9,5	9,8	7,9	8,3	2,0	3,3	
Пен. контр. Cu	4,2	10,9	5,9	8,9	11,3	5,4	7,3	1,5	3,0	
Камер. прод. Cu	79,2	8,6	0,2	29,7	14,8	81,0	4,7	94,0	73,9	
Коллект. к-т	100	8,4	3,4	25,0	15,9	100	100	100	100	
Свинцовый цикл (по прототипу)										
Pb конц-т	13,9	55,8	0,2	4,9	2,5	85,1	13,4	2,3	2,2	Бутиловый ксантогенат 20 г/т
Пр. пр. Pb 2	2,1	21,1	0,3	8,5	3,1	4,9	3,0	0,6	0,4	
Пр. пр. Pb 1	3,2	12,9	0,3	17,9	8,4	4,5	4,6	1,9	1,7	
Пен. пр. Pbфл.	2,9	3,9	0,3	7,4	4,9	1,2	4,2	0,7	0,9	
Камер. пр. Pb	77,9	0,5	0,2	36,1	19,1	4,3	74,8	94,5	94,8	
Камер. пр. Cu	100	9,11	0,21	29,7	15,7	100	100	100	100	
Свинцовый цикл (по предлагаемому способу)										
Pb конц-т	14,1	56,1	0,2	4,2	2,0	90,1	14,8	2,0	1,9	Модифицированный бутиловый ксантогенат 15 г/т
Пр. пр. Pb 2	2,4	9,4	0,1	8,9	2,6	2,6	1,3	0,7	0,4	
Пр. пр. Pb 1	2,9	3,7	0,1	15,6	2,8	1,2	1,5	1,5	0,5	
Пен. пр. Pbфл.	3,7	4,1	0,1	6,6	2,1	1,7	1,9	0,8	0,5	
Камер. пр. Pb	76,9	0,5	0,2	36,9	19,1	4,4	80,5	95,0	96,7	
Камер. пр. Cu	100	8,78	0,19	29,9	15,2	100	100	100	100	
Цинковый цикл (по прототипу)										
Zn конц-т	53,2	0,7	0,1	52,9	1,9	54,8	53,2	78,9	6,1	Бутиловый ксантогенат 25 г/т
Пр. пр. Zn 2	4,3	0,6	0,1	44,3	6,2	3,8	4,3	5,3	1,6	
Пр. пр. Zn 1	5,8	0,6	0,1	36,6	9,1	5,1	5,8	6,0	3,2	
Пен. пр. Znфл.	4,9	0,5	0,1	36,8	8,2	3,6	4,9	5,1	2,4	
Fe конц-т	31,8	0,7	0,1	5,3	44,8	32,7	31,8	4,7	86,6	
Камер. пр. Pb	100	0,68	0,10	35,6	16,4	100	100	100	100	
цинковый цикл (по предлагаемому способу)										
Zn конц-т	55,3	0,6	0,1	54,5	1,9	55,6	55,3	83,5	6,2	Модифицированный бутиловый ксантогенат 20 г/т
Пр. пр. Zn 2	3,9	0,6	0,1	46,8	6,2	3,9	3,9	5,1	1,4	
Пр. пр. Zn 1	4,1	0,6	0,1	38,4	9,1	4,1	4,1	4,4	2,2	
Пен. пр. Znфл.	3,2	0,5	0,1	36,3	8,2	2,7	3,2	3,2	1,5	
Fe конц-т	33,5	0,6	0,1	4,2	44,8	33,7	33,5	3,9	88,6	
Камер. пр. Pb	100	0,60	0,10	36,1	16,9	100	100	100	100	

Как видно из приведенных примеров, предлагаемой способ позволяет повысить степень извлечения меди, свинца и цинка в разноименные концентраты на 3-5% и снизить расход реагента - собирателя на 10-15%.

ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

Способ обогащения полиметаллической медно-свинцово-цинковой руды, включающий

измельчение, коллективную медно-свинцово-цинковую флотацию с последующей селективной флотацией с получением медного, свинцового и цинкового концентратов, отличающийся тем, что во всех циклах флотации в качестве собирателя используют модифицированный бутиловый ксантогенат, синтезированный из смеси бутилового спирта и сивушного масла - отхода спиртового производства, взятых в соотношении 1:3.

Верстка Ж. Жомартбек
Корректор Г. Тулеубекова



(19) КОМИТЕТ ПО ПРАВАМ ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
МИНИСТЕРСТВА ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

(12) **ИННОВАЦИОННЫЙ ПАТЕНТ**

(11) **№ 28203**

НА ИЗОБРЕТЕНИЕ

(54) **НАЗВАНИЕ:** СПОСОБ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

(73) **ПАТЕНТООБЛАДАТЕЛЬ:** Акционерное общество "Центр наук о земле,
металлургии и обогащения"

(72) **АВТОР (АВТОРЫ):** Тусупбаев Несипбай Куандыкович; Семушкина Лариса
Валерьевна; Турысбеков Дулатбек Кадырбекулы; Муханова Айнур Айтказиевна;
Калдыбаева Жамихан Абдилдабековна; Мухамедилова Айнур Мухаметкалиевна;
Ержанова Жадыра Аманкелдиевна

(21) **Заявка №** 2013/0374.1

(22) **Дата подачи заявки** 28.03.2013

Зарегистрировано в Государственном реестре изобретений Республики Казахстан
19.02.2014г.

Действие инновационного патента распространяется на всю территорию Республики
Казахстан при условии своевременной оплаты поддержания инновационного патента
силе.

Председатель Комитета по правам
интеллектуальной собственности
Министерства юстиции Республики Казахстан

 А. Естаев

Сведения о внесении изменений приводятся на отдельном листе в виде приложения к настоящему инновационному патенту.



РЕСПУБЛИКА КАЗАХСТАН

(19) KZ (13) A4(11) 28203

(51) B03D 1/02 (2006.01)

B03D 1/004 (2006.01)

B03D 1/08 (2006.01)

B03D 101/02 (2006.01)

КОМИТЕТ ПО ПРАВАМ
ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
МИНИСТЕРСТВА ЮСТИЦИИ РЕСПУБЛИКИ КАЗАХСТАН

ОПИСАНИЕ ИЗОБРЕТЕНИЯ К ИННОВАЦИОННОМУ ПАТЕНТУ

(21) 2013/0374.1

(22) 28.03.2013

(45) 17.03.2014, бюл. №3

(72) Тусупбаев Несипбай Куандыкович; Семушкина Лариса Валерьевна; Турысбеков Дулатбек Кадырбекулы; Муханова Айнура Айтказиевна; Калдыбаева Жамихан Абдилдабековна; Мухамедилова Айнура Мухаметкалиевна; Ержанова Жадыра Аманкелдиевна

(73) Акционерное общество "Центр наук о земле, металлургии и обогащения"

(56) А.А.Абрамов. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2. Технология обогащения полезных ископаемых. -М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004, с.103-106

(54) СПОСОБ РАЗДЕЛЕНИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

(57) Изобретение относится к области обогащения молибденосодержащих руд. Способ разделения медно-молибденовых руд, включающий измельчение, коллективную флотацию с получением медно-молибденового концентрата и селективную флотацию с получением молибденового концентрата, отличающийся тем, что при проведении селективной флотации в качестве собирателя молибдена используют флотореагент, представляющий собой смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения, взятых в соотношении 1:1. Способ позволяет повысить содержание молибдена в молибденовом концентрате на 7,0%, извлечения - на 2,9% при снижении расхода реагента на 10-15%.

(19) KZ (13) A 4 (11) 28203

Изобретение относится к области обогащения редкометалльных руд и может быть использовано при флотационном обогащении молибденсодержащих руд.

Трудности обогащения молибденсодержащих руд обусловлены особенностями их вещественного состава. К основным из них относятся: необходимость очень тонкого измельчения продуктов обогащения, недостаточная эффективность отделения сульфидных минералов от минералов породы, необходимость применения сложных технологических режимов разделения сульфидных минералов. Основными полезными минералами таких руд являются халькопирит и молибденит.

