

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Санкт-Петербургский горный университет»

На правах рукописи

Кузнецов Валентин Вадимович



РАЗВИТИЕ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПОКАЗАТЕЛЕЙ
ФЛОТИРУЕМОСТИ МИНЕРАЛОВ ДЛЯ РАЗРАБОТКИ ЭФФЕКТИВНЫХ
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ
ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Специальность 2.8.9. Обогащение полезных ископаемых

Диссертация на соискание ученой степени
кандидата технических наук

Научный руководитель:
доктор технических наук, профессор
Александрова Т.Н.

Санкт-Петербург – 2023

ОГЛАВЛЕНИЕ

ВВЕДЕНИЕ.....	6
ГЛАВА 1 ОБЗОР СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРОБЛЕМЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ФЛОТИРУЕМОСТИ РУДНОГО СЫРЬЯ	14
1.1 Современные тенденции в области моделирования флотационного обогащения.....	14
1.2 Подходы к определению флотационной способности минералов	22
1.3 Актуальность применения методов оценки флотирруемости минералов для разработки решений по повышению эффективности флотационного обогащения золотосодержащих руд.....	27
1.4 Выводы по главе 1.....	32
ГЛАВА 2 ОБЪЕКТ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ	33
2.1 Характеристика объекта исследования.....	33
2.2 Методология исследований	39
2.3 Методика определения параметров флотирруемости рудного сырья.....	40
2.3.1 Методика экспериментального определения фактора механического выноса.....	45
2.3.2 Методика экспериментального определения размеров пузырьков	45
2.3.3 Методика экспериментального определения эмпирического фактора извлечения в пенный продукт.....	48
2.4 Методика проведения исследований поверхностных свойств монофракций сульфидных минералов	49
2.5 Методика оптико-микроскопических исследований продуктов обогащения.....	50
2.6 Методика проведения исследований измельчения	53
2.7 Методы анализа элементного состава проб	55
2.8 Выводы по главе 2.....	56

ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ И ФЛОТАЦИОННОЙ СПОСОБНОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД..... 57

3.1. Результаты исследования измельчаемости технологических проб золотосодержащей руды.....	57
3.2 Результаты исследования измельчаемости технологических проб золотосодержащей руды при применении интенсификаторов помола.....	63
3.3 Результаты физико-химических исследований свойств поверхности монофракций пирита при гидрофобизации.....	70
3.4 Результаты экспериментального определения значения удельной интенсивности аэрации в ходе лабораторных исследований флотуемости	79
3.5 Результаты оценки фактора механического выноса	87
3.6 Результаты исследований флотуемости золотосодержащей сульфидной руды	92
3.6.1 Теоретическое обоснование методики определения показателей флотуемости рудного сырья на основании вероятностно-кинетического подхода.....	92
3.6.2 Результаты исследования флотуемости при применении бутилового ксантогената калия.....	99
3.6.3 Результаты исследований флотуемости при применении комбинации сульфгидрильных собирателей.....	106
3.6.4 Результаты исследования флотуемости при применении комбинации сульфгидрильных собирателей и интенсификатора помола	117
3.6.5. Результаты исследования флотуемости при применении интенсификатора помола с комбинацией сульфгидрильного собирателя с аполярным.....	125
3.6.6. Сравнение предложенных технических решений по повышению эффективности переработки золотосодержащих руд на основании результатов исследований флотуемости.....	132

3.7 Выводы по главе 3.....	133
ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ, ПОВЫШАЮЩИХ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД НА ОСНОВАНИИ РЕЗУЛЬТАТОВ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ	137
4.1 Задание исходных данных для моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float.....	137
4.2 Результаты моделирования флотационного передела золотосодержащей сульфидной руды на основании значений показателей флотуемости рефересной серии опытов в программном пакете JK Sim Float.....	140
4.2 Результаты моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float при применении комбинации собирателей и интенсифицирующих воздействий на стадии измельчения.....	144
4.3 Результаты моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float при применении колонных флотомашин	149
4.4 Экспериментальная верификация полученных результатов моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float.....	157
4.5 Выводы по главе 4.....	159
ГЛАВА 5 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕНТАБЕЛЬНОСТИ ПРЕДЛАГАЕМЫХ РЕШЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД.....	160
5.1 Методика расчета рентабельности предлагаемых технологических решений.....	160
5.2 Результаты расчета рентабельности предлагаемых технологических решений.....	161
5.3 Выводы по главе 5.....	163
ЗАКЛЮЧЕНИЕ	164
СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ	166
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	167

ПРИЛОЖЕНИЕ А Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ «Программа для определения показателей флотуемости на основании вероятностно-кинетического подхода»	189
ПРИЛОЖЕНИЕ Б Акт внедрения результатов диссертационного исследования в деятельность ООО «Р-Центр»	190
ПРИЛОЖЕНИЕ В Акт внедрения результатов диссертационного исследования в деятельность АО «Механобр инжиниринг»	191
ПРИЛОЖЕНИЕ Г Результаты оптико-микроскопических исследований продуктов измельчения и продуктов флотационного обогащения.....	192

ВВЕДЕНИЕ

Актуальность темы исследования. Ввиду повсеместного сокращения количества месторождений благородных металлов с высоким содержанием ценного компонента и усложнением технологических свойств руды традиционные технологии обогащения все в меньшей степени соответствуют современным запросам по производительности и качеству получаемых концентратов, комплексности использования сырья и экологичности процессов.

Особенно данная проблема актуальна при переработке золотосодержащих руд. Сокращение базы россыпных месторождений золота смещает фокус на необходимость вовлечения в переработку коренных месторождений золота. Однако ключевой проблемой для переработки таких руд остается фактор «упорности» - свойства руд, которые снижают эффективность цианидного выщелачивания золота. Для их переработки требуются разветвленные схемы обогатительных переделов, наряду с применением комбинации методов обогащения с металлургическими операциями.

Особый интерес в этой области представляют руды, где частицы золота тонковкраплены в массив сульфидных минералов. Задача обогатительного передела для таких руд сводится к наиболее эффективной концентрации минералов-носителей золота для их дальнейшей металлургической переработки (автоклавного окисления, обжига).

Степень разработанности темы исследования. Вопросам переработки золотосодержащих руд посвящены работы многих отечественных и зарубежных ученых, таких как: Плаксин И.Н., Чантурия В.А., Александрова Т.Н., Бочаров В.А., Лодейщиков В.В., Матвеева Т.Н., Меретуков М.А., Полькин С.И., Седельникова Г.В., Федотов К.В., A.J. Lynch, C. O'Connor и др.

Наиболее универсальным и гибким методом обогащения для таких руд остается флотация, технологии которой могут быть адаптированы под практически любые технологические свойства минералов и требования по готовой продукции. Однако высокая сложность процесса значительно затрудняет прогнозирование эффективности проектируемых решений флотационного обогащения. Любая вариация реагентного режима или аппаратного оформления, изменение конфигурации предшествующей схемы рудоподготовки, внедрение технологий интенсификации основных обогатительных переделов влияет на эффективность выбранной технологии флотации. В этой связи особенно актуальными становятся вопросы разработки принципов моделирования процессов флотации, базирующихся на обширных исследованиях фундаментальных физико-химических явлений, лежащих в основе флотационной сепарации. Существенный вклад в развитие методологических основ теории флотационных процессов внесли многие отечественные и зарубежные ученые, такие как: Чантурия В.А., Александрова Т.Н., Абрамов А.А., Вигдергауз В.Е., Глембоцкий А.В., Горячев Б.Е., Игнаткина В.А., Каковский И.А., Классен В.И., Кондратьев С.А., Максимов И.И., Мелик-Гайказян В.И., Митрофанов С.И., Митрофанова Г.В., Морозов В.В., Орехова Н.Н., Рябой В.И., Соложенкин П.М., Тихонов О.Н., Шехирев Д.В., Юшина Т.И., D.J. Alexander, J.J. Cilliers, M.C. Fuerstenau, M. Rudolph, A.F. Taggart, J. Yianatos и другие.

Таким образом, обоснование и разработка эффективных технологий флотационной переработки золотосодержащих руд на основании новых методов и подходов к оценке флотиремости рудного сырья является актуальным вопросом, имеющим научную и практическую значимость в современных экономических условиях.

Цель работы. Обоснование и разработка технологических решений, повышающих эффективность флотационной переработки золотосодержащих

сульфидных руд на основании комплексирования результатов экспериментальных исследований и результатов имитационного моделирования.

Идея работы. Комплексные параметры флотуемости определяют возможные пути повышения эффективности переработки золотосодержащих руд.

Поставленная в диссертационной работе цель достигается посредством решения **следующих задач:**

1. Систематизация и анализ существующих подходов к моделированию флотационных процессов и к оценке флотационной способности минералов;
2. Разработка, теоретическое обоснование и экспериментальная верификация методики определения параметров флотуемости рудного сырья на основании вероятностно-кинетического подхода;
3. Экспериментально-теоретические исследования измельчаемости и флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд;
4. Имитационное моделирование процесса флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд с использованием экспериментально полученных параметров флотуемости при изменении реагентного режима и аппаратного оформления;
5. Экономическая оценка предлагаемых решений по повышению эффективности переработки золотосодержащих сульфидных руд.

Объект исследования. В настоящей работе в качестве объекта исследования выбраны технологические пробы золотосодержащей сульфидной руды Дальнего Востока Российской Федерации.

Предмет исследования. В настоящей работе в качестве предмета исследования выбраны процессы флотации тонковкрапленных золотосодержащих сульфидных руд.

Методология и методы исследований. Экспериментальные

исследования проводились на лабораторной базе НЦ «Проблем переработки минерального сырья» Горного университета. Анализ исходных проб и продуктов обогащения проводился с использованием рентгенофлуоресцентного спектрометра EDX-7000, фирмы Shimadzu, Япония. В оптических методах исследований использовался оптический микроскоп Zeiss Axio Lab A1. Исследования измельчаемости проводились с применением лабораторной мельницы производства НПК «Механобр-техника», Россия МШЛ-7. Флотационные исследования проводились на пневмомеханических флотома-шинах НПК «Механобр-техника», Россия, флотационной пневмомеханической машине Laarmann, Нидерланды. Тесты флотуемости проводились на специализированной флото-машине-тестере JK Batch Flotation Test Machine, Австралия. Помимо натуральных экспериментов в рамках исследования использовались методы имитационного моделирования и обработки данных с использованием следующего программного обеспечения: программный пакет JK SimFloat, программный пакет анализа изображений DG Analyser 1.5, программный пакет «EMF-Suite» компании «Lawson Labs», объектно-ориентированный язык программирования Python 3.8.

Научная новизна:

1. Предложенная функция распределения компонентов рудного сырья по флотуемости позволяет установить степень неравномерности флотационных свойств для различных классов крупности на основании интерпретации результатов кинетических исследований флотационного обогащения.

2. Обоснован критерий оценки эффективности гидрофобизации K_{ϕ} поверхности сульфидного минерала сульфгидрильными собирателями на основании определения значения компонент свободной энергии поверхности.

3. Предложен и экспериментально обоснован критерий интенсификации процесса измельчения K_{θ} , который позволил обосновать применение перманганата калия для повышения эффективности измельчения.

4. Разработан подход определения значения параметра удельной интенсивности аэрации на основании значений разницы электродных потенциалов во флотомашине, на основании линейной зависимости $d_{32}=f(E_f)$.

Теоретическая и практическая значимость работы. В рамках разработанной методики определения флотуемости предложен вероятностно-кинетический подход к оценке скорости флотации минералов, связывающий вероятность флотационного извлечения и удельную константу скорости флотации. Обосновано наличие линейной корреляции между значением диаметра пузырьков по Соутеру и эмпирическим фактором E_f , характеризующим возрастание разности электродных потенциалов в камере флотомашины. Разработана программа для ЭВМ «Программа для определения показателей флотуемости на основании вероятностно-кинетического подхода» (патент РФ № 2021681464 от 17.12.2021). Научные результаты исследований использованы в учебном процессе Факультета переработки минерального сырья «Санкт-Петербургского горного университета для студентов специальности «Обогащение полезных ископаемых» при проведении занятий по дисциплинам «Флотационные методы обогащения», «Технология переработки руд цветных металлов» и «Химия флотореагентов». Результаты диссертационного исследования использованы в деятельности ООО «Р-Центр» (акт о внедрении результатов кандидатской диссертации от 6 июля 2023 года) и АО «Механобр инжиниринг» (акт о внедрении результатов кандидатской диссертации от 15 сентября 2023 года) при проведении научно-исследовательских работ (приложения Б, В). Работа выполнена в рамках гранта Российского научного фонда (проект № 19-17-00096).

Положения, выносимые на защиту.

1. Совокупность установленных экспериментально-теоретических зависимостей изменения показателей флотуемости рудного сырья (удельной интенсивности аэрации S_b и функции распределения компонентов по флотуемости $\varepsilon_{K\Phi}^{-P_n+P_{n+1}}$), а также критериев эффективности

гидрофобизации минеральной поверхности K_{ϕ} и интенсификации процессов рудоподготовки K_{θ} позволяет обосновать решения по совершенствованию технологического режима измельчения и флотации золотосодержащих сульфидных руд.

2. Интерпретация результатов имитационного моделирования, базирующихся на установленных показателях флотиремости, позволяет обосновать совокупность технологических решений и аппаратное оформление флотационной схемы для повышения эффективности переработки золотосодержащих руд.

Степень достоверности результатов исследования подтверждается достаточным объемом проведенных экспериментальных исследований, их представительностью и сходимостью, оценкой полученных данных методами математической статистики; применением современного оборудования и средств измерения, а также апробацией полученных результатов на международных и всероссийских конференциях.

Апробация результатов. Основные положения и результаты работы докладывались на следующих семинарах и конференциях:

- XIX всероссийская конференция-конкурс студентов и аспирантов «Актуальные проблемы недропользования», 12-16 апреля 2021 г., г. Санкт-Петербург;
- Международная онлайн-конференция «XXIV International conference of Chemical Reactors ChemReactor-24», 12-17 сентября 2021 г., г. Милан, Италия;
- IV Международная научно-практическая конференция «Горное дело в XXI веке: Технологии, Наука, Образование», 26-28 октября 2021 года, г. Санкт-Петербург;
- XVIII международный форум-конкурс студентов и молодых ученых «Актуальные проблемы недропользования», 16-20 мая 2022 года, г. Санкт-Петербург;

- Международная конференция «Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья (Плаксинские чтения – 2023)», 2-5 октября 2023 года, г. Москва.

Публикации.

Результаты диссертационного исследования в достаточной степени освещены в 10 печатных работах (пункты списка литературы № 3, 5, 6, 9, 11, 32, 71, 72, 123, 124), в том числе в 3 статьях - в изданиях из перечня рецензируемых научных изданий, в которых должны быть опубликованы основные научные результаты диссертаций на соискание ученой степени кандидата наук, на соискание ученой степени доктора наук, в 3 статьях - в изданиях, входящих в международную базу данных и систему цитирования Scopus. Получено 1 свидетельство о государственной регистрации программы для ЭВМ (приложение А).

Личный вклад автора в получении научных результатов.

Автором изучены и проанализированы существующие исследования по подходам к моделированию флотационных процессов и технологиям флотационного обогащения золотосодержащих руд, сформулированы и реализованы научно-исследовательские задачи, обоснованы научные положения. Непосредственное выполнение лабораторных исследований по флотации, определению минерального и химического состава проб, с последующей обработкой и статистической интерпретацией полученных результатов. Разработка и обоснование эффективных технологических решений переработки золотосодержащих руд на основании разработанной методики определения показателей флотиремости рудного сырья.

Структура и объем работы. Диссертация состоит из введения, 5 глав, заключения, списка литературы, включающего 171 источник. Работа изложена на 193 страницах машинописного текста и содержит 82 рисунка, 27 таблиц, 5 приложений и список условных обозначений и сокращений.

Благодарности. Автор выражает глубокую благодарность и искреннюю признательность научному руководителю член-корреспонденту РАН, д.т.н., профессору Александровой Татьяне Николаевне за неоценимую помощь в работе, наставления и поддержку, а также коллективу кафедры обогащения полезных ископаемых Горного университета за содействие при проведении диссертационного исследования.

ГЛАВА 1 ОБЗОР СОВРЕМЕННОГО СОСТОЯНИЯ ПРОБЛЕМЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПАРАМЕТРОВ ФЛОТИРУЕМОСТИ РУДНОГО СЫРЬЯ

1.1 Современные тенденции в области моделирования флотационного обогащения

На сегодняшний день основным вызовом для современной перерабатывающей промышленности является необходимость адаптации применяемых технологических решений под меняющуюся структуру минерально-сырьевой базы. Сокращение количества месторождений с высоким содержанием ценных компонентов в руде, а также ухудшение минералого-технологических характеристик сырья значительно снижает эффективность обогатительных переделов. Для нивелирования влияния этих проблем большая часть горных предприятий активно инвестирует в разработку и внедрение новых технологических решений на этапе обогащения с целью более эффективной переработки рудного сырья [55,59,62].

Одними из наиболее перспективных процессов обогащения в отношении внедрения новых технологий являются флотационные процессы. В этом процессе разделение происходит по различиям в смачиваемости различных минералов, контролируемое введением в процесс специальных реагентов. Основное преимущество флотационных методов обогащения состоит в их универсальности, обусловленной высокой степенью гибкости реагентных режимов, подстраиваемых под любые технологические особенности рудного сырья [11, 65, 103, 133].

Основными направлениями повышения эффективности флотационного обогащения руд являются:

- разработка методов интенсификации процесса флотации, разработка новых реагентных режимов, а также разработка топологий схем на основании сочетаний стадийных операций коллективной и селективной флотации [8, 24, 26, 61, 63];

- применение принципиально новых флотационных реагентов или их комбинаций [5, 9, 34, 40];
- разработка и внедрение оборудования с более высокой производительностью и эффективностью сепарации [28, 34];
- дальнейшая автоматизация обогатительных фабрик за счёт внедрения разработанных систем автоматизации на базе автоматического контроля ионного состава пульпы, вещественного состава руды и продуктов обогащения, широкого применения для управления процессами электронно-вычислительной техники [42, 84, 85, 141, 151].

Однако основной проблемой при разработке и внедрении новых технологий остается сложность процесса флотации. Эффективность процесса флотации зависит от множества факторов, к которым относят действие флотационных реагентов, влияние факторов аппаратного оформления и топологии схемы, характеристика сырья и т.д. Схема факторов, влияющих на эффективность флотации, представлена на рисунке 1.1 [105].

Реализация повышения эффективности процесса флотации также осложняется необходимостью оперативного анализа большого количества данных непосредственно в ходе процесса и при прогнозировании технологических параметров на этапе проектирования [6, 41, 152]. Все это в совокупности обуславливает высокие экономические риски, связанные с внедрением новых технологических решений флотационного обогащения и модернизацией действующих переделов. Для обоснования рентабельности предлагаемых решений возможно применение различных методов моделирования, основанных на результатах лабораторных и полупромышленных испытаний [113, 139].

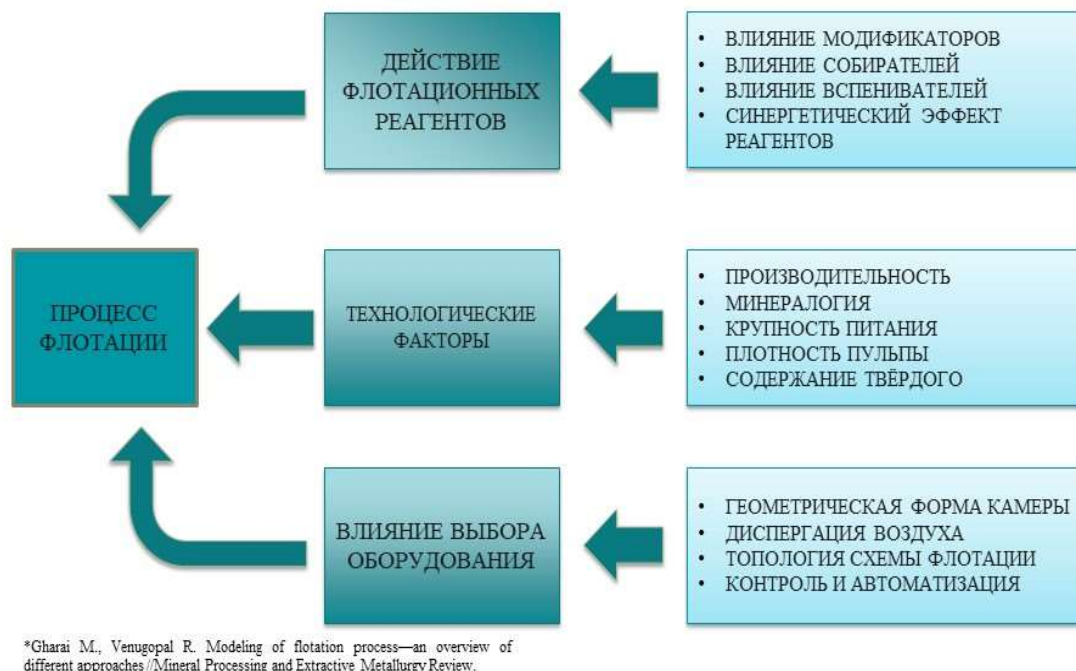


Рисунок 1.1 – Факторы, влияющие на эффективность флотационного обогащения [105]

Широкий спектр разработанных моделей на данный момент используются как для исследования и выявления механизмов, обуславливающих протекание флотационной сепарации, так и для проектирования технологических схем флотационного обогащения, прогнозирования их технологических параметров и модернизации существующих переделов. Существуют два принципиальных подхода к моделированию флотации: микро-подход и макро-подход [105].

Микромодели применяются для описания протекающих физико-химических процессов на поверхности минералов при их контакте с реагентами. Ввиду широкого спектра происходящих процессов, а также высокой степени их взаимовлияния, задача описания набором таких моделей всего процесса становится весьма трудоёмкой [118]. В качестве примера микромоделей можно привести термодинамические модели описания элементарного акта флотации. В их основе лежит второй закон термодинамики, согласно которому процесс закрепления пузырька воздуха на

минерале возможен только при сокращении суммарной поверхностной энергии системы минерал-пузырек [126, 137, 167].

Другой подход к созданию микромоделей флотации базируется на выдвижении гипотез механизма закрепления собирателя на поверхности флотируемого минерала. В работах [57,58] показана значимость редокс-переходов поверхности сульфидов в процессе сорбции сульфгидрильных собирателей. Данный механизм объясняет электрокаталитическое окисление ксантогенатов до диксантогенидов кислородом воздуха на поверхности сульфидов. Многостадиальность и сложность данного процесса объясняет потенциальную неравномерность флотационных свойств одного сульфидного минерала. В работах [7, 29, 30] приведены исследования механизма физической сорбции производных соединений собирателей и его участие в разрушении гидратного барьера на границе раздела минерал-вода-воздух. Показано, что электростатическое взаимодействие частицы флотируемого минерала с пузырьком газа оказывает значительно меньшее влияние на сближение объектов и утончение жидкой прослойки в сравнении с гидрофобным взаимодействием.