Известен способ обогащения медно-молибденовых руд по схеме коллективной флотации сульфидов меди и молибдена с последующим их разделением с применением аполиарного собирателя керосина. Такая схема применяется при флотации медно-порфириновых руд, в которых молибден представлен молибденитом, медь - как первичными, так и вторичными сульфидами, практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-молибденовые руды. Такая флотация применяется на Балхашской обогатительной фабрике (Казахстан), Алмалыкской фабрике (Узбекистан), фабриках Чукикамата и Эль Сальвадор (Чили), фабрике Сильвер Белл (США) (Полькин С.И., Адамов Э.В. «Обогащение руд цветных и редких металлов» - М.Недра, 1975.- с.416-421). К недостаткам способа относится относительно высокая цена аполиарных собирателей молибденита.

Известен способ обогащения медно-молибденовых руд, включающий коллективную медно-молибденовую флотацию в щелочной среде, создаваемой известью с последующей селективной флотацией медно-молибденового концентрата. Для этого коллективный концентрат обрабатывают кислородом при температуре 60-95°C, давлении 0,05-1,0 МПа, начиная при pH 11,0-8,5 и заканчивая при pH 8,0-6,0, с выделением молибдена в пенный продукт (RU, патент №2038859, кл. B03D 1/02, 1990 г.). Недостатком данного способа является использование на стадии селективной флотации молибдена кислорода - дорогого и дефицитного материала при повышенном давлении, что существенно удорожает операцию селекции.

Наиболее близким к предлагаемому изобретению является способ флотации медно-молибденовых руд, включающий стадии измельчения, основную коллективную и контрольную медно-молибденовую флотацию, цикл селекции коллективного медно-молибденового концентрата с получением молибденового концентрата. В цикле селекции медно-молибденового концентрата в качестве аполиарного собирателя молибденита используют керосин (А.А. Абрамов Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т.2 Технология обогащения полезных ископаемых. М.: Издательство Московского

государственного горного университета, 2004.- с.103-106).

Основными недостатками способа являются недостаточно высокое содержание и извлечение молибдена в молибденовом концентрате и относительно высокая цена аполиарных собирателей молибденита.

Достижимым техническим результатом предлагаемого изобретения является увеличение содержания молибдена в молибденовом концентрате, повышение степени извлечения молибдена и более низкая стоимость собирателя молибденита.

Это обеспечивается в способе разделения медно-молибденовых руд, включающем измельчение, коллективную медно-молибденовую флотацию с получением медно-молибденового концентрата, селективный цикл флотации с получением молибденового концентрата, в котором при проведении селективной флотации в качестве собирателя молибдена используют флотореагент, представляющий собой смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения, взятых в соотношении 1:1.

Использование предлагаемого способа флотации медно-молибденовых руд позволяет полностью заменить керосин на стадии селективной флотации коллективного медно-молибденового концентрата на более дешевый реагент - собиратель, а именно смесь дизельного топлива и нефти. При этом способ обеспечивает получение молибденового концентрата с более высоким содержанием и извлечением молибдена и меньшим расходом реагента.

Реагент-собиратель молибдена получают путем смешения дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения в оптимальном соотношении 1:1.

Использование нового флотореагента при молибденовой флотации, по сравнению с керосином, обеспечивает прирост содержания молибдена в молибденовом концентрате на 7,0% извлечения - на 2,9%. При этом расход реагента снижается на 10-15%.

Примеры осуществления способа

Пример 1 (по прототипу).

В качестве исходного продукта использовать бедную пробу медно-молибденовой руды Шорского месторождения, содержание основных компонентов в которой составляет, масс.-%: меди - 0,07 молибдена - 0,02.