Сущность макромоделей сводится к математическим зависимостям между технологическими параметрами процесса и его эффективностью. Макро-моделирование флотации производится по принципу «черного ящика»: анализируются исключительно входные и выходные параметры с последующим установлением математических зависимостей между ними. В теоретических макромоделях математические зависимости между входными и выходными параметрами базируются на известных физико-химических законах и предположениях. Детерминистические теоретические модели определяют эффективность флотационного извлечения минералов как результирующую вероятности трех событий: столкновения частицы с пузырьком, закрепления частицы на пузырьке и сохранения агрегата минерал-пузырек. Основными влияющими факторами на вероятность

являются гидродинамические условия и поверхностные явления, происходящие на границе разделения фаз [68, 71, 89, 119, 136].

Сложность взаимосвязи обуславливает необходимость применения мощных электро-вычислительных машин для создания адекватных моделей процесса. Моделирование производят только для определенной фазы, после чего создают комплексные модели флотации для прогнозирования ее эффективности. Для моделирования потоков пульпы в камере флотомашины используют методы вычислительной гидродинамики. В основе моделей лежат уравнения неразрывности потока, на основании которых производят расчеты поля скоростей в каждой точке флотационной камеры. На основании значений скорости потока определяют возможность закрепления минеральной частицы на пузырьке и сохранения этого контакта. Результаты моделирования представляются в виде графических изображений полей скоростей в камере флотомашины [121-123, 144, 162].

Основная идея макромоделей, в свою очередь, состоит в связывании констант скорости флотационного процесса с технологическими параметрами процесса посредством системы математических зависимостей. Макромоделей можно классифицировать на две большие группы [88, 160]:

- эмпирические;
- феноменологические.

В эмпирических моделях основные технологические показатели процесса, получаются в результате лабораторных или промышленных испытаний, под которые статистическими методами подбираются ее параметры через соответствующие математические уравнения. Суть моделирования в этом случае состоит в анализе корреляции данных параметров модели и результатов испытаний. Базой феноменологических моделей являются установленные физико-химические законы. Феноменологические модели разделяют на кинетические, вероятностные и балансовые. Вероятностные модели оценивают вероятности событий в

процессе, такие как столкновение пузырька и минеральной частицы, возможность адгезии и сорбции реагентов на поверхностях раздела, основанной на механических представлениях [148, 171].

Наибольшее практическое применение получили кинетические модели [69, 161]. В их основе лежит представление об элементарном акте флотации, как об аналоге химического процесса, где взаимодействующими компонентами являются пузырёк и минеральная частица. Из чего следует, что скорость флотационного процесса прямо пропорциональна количеству элементарных актов флотации. В этих моделях особое внимание уделяют взаимосвязи аэрогидродинамических условий в камере флотации и их влияние на скорость извлечения целевого компонента в продукт. Гидродинамический режим и структура потоков флотомашин, определяемые методом аэрирования пульпы, в разной степени зависят от конструктивного оформления камеры и метода диспергирования газовых пузырьков [28, 34]. Принятыми параметрами, характеризующими степень диспергации воздушной фазы в камере флотомашин, являются: объемное содержание газовой фазы в пульпе (ϵ_g), диаметр пузырька по Соутеру (d_{32}) и относительная скорость подъема пузырьков (J_g) [83, 102, 108]. Последние два задают значение удельной интенсивности аэрации (S_b), значение площади поверхности газовой фазы в камере флотомашин в единицу времени [128].

Во многих исследованиях флотационного обогащения, как в лабораторных, так и в промышленных условиях, установлена корреляция параметра S_b и константы удельной скорости флотации [96]. Таким образом, высокая точность в оценке значения удельной интенсивности аэрации необходима для разработки более надежных моделей флотационного процесса, его контроля и автоматизации.

Основная сложность в процедуре определения интенсивности аэрации состоит в нарушении потока пульпы, что критически сказывается на эффективности флотации, при методах, подразумевающих забор пульпы и

трудности визуального определения размеров пузырьков при визуальных методах [155]. В камерах флотационных машин размер пузырьков газа зависит от широкого спектра параметров проведения флотационного процесса и конфигурации камеры флотомашин [17, 66]. Значение распределения геометрических размеров пузырьков газа обусловлено двумя основными процессами: диспергацией воздуха аэрационным узлом и процессами коалесценции [93]. Широко распространенными приборами для измерения размеров пузырьков являются «UCT bubble size analyser» и Anglo Platinum Bubble Sizer» [114].

В основе прибора UCT лежит принцип капиллярного отбора пузырьков по трубке, где длина и скорость образованных цилиндров измеряется с помощью двух оптических детекторов. Пропорционально полученным параметрам определяются размеры пузырьков, как доля от общего объема, захваченного трубкой газа, схема аппарата представлена на рисунке 1.2 [86, 109].

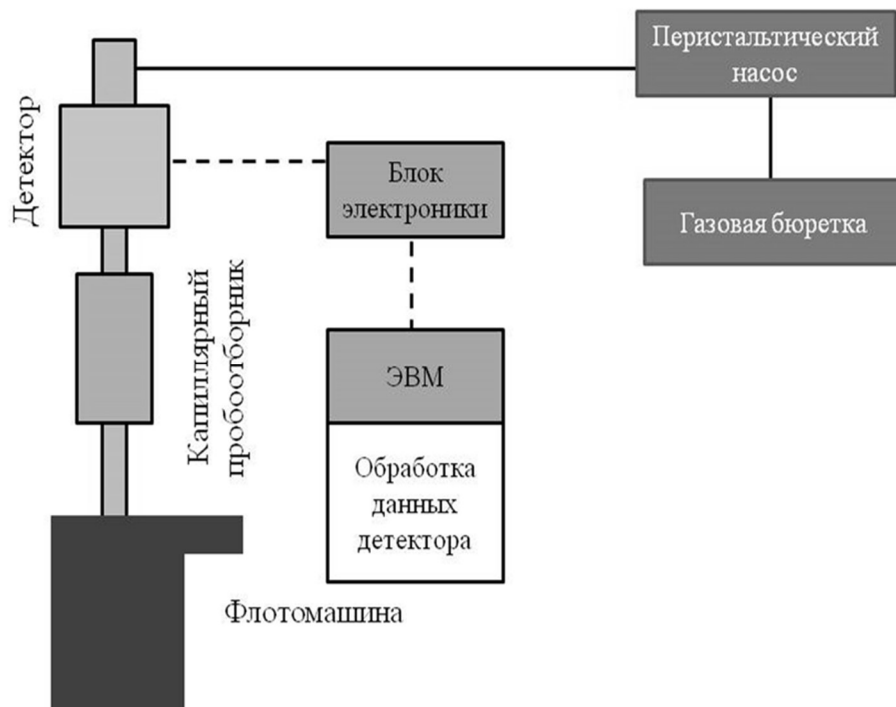


Рисунок 1.2 – Принципиальная схема прибора «UCT bubble size analyser»

В основе устройства «Anglo Platinum Bubble Sizer» лежит визуальный метод определения геометрических размеров пузырьков. Оно состоит из пробоотборной трубки, прикрепленной ко дну герметичной смотровой камеры. Пузырьки из пульповой фазы во флотационной камере перемещаются в пробоотборную трубку. Образец пузырьков фотографируется цифровой фотокамерой, а специализированное программное обеспечение для анализа изображений обрабатывает их для получения данных о распределении значений размеров пузырьков, фотография установки представлена на рисунке 1.3 [112, 131].



Рисунок 1.3 – Устройство «Anglo Platinum Bubble Sizer» [131]

Недостатками данных приборов являются: нарушение гидродинамического режима флотации из-за всасывания объемов пульпы, а также низкая репрезентативность полученных результатов, ввиду отбора проб пузырьков в одной точке.

Альтернативное решение данной проблемы возможно измерением разницы электродных потенциалов на разной глубине. В работах [98, 117] обосновано существование поверхностного заряда у воздушных пузырьков в процессе флотации. Величина заряда обусловлена как действием

вспенивателя, присутствием в пульпе различных химических соединений, так и размером пузырьков. Тогда направленное движение пузырьков с заряженной поверхностью будет создавать электрическое поле с градиентом потенциала. Установлено, что возникающая разность потенциала при отсутствии изменений химического состава среды будет пропорциональна объемной доле газовой фазы между электродами [156]. Однако данные исследования проводились в реакторе идеального вытеснения, что не соотносится с условиями флотации в пневмомеханической флотомашине.

Практика применения данных моделей для описания реальных технологических процессов показала, что ввиду комплексности процесса результаты моделирования при использовании одного уравнения кинетики флотации не обладают достаточной точностью и необходимо описывать процесс системой уравнений, учитывающих неравномерность флотационных свойств руд.

1.2 Подходы к определению флотационной способности минералов

Ключевым фактором для любой модели, который будет характеризовать синергию реагентного режима и гидродинамического режима работы флотомашин, будет являться характеристика флотационной способности минералов [9, 125, 129].

Физико-химические подходы к определению флотируемости минералов основываются на результатах исследований гидрофобизации поверхности минералов в условиях флотации [15, 19, 107, 120, 138].

Одним из подходов анализа флотируемости через исследование смачиваемости является беспенная флотация. Примером установки для проведения опытов беспенной флотации является трубка Халлимонта. Процесс в установке осуществляется одиночными пузырьками и в режиме, «голодном» по воздуху (или другому газу). Незначительное улучшение или ухудшение прилипания частиц к пузырькам заметно отражается на выходе

флотируемого продукта и указывает на собирательное или депрессирующее действие реагента по отношению к частицам данного минерала [12, 80, 97].

Одним из наиболее распространенных методов оценки гидрофобизирующего действия реагентов-собирателей является измерение краевого угла смачивания. Явление гидрофобизации поверхности, то есть явление «несмачиваемости» поверхности водой обуславливается силами электростатического отталкивания и конфигурацией кристаллической решётки минерала. Краевой угол смачиваний является мерой соотношения требуемых работ адгезии и когезии на твердой поверхности. Измерения производят на границе трехфазного периметра контакта, образованного между тремя фазами: жидкой, твердой и газовой. Связь между поверхностным натяжением и краевым углом смачивания устанавливается соотношением Юнга. Краевой угол воздушного пузырька воздуха на твердой поверхности в водном растворе определяется механическим равновесием под действием трех факторов нескомпенсированных сил на границе фаз: поверхностного натяжения между твердым телом и воздухом, межфазного натяжения между твердым телом и жидкостью, а также межфазного натяжения и поверхностное натяжение жидкость-воздух. Измерение краевого угла позволяет на первичных стадиях разработки флотационной технологии оценить гидрофобизирующую способность реагентов-собирателей и сравнить их действие между собой. Множество работ ученых посвящено различной интерпретации определенных значений краевых углов и выводу производных от него характеристик для оценки флотируемости минералов. К недостаткам данного метода можно отнести сильное влияние гистерезиса смачивания и неровностей анализируемой поверхности на результаты измерения, что сильно искажает значения краевого угла [40, 82, 91, 92, 95, 96, 165].

Обоснование эффективности действия выбранного реагента – гидрофобизатора и его влияния на флотируемость минералов должно базироваться на комплексных исследованиях физико-химических свойств

сырья. Так в работе [23] обосновано повышение селективности отделения халькопирита от пирита при применении сочетаний бутилового ксантогената и изобутилового дитиофосфата с изопропил-О-N-метилтионокарбаматом. Результаты базируются на результатах беспенной флотации, исследований адсорбции, ИК-спектроскопии, измерений краевого угла смачивания и времени индукции пузырька воздуха к поверхности шлифа пирита. Другим подходом к изучению поверхностных явлений во флотации является измерение электрокинетических потенциалов поверхности (ЭКП) [17, 22, 33].

Определение флотационной способности минералов с позиции исследования кинетики флотационных процессов ставит своей задачей определение значений констант скорости флотационного извлечения минеральных частиц в пенный продукт. Сущность подхода состоит в абстрактном разбиении всего флотируемого материала на несколько фракций с близкими флотационными свойствами. Для каждого класса устанавливается математическая зависимость извлечения компонента в пенный продукт от времени [64, 76, 123, 143].

При разделении всего материала по классам флотиремости вводят абстрактные характеристики флотиремости, численные итерационные показатели, позволяющие снизить расхождения между прогнозируемыми значениями извлечения и реальными. Показатель флотиремости является безразмерной величиной, отражающей относительную вероятность закрепления частицы на пузырьке и дальнейшем выносе её в пенный продукт посредством истинной флотации или механическим выносом (рисунок 1.4) [46, 74, 150, 163].

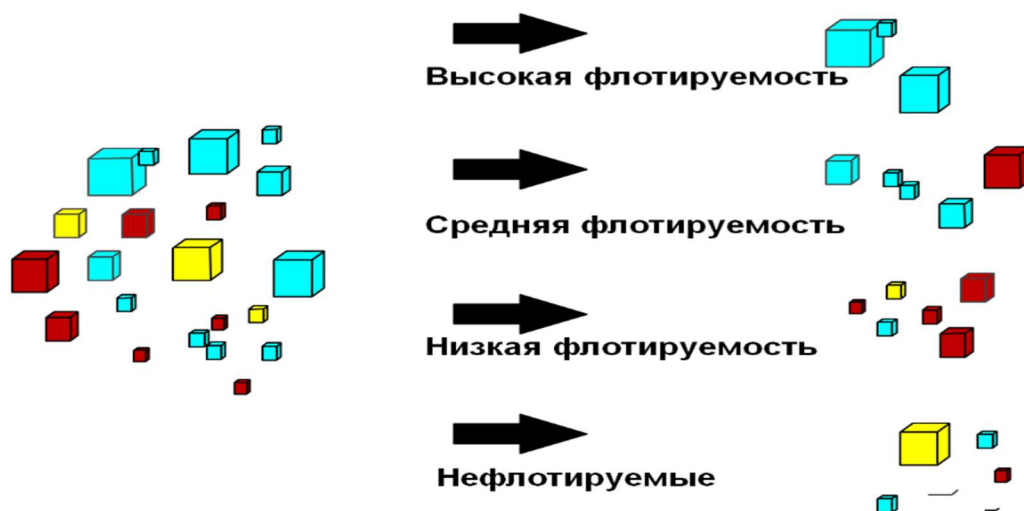


Рисунок 1.4 – Концептуальный подход к распределению материала по классам флотирруемости [150]

В созданных моделях выделяют две отдельные зоны в пенной флотации: пульпу и пену. В пульпе минеральные частицы удерживаются во взвешенном состоянии и приводятся в контакт с поднимающимися пузырьками воздуха, к которым они прикрепляются. Стабильные агрегаты пузырьков и частиц, которые достигают верхней части пульпы, попадают в зону пены и транспортируются в концентрат [136, 157]. Для учета неравномерности флотационных свойств в современной научной литературе предложено несколько моделей кинетики, использующие разные функции распределения значения констант скорости флотации материала (рисунок 1.5) [105, 159]:

- базовая модель первого порядка [43, 134, 142, 168];
- модель с линейным распределением материала по классам флотирруемости [76, 90, 160, 161];
- экспоненциальная модель [119, 132];
- гамма модель [3, 69, 169].

Модель	$f(k)$	$R(t)$
Базовая модель первого порядка	$\delta_{k_1}(k)$	$R_\infty \cdot [1 - e^{-k_1 \cdot t}]$
Линейное распределение значений флотуемости	$\frac{1}{k_{\max}} \cdot [\mu_0(k) - \mu_{k_{\max}}(k)]$	$R_\infty \cdot \left[1 - \frac{(1 - e^{-k_{\max} \cdot t})}{k_{\max} \cdot t}\right]$
Экспоненциальная модель	$\frac{1}{k_{\exp}} \cdot e^{-k/k_{\exp}}$	$R_\infty \cdot \left[1 - \frac{1}{(1 + k_{\exp} \cdot t)}\right]$
Гамма модель	$\frac{k_G^{a_G - 1}}{k_G^{a_G} \cdot \Gamma(a_G)} \cdot e^{-k/k_G}$	$R_\infty \cdot \left[1 - \frac{1}{(1 + k_G \cdot t)^{a_G}}\right]$

Рисунок 1.5 – Кинетические модели [105]

Существует широкий спектр исследований, посвященных поиску взаимосвязи физических и минералогических особенностей сырья с их распределением по классам флотуемости и влиянием на результативность флотационной сепарации [100, 104, 110, 140, 158].

Результаты представленных исследований получили свое отражение в реализации программного пакета для моделирования флотационных процессов «AMIRA P9» - JKSimFloat. Данный программный пакет зарекомендовал себя как один из наиболее точных инструментов в прогнозировании эффективности проектируемых флотационных переделов [78, 149, 150].

Математический аппарат программного пакета основан на применении уравнения кинетики первого порядка и распределения материала по классам флотуемости. Константа скорости флотации для каждого класса определяется как произведение параметра удельной интенсивности аэрации, относительного выхода пенного продукта и показателя флотуемости. Удельная интенсивность аэрации характеризует степень диспергации воздуха в камере флотомашин и, как следствие, вероятность столкновения пузырька с частицей. Относительный выход пенного продукта является характеристикой степени перехода массы материала в пенный продукт и косвенной характеристикой обводненности пены и фактора механического выноса. Показатель флотуемости является абстрактной величиной и

выбирается для каждого класса флотуемости исходя из флотационных характеристик сырья и его реагирования на условия флотации.

В основе описанных выше моделей лежит общий принцип описания работы флотационной машины как химического реактора. Пневмомеханическая флотационная машина представляется как реактор идеального перемешивания. Пневматическая флотомашинa в данной модели представляется как реактор идеального вытеснения. По результатам оценки флотуемости устанавливаются константы скорости флотации для каждого класса флотуемости. В то же время эти константы будут пропорциональны константе скорости флотации, полученной при описании полного извлечения компонента уравнением кинетики первого порядка. В рамках программного пакета по умолчанию используют следующие значения показателей флотуемости: высокая флотуемость – 0,01; средняя флотуемость – 0,005; низкая флотуемость – 0,001.

1.3 Актуальность применения методов оценки флотуемости минералов для разработки решений по повышению эффективности флотационного обогащения золотосодержащих руд

подавляющее большинство месторождений россыпных золотых руд на данный момент уже отработано. Растущий спрос на благородные металлы обуславливает потребность вовлечения в переработку коренных месторождений золотых руд. Однако большинство руд этих месторождений обладают «технологической упорностью» к извлечению золота [8, 13, 39, 67].

Под упорностью золотоносных руд понимают особенности руды, обуславливающие понижение эффективности основного передела – цианистого выщелачивания. На основании этого признака предложено деление золотоносных руд на 4 технологических типа [36]:

- тип «А» – легкоцианируемые руды;
- тип «Б» – руды с тонковкрапленным золотом;

- тип «В» – руды, цианирование которых сопровождается химической депрессией золота минеральными компонентами;
- тип «Г» – руды, характеризующиеся повышенной сорбционной активностью по отношению к растворенным в цианиде благородным металлам.

В случае типа «Б» золото преимущественно ассоциировано с сульфидными минералами и представлено в виде субмикроскопических включений крупностью менее 0,2 мкм. По мнению многих исследователей, такая форма присутствия золота чрезвычайно упорна в отношении переработки, и оно не может быть извлечено без предварительной обработки. В этом случае задача обогатительного передела состоит в максимально полном извлечении минералов носителей золота – сульфидов. Также руды данных месторождений характеризуются многообразием форм нахождения золота. Основными минералами-носителями золота являются пирит и арсенопирит, которые могут быть представлены как самостоятельно, так и в виде сростков. Задачей обогатительного передела для таких руд является максимальное концентрирование золотосодержащих сульфидных минералов для их дальнейшей переработки. Наиболее распространенными схемами обогащения упорных сульфидных руд являются флотационные и гравитационно-флотационные схемы. Как правило, флотация таких руд ведется в щелочной среде при значении рН 7-9. Классически в качестве собирателей используются сульфгидрильные собиратели. Могут самостоятельно использоваться различные представители гомологического ряда ксантогенатов с длиной алкильной цепи до 5-6 атомов углерода, так и в смеси с другими ксантогенатами или с диалкилдитиофосфатами. Подавление флотации пустой породы осуществляется за счет применения жидкого стекла или органических депрессоров на основе крахмала [14, 27, 18, 48, 60, 66, 75, 154].

Данный подход позволяет достигать одновременно высоких показателей извлечения, как пирита, так и арсенопирита, однако потенциальное образование экологически опасных газообразных соединений мышьяка на этапе металлургии исключает возможность переработки получаемых концентратов классическими пирометаллургическими процессами. Высокую эффективность при переработке таких руд показали методы автоклавного окисления сульфидов и биовыщелачивания. Перспективным направлением в области повышения извлечения золота из пирит-арсенопиритовых руд является селективная флотация с целью получения пиритового и арсенопиритового концентратов. Это обусловлено тем, что присутствие мышьяка не позволяет применять обжиг при переработке коллективного сульфидного концентрата. Раздельная переработка концентратов позволяет снизить эксплуатационные затраты на извлечение золота. Альтернативой данному подходу является реализация технологии автоклавного окисления для переработки коллективного пирит-арсенопиритного концентрата [21, 45, 99].

На сегодняшний день широкий спектр современных научных работ лежит в области повышения эффективности флотационной переработки упорных золтосодержащих руд и изыскании способов интенсификации процесса обогащения руд. Основным направлением повышения эффективности флотации золтосодержащих руд является обоснование новых реагентов и их комбинаций для увеличения извлечения золотоносных сульфидов как при коллективной флотации, так и при селективном разделении минералов-носителей золота [38, 52, 54, 60].

Интенсификация процессов переработки упорных золтосодержащих руд возможна при целенаправленном изменении поверхностных свойств минералов путем комплексного химико-механического воздействия [3, 6, 39] [4, 7, 56]. Данное воздействие может быть реализовано за счёт применения поверхностно-активных веществ, добавления щелочных реагентов и

воздействия ультразвука на стадиях рудоподготовки для повышения степени раскрытия полезных компонентов [1, 2, 20, 44]. Также в работах освещена возможность предварительной магнитно-импульсной обработки флотационных сульфидных концентратов с целью повышения эффективности дальнейшего цианирования. В ходе исследований установлено изменение технологических свойств концентратов золотоносных упорных руд, что приводит к повышению сорбции золота на ионоселективные смолы [51, 53].

Отдельно стоит выделить исследования в области модернизации и разработки принципиально нового флотационного оборудования для решения задач переработки труднообогатимого сырья. По данным практики, технологические показатели сильно зависят от способа аэрации, гидродинамики процесса и конструктивных особенностей флотационных аппаратов [28, 33, 125].