Руду обогащали по схеме коллективной-селективной флотации с получением коллективного медно-молибденового концентрата с последующим выделением из него молибденового концентрата. Схема включает коллективный медно-молибденовый цикл и цикл селекции коллективного медно-молибденового концентрата, состоящие из основной, контрольной и перечистных операций. В качестве собирателя молибдена использовали керосин с расходом 150 г/т руды. Результаты флотационных опытов представлены в таблице. При этом в цикле селекции коллективного ме...

молибденового концентрата получили молибденовый концентрат с содержанием молибдена 27,1 % при извлечении 68,1 %.

Пример 2 (предлагаемый способ).

В качестве исходного продукта использована бедная проба медно-молибденовой руды Шорского месторождения, как в примере 1.

Исследования по флотуемости руды проводились в режиме открытого цикла. Исходная навеска в опытах составляла 1000 г.

Схема проведения флотационных опытов представлена на фиг. В цикле селекции коллективного медно-молибденового концентрата в основную и контрольную молибденовую флотацию подавали флотореагент, представляющий собой

смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения в соотношении 1:1. Расход в основной молибденовой флотации составлял 80 г/т, в контрольной молибденовой флотации - 45 г/т. Общий расход флотореагента составил 125 г/т. Результаты опытов приведены в таблице 2.

При оптимальном расходе флотореагента 125 г/т получили молибденовый концентрат с содержанием молибдена 34,1 % при извлечении 71,0%.

Результаты флотационных опытов показали, что применение в качестве собирателя молибдена смеси дизельного топлива и нефти обеспечивает увеличение содержания молибдена в молибденовом концентрате на 7,0 %, извлечения - на 2,9 %. При этом расход реагента снижается на 10-15 %.

Таблица 1

Способ селекции коллективного медно-молибденового концентрата, полученного из медно-молибденовой руды Шорского месторождения по прототипу

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Mo	Cu	Mo	Cu	
Mo концентрат	1,3	27,1	4,5	68,1	4,86	Керосин - 150 г/т
Cu продукт	69,1	0,08	1,3	10,7	74,63	
Пр. пр. 1	8,4	0,2	1,1	3,2	7,68	
Пр. пр. 2	5,0	0,4	1,2	3,9	4,98	
Пр. пр. 3	2,1	0,9	1,1	3,7	1,92	
Пр. пр. 4	1,5	1,1	1,0	3,2	1,25	
Пр. пр. 5	1,2	1,2	0,9	2,8	0,90	
Конц. контр.фл.	11,4	0,2	0,4	4,4	3,79	
Cu-Mo концентр.	100	0,52	1,20	100	100	

Таблица 2

Способ селекции коллективного медно-молибденового концентрата, полученного из медно-молибденовой руды Шорского месторождения по предлагаемому способу