На сегодняшний день тенденцией в поле применения конвенциональных пневмомеханических флотомашин является увеличение их рабочего объёма, с целью снижения показателей расхода потребляемой электроэнергии и сохранения прежних показателей обогащения. Результаты внедрения данного решения в промышленность подтверждают его эффективность и применимость [87].

В общемировой практике применения пневматических флотомашин установлено характерное увеличение извлечения полезных компонентов за счёт более эффективной флотации тонких частиц [97]. Данное явление связано с существенным сокращением механического захвата шламов пустой породы в концентрат. Важным показателем для работы пневматических флотомашин служит фактор диспергирования воздуха, определяющий эффективность флотации. Диспергирование в этих машинах осуществляется одним из следующих способов [79]:

- пневматическим — нагнетание газа в пульпы через перфорированные отверстия;

- гидравлическим — захват газа поверхностью жидкой фазой;
- газоструйным (газлифтным) – диспергация пульпы за счёт вынужденного подъёма в ограниченном пространстве и контакта с нагнетаемым потоком газа.

При повсеместном применении колонных флотационных аппаратов, относящихся к пневматическому типу, были выявлены их существенные недостатки:

- большая высота камеры флотации;
- высокий износ аэрационного узла, а также невозможность получения пузырьков малой крупности.

К машинам с гидравлическим диспергированием воздуха относится флотационная машина, разработанная австралийским учёным G.J. Jameson. Данная машина в результате интенсивного перемешивания воздуха и пульпы создаёт мелкие пузырьки, что увеличивает их несущую способность. Достигается данный эффект за счёт особой конструкции аэратора, в него из распределителя питания насосом подаётся пульпа под высоким давлением. За счёт высокого давления струя жидкой фазы вовлекает за собой воздух из атмосферы, что создаёт внутри аэратора вакуум. Создавшееся разрежение поднимает из рабочего пространства пульпу во флотомашине. Струя питания под давлением сталкивается со столбом, из-за чего образуются мелкодисперсные пузырьки воздуха, которые сталкиваются и захватывают минеральные частицы. В зоне пульпы в ёмкости флотомашин за счёт интенсивного перемешивания минеральные частицы остаются во взвешенном состоянии, тем самым сокращая необходимую зону насыщения пульпы пузырьками. Это сокращает необходимое время пребывания пульпы в камере, что заметно повышает производительность флотомашин [94, 111, 116].

Таким образом, ключевым фактором для корректного прогнозирования результатов внедрения новых реагентных режимов, нового типа флотационного оборудования является установление закономерностей

влияния изменения технологических факторов на распределение рудных минералов по скорости перехода в концентрат.

1.4 Выводы по главе 1

Универсальность и гибкость флотационных методов обогащения ограничиваются сложностью данного процесса, что значительно осложняет прогнозирование результативности обогащения руд и, как следствие, понижает привлекательность внедрения новых технологических решений флотации и модернизации существующих схем. Решением данной проблемы является применение различных современных методов моделирования как отдельных физико-химических микропроцессов, протекающих в ходе флотационной сепарации, так и всего процесса в целом. Для всех моделей наиболее важным аспектом является определение показателей, связанных с флотационной способностью, характеризующих синергетический эффект всех технологических условий флотации.

Тонкая вкрапленность сульфидных минералов в массив вмещающей породы, особенность их флотационных свойств, строгие требования к получаемым концентратам, обусловленные последующей технологией получения сплава Доре обуславливают необходимость применения решений по повышению степени полноты минералов носителей-золота во флотационный концентрат. Подобными решениями могут быть:

- изменение реагентных режимов;
- интенсификация операций обогащения;
- применение машин пневматического типа.

Прогнозирование эффективности рассматриваемых способов повышения эффективности извлечения золотоносных сульфидов на стадии флотации возможно с применением методов имитационного моделирования на основании установления флотационной способности минералов.

ГЛАВА 2 ОБЪЕКТ И МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1 Характеристика объекта исследования

В качестве объекта исследования были выбраны технологические пробы упорной золотосодержащей руды. Выбор объекта исследования обусловлен существующей необходимостью повышения эффективности переработки рудного золота в Российской Федерации.

Основная минерализация вмещающей породы исследованной пробы представлена двумя типами:

- цементирующая пропитка (мелкокристаллической формы выделения карбоната);
- сетью штокверковых жилок различной мощности и густоты.

Самыми распространенными минералами в пробе являются кварц, серицит, карбонаты и альбит, микроклин, кальцит, хлорит, глинистые минералы, окислы железа, пирит и арсенопирит.

Минералогический состав руды представлен на рисунках 2.1 и 2.2.

Кварц является основным минералом вмещающей породы. Носит следы серицитизации, часто представлен в сростках с мусковитом. Крупные кристаллы содержат включения реликтов бластопирита, арсенопирит, карбонаты и др. Зерна различной размерности могут входить в состав кварц-серицитовых агрегатов, крупные же серицитизированные зерна (более 200 мкм) выпадают этих масс.

Содержание сульфидов варьируется в пределах от 2 до 2,6%. В основном они представлены пиритом и арсенопиритом, остальные сульфиды наблюдаются в сростании с основными сульфидными минералами и в незначительном количестве (галенит, сфалерит, халькопирит).

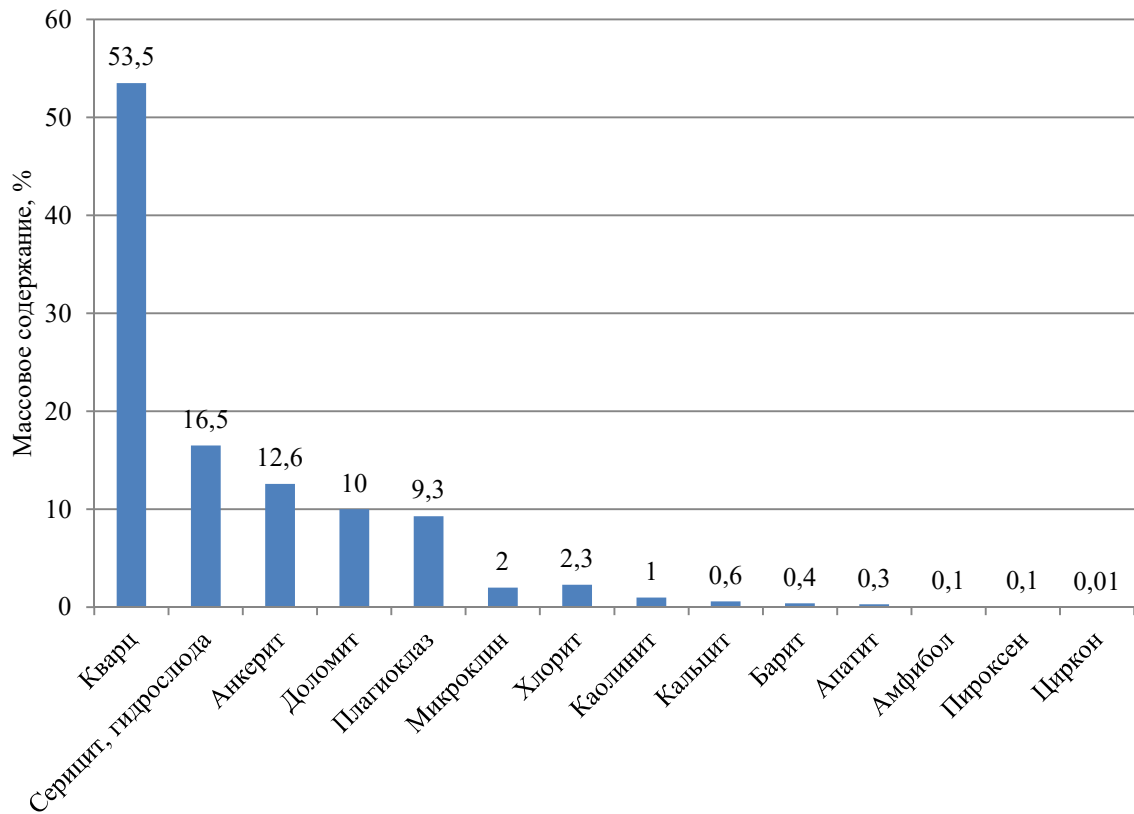


Рисунок 2.1 – Массовые содержания породных минералов

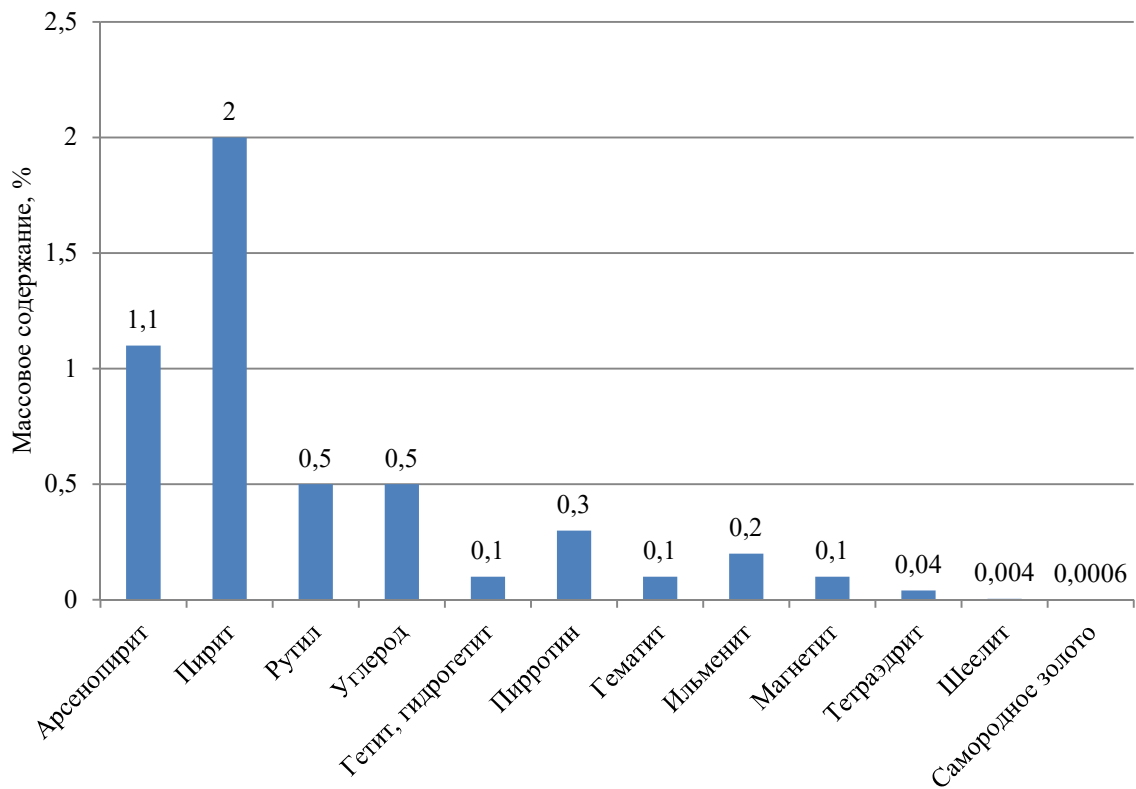


Рисунок 2.2 – Массовые содержания рудных минералов

Сульфиды образуют прожилки и вкрапленность. Более мощные прожилки наблюдаются в зонах брекчирования и сгущения поздних кварц-карбонатных жил. Сульфиды представлены отдельными зернами и агрегатами метакристаллов с различным соотношением пирита и арсенопирита.

Пирит является одним из двух главных рудных минералов. Имеет постоянную примесь мышьяка до 6,15%, 3,67 мас. % в среднем. В основном концентрируется в кварц-мусковитовых овальных образованиях, занимая в них от 3-5 до 30% площади. Имеет несколько модификаций: идиоморфные бластокристаллы без включений со сростками с нерудным веществом, пиритовые конкреции, а также зональный мышьяковистый пирит, тесно связанный с образованием арсенопирита и блеклыми рудами. Результаты СЭМ и РФА анализа сростков пирита представлены на рисунке 2.3.

Арсенопирит является вторым по распространенности рудным минералом, встречаясь как в виде отдельных ромбических идиоморфных кристаллов, так и в сростках с пиритом. Также в арсенопирите оптически отмечены включения блеклых руд по трещинам; в крупных зернах под рудным микроскопом наблюдаются «складкообразные» пойкиловключения углеродистой фазы.

В первичных рудах содержание сульфидов изменяется от 0,2 % до 1,1%. В алевролитах и песчаниках (пирит 0,9 %, арсенопирит 0,5 %) содержится максимальное количество сульфидов, а в окисленных рудах минимальное количество сульфидов. Во всех рудах месторождения соотношение пирита к арсенопириту 2:1.

Минералогический состав проб песчаников и риодацитов очень близок. Наиболее контрастные отличия только по содержанию слюдистых и глинистых минералов, немного меньше различия в доле сульфидов и углеродистого вещества. Все остальные минералы руд являются второстепенными и редкими, не превышают 1-2 %.

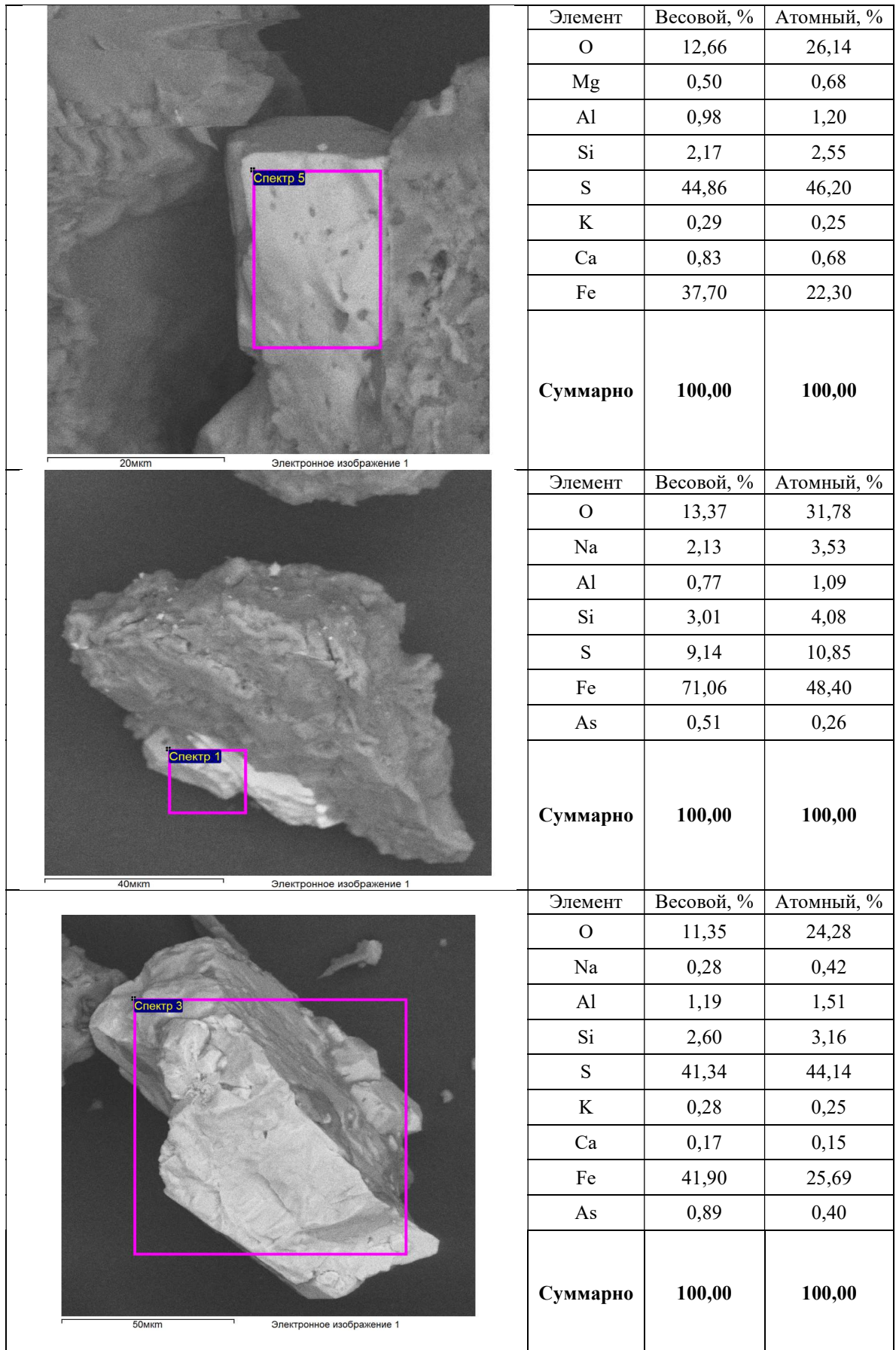


Рисунок 2.3 – Результаты СЭМ и РФА анализа сростков пирита

Среди слюдистых минералов чаще всего встречаются мусковит, серицит и иллит, среди глинистых минералов - каолинит и монтмориллонит, среди карбонатов – кальцит, доломит, анкерит, сидерит. Окислы и гидроокислы представлены следующими минералами: гетит, магнетит, хромшпинелид, рутил, лейкоксен, лимонит, титанит, ильменит, гидроокислы марганца, монацит и торианит. Единичные зерна представлены такими минералами как апатит, циркон, барит, шеелит. Кроме преобладающих сульфидных минералов - пирита и арсенопирита, присутствуют в незначительном количестве халькопирит, сфалерит, галенит, кобальтин, герсдорфит, тетраэдрит, фрейбергит.

Методами атомно-адсорбционной спектроскопии установлено среднее содержание золота в пробах исходной руды равное 3,72 г/т. Золото в рудах месторождения находится в трех формах:

- самородная форма;
- микрокристаллические включения в сульфидные минералы;
- микрокристаллические включения в вмещающие минералы.

Анализ форм нахождения золота представлен на рисунке 2.4.

Наибольшая доля золота в руде ассоциирована с сульфидными минералами. Среднее содержание золота в арсенопирите 0,18 масс. %, в пирите 0,06 масс. %. 19% золота находится в минералах, не растворимых в кислотах и, следовательно, не может быть извлечено даже при условии полного окисления всех сульфидных минералов.

Большая часть зерен самородного золота имеет тонкие и ультратонкие размеры. Более 80 % частиц имеют размеры менее 20 мкм. Средний размер золотинок (по частоте встречаемости зерен) – 19 мкм, средневзвешенный размер золотинок – 47 мкм.

Среди свободных зерен самородного золота наиболее часто встречаются зерна неправильной формы, комковатые, пластинчатые частицы с поверхностью, иногда покрытой пленками алюмосиликатных минералов.

Реже наблюдаются зерна, имеющие кристаллографические очертания, а также зерна вытянутой, уплощенной и ветвистой формы. По данным предыдущих исследований наблюдались очень тонкие субграфические срастания самородного золота и фрейбергита.



Рисунок 2.4 – Результаты анализа форм нахождения золота в исследуемых пробах

Выделения самородного золота в арсенопирите представлены единичными мельчайшими остроугольными включениями величиной от 1 до 3 мкм и более крупными 5–10 мкм интерстициальными зёрнами между сросшимися кристаллами арсенопирита или арсенопирита и кварца. Дополнительно золотоносность арсенопирита может быть обусловлена замещениями атомами золота атомов мышьяка в кристаллической решетке.

В диссертационном исследовании были использованы технологические пробы мелкодробленой сульфидной золотосодержащей руды. Гранулометрический состав проб, содержание основных компонентов в классах крупности и их распределение приведены в таблице 2.1 и на рисунке 2.5.

Таблица 2.1 – Содержания основных элементов в технологической пробе мелкодробленой сульфидной золотосодержащей руды

Класс крупности, мкм	Выход класса, %	$\beta(\text{Si})$, %	$\beta(\text{S})$, %	$\beta(\text{As})$, %
+800	13,21	33,21	1,61	0,59
-800+315	24,60	14,17	0,77	0,68
-315+125	14,63	15,80	1,22	0,74
-125+71	35,19	26,84	1,48	0,68
-71+40	4,82	7,21	0,90	0,66
-40	7,54	23,05	1,47	0,61
Суммарно	100,00	21,72	1,26	0,67

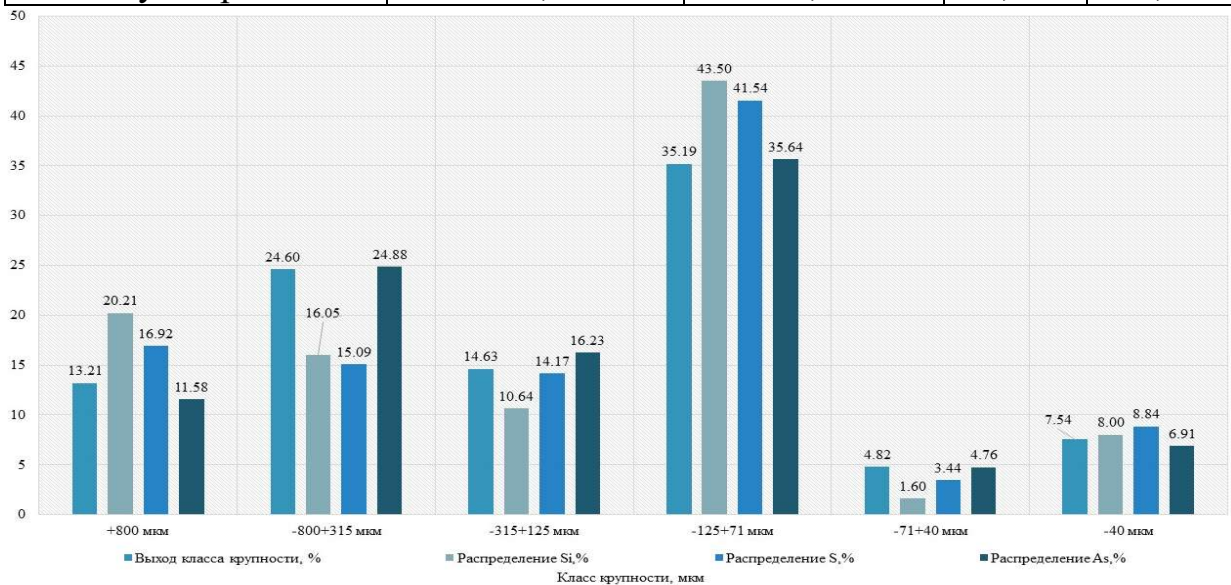


Рисунок 2.5 – Значения распределения кремния, серы и мышьяка по классам крупности

На основании анализа полученных данных установлено, что наибольшие значения распределения компонентов рудных минералов характерны для класса -125+71 микрометров, для которого также характерно наибольшее значение частного выхода. Вероятно, это обусловлено присутствием в данном классе наиболее богатых сростков сульфидных минералов. Вторым классом крупности по значениям распределению кремния и серы является класс крупности +800 мкм, что вероятно связано с частью крупных рудных сростков и нераскрытых сростков.