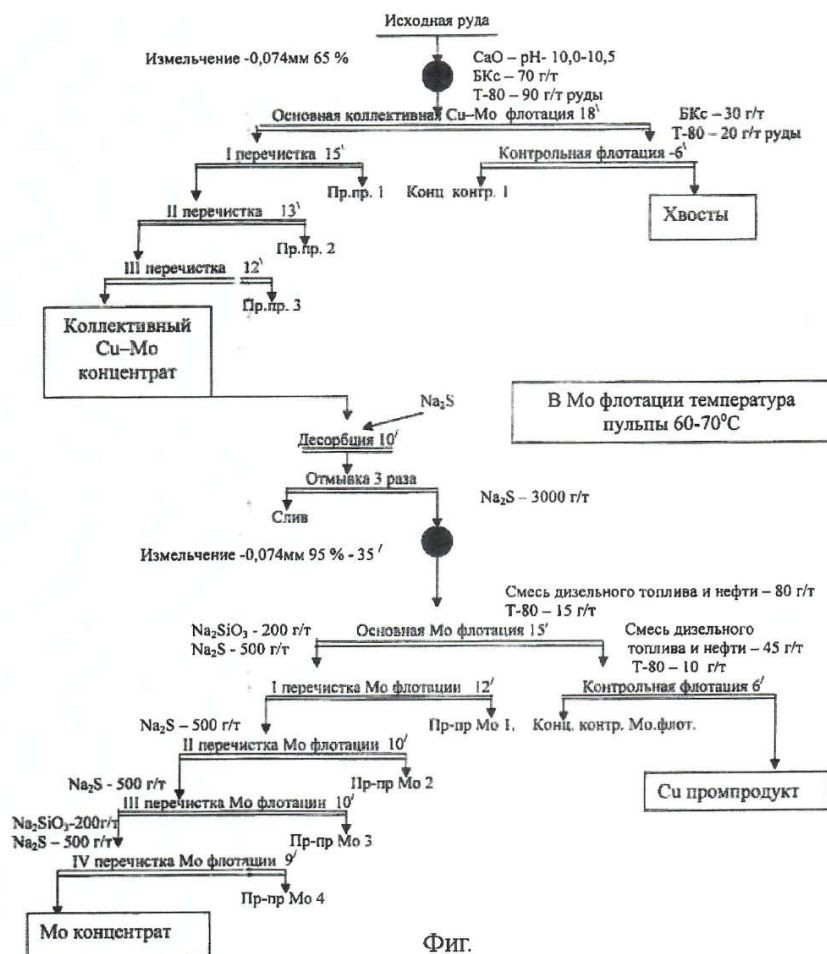
Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Mo	Cu	Mo	Cu	
Mo концентрат	1,0	35,0	3,4	66,0	2,81	Дизельное топливо: нефть =1:1 - 100 г/т
Cu продукт	74,6	0,08	1,3	11,3	80,29	
Пр. пр. 1	6,9	0,3	1,0	3,9	5,71	
Пр. пр. 2	5,7	0,5	0,9	5,4	4,25	
Пр. пр. 3	1,2	1,1	0,8	2,5	0,79	
Пр. пр. 4	1,1	1,2	0,7	2,5	0,64	
Пр. пр. 5	0,9	1,2	0,7	2,0	0,52	Дизельное топливо: нефть =1:1 - 125 г/т
Конц. контр.фл.	8,6	0,4	0,7	6,5	4,98	
Cu-Mo концент.	100	0,53	1,21	100	100	
Mo концентрат	1,1	34,1	3,4	71,0	3,17	
Cu продукт	73,1	0,05	1,3	6,9	80,48	
Пр. пр. 1	7,2	0,4	0,9	5,4	5,49	
Пр. пр. 2	5,1	0,4	0,8	3,9	3,46	
Пр. пр. 3	2,4	0,9	0,8	4,1	1,63	
Пр. пр. 4	1,7	1,0	0,7	3,2	1,01	
Пр. пр. 5	1,3	1,0	0,6	2,5	0,66	
Конц. контр.фл.	8,1	0,2	0,6	3,1	4,12	Дизельное топливо: нефть =1:1 - 150 г/т
Cu-Mo концент.	100	0,53	1,18	100	100	
Mo концентрат	1,2	31,4	4,2	71,4	4,33	
Cu продукт	72,4	0,08	1,3	11,0	80,91	
Пр. пр. 1	7,9	0,1	1,0	1,5	6,79	

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Примечание
		Mo	Cu	Mo	Cu	
Пр. пр. 2	4,8	0,4	0,8	3,6	3,30	
Пр. пр. 3	1,9	0,6	0,7	2,2	1,14	
Пр. пр. 4	1,2	0,7	0,6	1,6	0,62	
Пр. пр. 5	1,0	0,8	0,5	1,5	0,43	
Конц. контр. фл.	9,6	0,4	0,3	7,3	2,48	
Cu-Mo концент.	100	0,53	1,16	100	100	

ФОРМУЛА ИЗОБРЕТЕНИЯ

Способ разделения медно-молибденовых руд, включающий измельчение, коллективную флотацию с получением медно-молибденового концентрата и селективную флотацию с получением

молибденового концентрата, отличающийся тем, что при проведении селективной флотации в качестве собирателя молибдена используют флотореагент, представляющий собой смесь дизельного топлива и нефти Кумкольского месторождения, взятых в соотношении 1:1.



Фиг.

Верстка Ж. Жомартбек
Корректор Е. Барч