2.2 Методология исследований

Данная работа представляет собой комплекс экспериментально-

теоретических исследований флотуемости сульфидных золотосодержащих руд, предполагающий использование следующего оборудования:

- флотационная пневмомеханическая машина JK Batch Flotation Test Cell для тестирования флотуемости руды,
- флотационная пневмомеханическая машина «Механобр-Техника»;
- рентгенофлуоресцентный спектрометр EDX-7000 фирмы Shimadzu для анализа исходных проб и продуктов обогащения;
- оптический микроскоп Zeiss Axio Lab A1;
- интерфейс получения электрохимических данных «EMF-16 Precision Electrochemistry EMF Interface.

Помимо натуральных экспериментов в рамках исследования использовались методы имитационного моделирования и обработки данных с использованием следующего программного обеспечения: - программный пакет JK SimFloat, программный пакет анализа изображений DG Analyser 1.5, программный пакет «EMF-Suite» компании «Lawson Labs», объектно-ориентированный язык программирования Python 3.8.

2.3 Методика определения параметров флотуемости рудного сырья

Основой для предлагаемой в данной работе методики определения параметров флотуемости является методика, предполагающая разбиение материала на несколько мнимых групп с близкими флотационными свойствами. Сущность методики состоит в наработке флотационного концентрата в заданном реагентном режиме, с последующей флотацией полученного продукта без применения реагентов и выделением пенного продукта с заданными временными интервалами. Либо аналогичная флотация технологической пробы потока с флотационной фабрики, но без реагентов. В исходной методике на основании интерпретации результатов данных исследований устанавливаются содержания четырех фракций с различными значениями константы удельной скорости флотации. Значения констант

рассчитываются как произведение трех показателей: удельной интенсивности аэрации, значения извлечения материала из зоны пульпы в зону пены и итерационного показателя f_i [74]. Константа задается выражением 2.1:

$$k_i = f_i \cdot S_b \cdot R_f \quad (2.1)$$

Данное соотношение базируется на том, что константа скорости флотации узкой фракции материала с близкими флотационными свойствами является мерой вероятности флотационного извлечения минерального сростка в пенный продукт (рисунок 2.6).

Параметр f_i – безразмерный показатель пропорциональности факторов, учитывающих гидродинамический режим работы флотомашины и характеристики пенного слоя, влияющие на эффективность извлечения. Данный показатель определяется отдельно для каждой фракции и определяется итерационными методами для минимизации невязки между расчетными и экспериментальными значениями извлечения.

Параметр S_b характеризует степень диспергации воздушной фазы в камере флотомашины и количественно связывает объем подаваемого воздуха в процесс флотации с геометрическими параметрами пузырьков, а также геометрическими характеристиками камеры машины. Параметры задаются выражениями 2.2, 2.3, 2.4 [102, 108, 128]:

$$S_b = 6J_g * \frac{\sum_{i=1}^n d_i^2}{\sum_{i=1}^n d_i^3} \quad (2.2)$$

$$J_g = \frac{Q_A}{S} \quad (2.3)$$

$$d_{32} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i^3}{\sum_{i=1}^n d_i^2} \quad (2.4)$$

где Q_A - расход воздуха в операции, м³/ч,

S - площадь поперечного сечения камеры флотомашины м²,

d_i - диаметр пузырька, м.

Вероятность флотационного извлечения минерального сродка = $P_1 \cdot P_2 \cdot P_3$

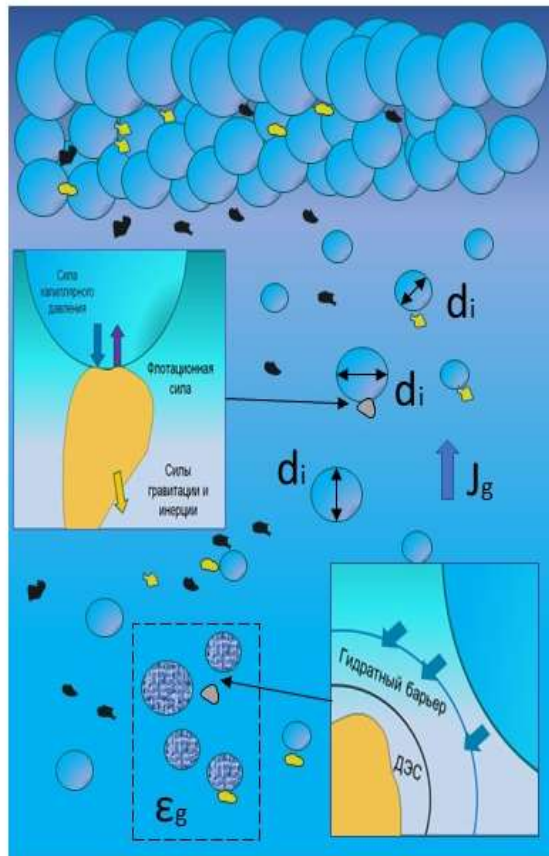


Рисунок 2.6 – Графическое отображение взаимосвязи вероятности флотационного извлечения и параметров флотиремости

Параметр R_f отражает долю извлекаемого флотацией материала в пенный продукт. Данный показатель численно связывает флотационное извлечение компонента в зоне коллекции и финальное флотационное извлечение компонента в пенный продукт (рисунок 2.7). На изменение значения данного показателя влияют структурные особенности пены, содержание воды в пене, прочность контакта минеральная частица – воздушный пузырек и возникающие колебания силы отрыва при переходе флотационного агрегата в ламинарные потоки под пеной [73, 77, 140, 170].

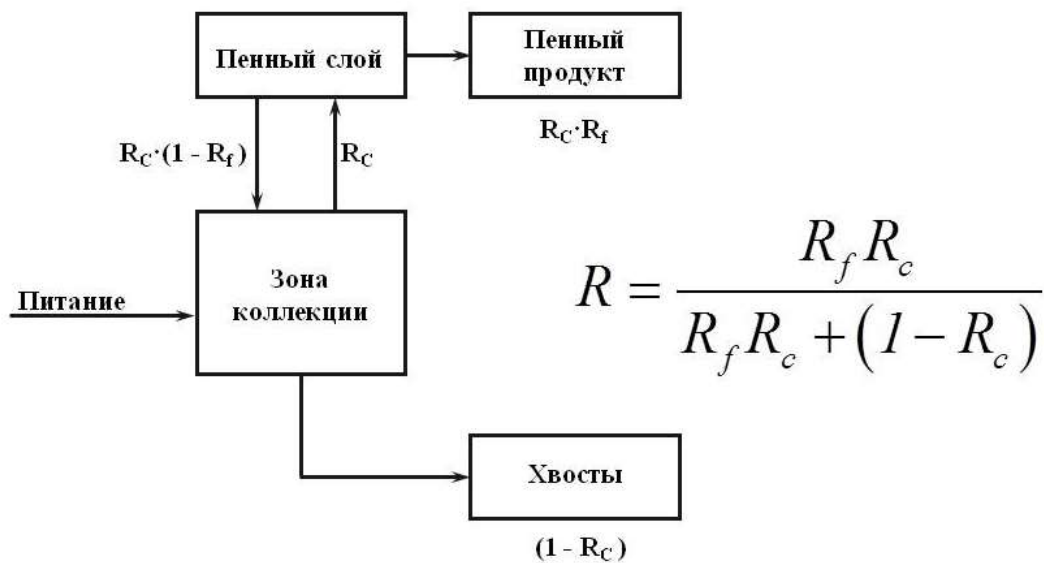


Рисунок 2.7 – Взаимосвязь извлечение в зоне коллекций и в пенном слое

При масштабировании результатов лабораторных испытаний необходимо учесть переход от циклического режима работы флотомашин на непрерывный. Расчет времени пребывания пульпы в камере флотомашин по соотношению 2.5 [83, 102]:

$$\tau = \frac{V (1 - \varepsilon_g)}{Q_{\text{хв}}} \quad (2.5)$$

где V – общая объемная производительность камеры флотационной машины, м³/ч;

$Q_{\text{хв}}$ – производительность камеры флотационной машины по хвостам, м³/ч;

ε_g – газонасыщение пульпы, доли ед.

Значение извлечения конкретной фракции флотуемости для пневмомеханической флотомшины может быть задано уравнением 2.6:

$$\varepsilon_i = \frac{f_i \cdot S_b \cdot \tau \cdot R_f}{1 + f_i \cdot S_b \cdot \tau \cdot R_f} \quad (2.6)$$

Данная закономерность учитывает извлечение компонентов только за счет истинной флотации. Однако в процессе флотации происходит извлечение сродков за счет механического захвата агломерациями воздушных пузырьков в окрестности пенного слоя. В работах установлена корреляция между извлечением, обусловленным механическим выносом, и значением извлечения воды в пенный продукт. Для учета извлечения нефлотуемых фракций в модели FCTP используется соотношение 2.7 [148, 150]:

$$\varepsilon_i = \frac{f_i \cdot S_b \cdot \tau \cdot R_f \cdot (1 - R_w) + ENT_i R_w}{(1 + f_i \cdot S_b \cdot \tau \cdot R_f) (1 - R_w) + ENT_i R_w} \quad (2.7)$$

где R_w - извлечение воды в пенный продукт;

ENT_i - фактор механического выноса для класса крупности. Фактор механического выноса характеризует численное значение вероятности механического выноса для различных классов крупности.

В пакете JKSimFloat данные подходы реализованы через две модели разделения:

- модель распределения классов флотуемости на основе промышленных данных - (Floatability Component Scale-up model – FCSU), позволяющая рассчитать базовые технологические параметры флотационного процесса на основе данных, полученных на промышленных установках на данной руде. FCSU- модель показывает высокую достоверность получаемых результатов, но имеет значительные ограничения из-за невозможности моделирования процесса при другом реагентом режиме или на базе другого типа флотомшины.

- двухфазная модель распределения по классам флотуемости (Floatability Component Two Phase model – FCTP), основанная на утверждении,

что извлечение каждого класса флотуемости является величиной постоянной как для лабораторных, так и для промышленных тестов.

2.3.1 Методика экспериментального определения фактора механического выноса

Определение значение фактора механического выноса производилось на основании результатов флотационных испытаний естественной флотуемости руды [147]. Испытания проводились без применения реагентов способных значительно изменить поверхностное натяжение на границе твердое-газ.

Оценка параметра механического выноса производилась на основании того факта, что при отсутствии реагентов, изменяющих поверхностное натяжение на границе твердое-газ и жидкость-твердое, основным механизмом извлечения минеральных частиц в пенный продукт является механический вынос. Таким образом, на основании уравнения 2.7, при известных значениях извлечения нефлотуемой фракции и извлечения воды, устанавливалось значение фактора ENT_i для каждого класса крупности и каждого компонента по формуле 2.8:

$$\varepsilon_i = \frac{ENT_i R_w}{(1 - R_w) + ENT_i R_w} \quad (2.8)$$

где ε_i - извлечение компонента в пенный продукт, %;

R_w – извлечение воды в пенный продукт, %;

ENT_i – значение фактора механического выноса.

2.3.2 Методика экспериментального определения размеров пузырьков

Определение значения характеристического диаметра воздушных пузырьков производилось на основании измерения возникающей разницы электродных потенциалов. Замер производился при помощи двух хлорсеребряных электродов (рисунок 2.8), расположенных относительно друг друга на высоте 5 см в камере флотомшины. Расстояние от нижнего электрода до верхней кромки импеллера составило 1 см. В режиме реального

времени сигнал от электродов поступал на интерфейс получения электрохимических данных «EMF-16 Precision Electrochemistry EMF Interface» и затем обрабатывалась в программном пакете «EMF suite» компании «Lawson Labs» [6].

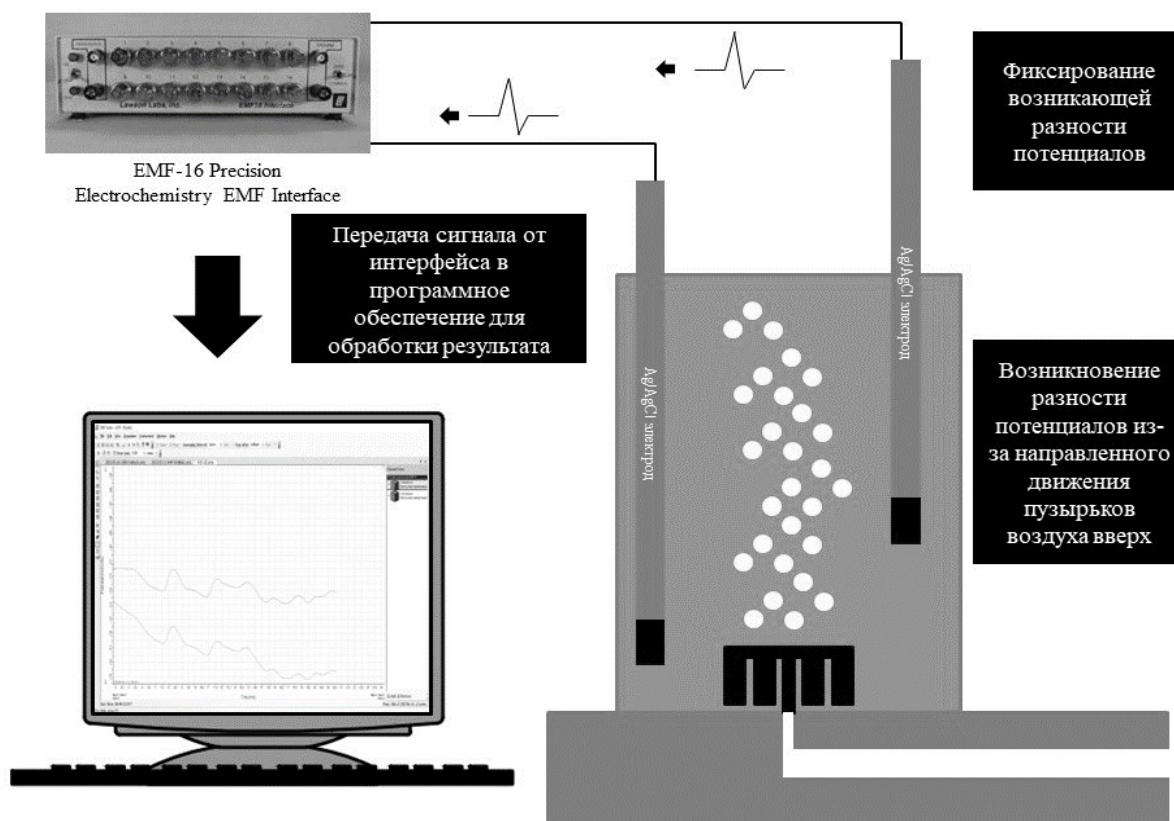


Рисунок 2.8 – Алгоритм потенциометрического подхода к определению размеров воздушных пузырьков

В ходе экспериментальных исследований измерение возникающей разности электродных потенциалов и получение изображений для дальнейшего определения геометрических размеров пузырьков производилось одновременно. Варьируемыми факторами были расход воздуха и концентрация вспенивателя. В качестве вспенивателя был использован 4-метил-2-пентанол или метилизобутилкарбинол (МИБК). Расход воздуха изменялся в пределах от 0,8 л/мин до 2,0 л/мин. Исследуемые значения концентрации вспенивателя составили $1,997 \cdot 10^{-5}$ моль/л, $3,994 \cdot 10^{-4}$ моль/л и $5,990 \cdot 10^{-4}$ моль/л. В перерасчете на условия реальной флотации с

содержанием твердого в пульпе 30%, данные концентрации соответствуют расходам вспенивателя равным 15 г/т, 30 г/т и 45 г/т соответственно. Расширенная методика интерпретация результатов представлена в работе [6].

Значение разности электродных потенциалов определялось по выражению 2.9:

$$\Delta E = E_1 - E_2 \quad (2.9)$$

где E_1 - значение электродного потенциала верхнего электрода, мВ;

E_2 - значение электродного потенциала нижнего электрода, мВ.

Определение геометрических размеров пузырьков производилось с применением фотографического метода (рисунок 2.9).

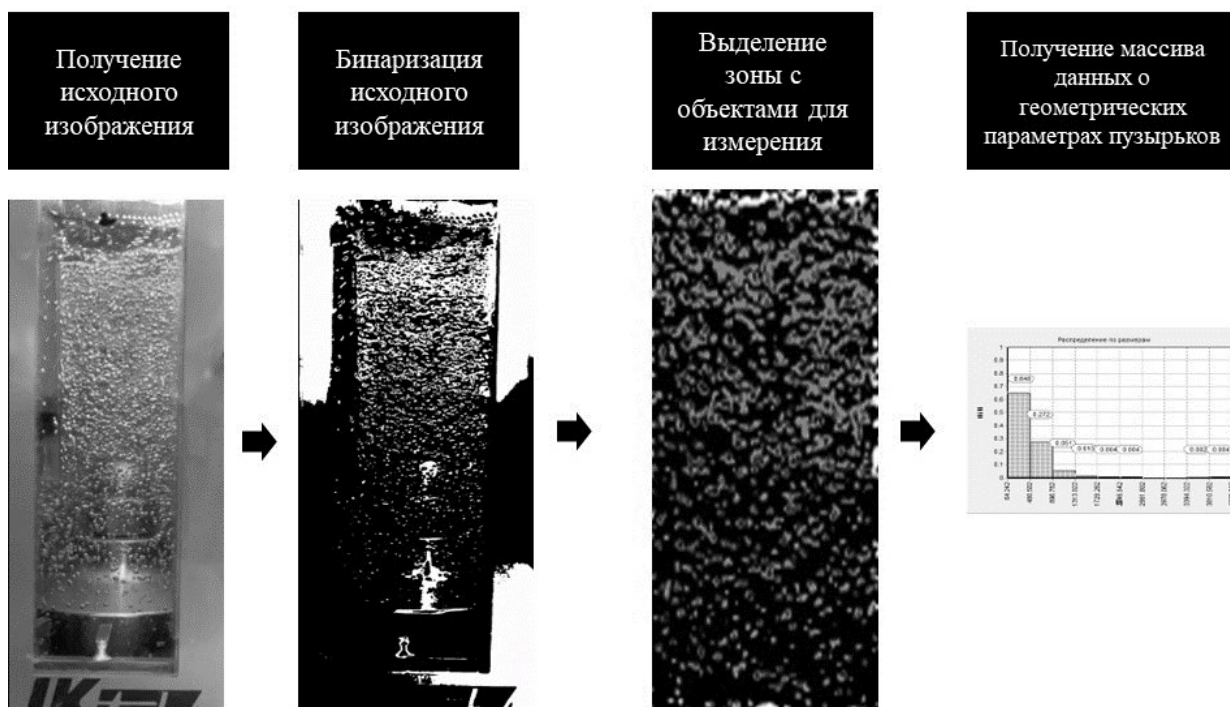


Рисунок 2.9 – Алгоритм определения параметров распределения значения геометрических размеров пузырьков

Фотофиксация производилась через смотровое окно. Полученные изображения обрабатывались в программном пакете «DG Analyzer 1.5» с применением двуградационного метода. Исходные изображения преобразовывались в черно-белые изображения, где воздушные пузырьки, отражающие свет, фиксировались как белые области. Затем программа

рассчитывала геометрические параметры данных областей и выгружала результат в качестве значений эквивалентных диаметров каждой области.

2.3.3 Методика экспериментального определения эмпирического фактора извлечения в пенный продукт

Определение эмпирического фактора извлечения в пенный продукт производилось в ходе проведения флотационных испытаний [77]. При времени флотации в 2 минуты производят забор пробы пульпы из-под пенного слоя шприцом с широкой иглой (рисунок 2.10). После забора шприц переворачивают и определяют объем отобранной пробы и объем газовой фазы в пробе. Отобранную пробу пульпы сушат и взвешивают. После чего определяют содержание анализируемого компонента.

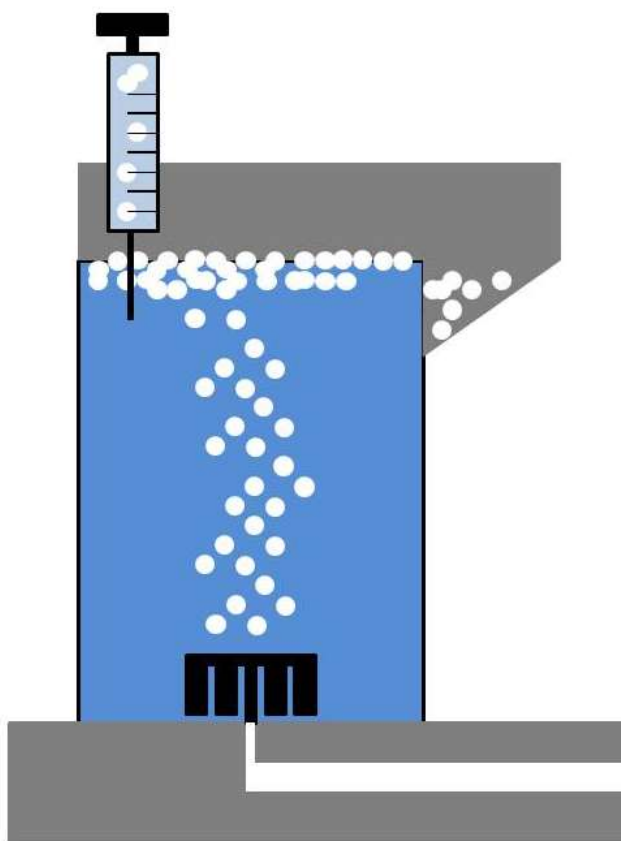


Рисунок 2.10 – Определение параметров извлечения пенной зоны и газонасыщения

Расчет значения фактора извлечения в пенный продукт производят по формуле 2.10:

$$R_f = \frac{Q_K(\beta_{исх} - \beta_{хв})V_p}{3600Q_a m_p(\beta_p - \beta_{хв})} \quad (2.10)$$

где Q_K –производительность флотомашины по концентрату, т/ч;

$\beta_{исх}$ – содержание компонента в исходной пробе, %;

$\beta_{хв}$ – содержание компонента в хвостах, %;

β_p – содержание компонента в отобранной пробе, %;

V_p - объем отобранной пробы пульпы, мл; Q_a - расход воздуха, м³/с.

2.4 Методика проведения исследований поверхностных свойств монофракций сульфидных минералов

Для количественной оценки компонентов СЭП в работе производилось измерение контактных углов на границе раздела минерал-жидкость-воздух для воды и дийодометана. При использовании двух жидкостей, разных по химическому составу и структуре, возможно, установить соотношение компонентов энергии поверхности, обусловленных разными категориями межфазных взаимодействий. Численно они будут равны изменению поверхностных натяжений на границе раздела жидкость-твердое. В данной работе для определения соотношения составляющих свободной энергии поверхности был использован метод Оуэнса–Вендта–Рабеля–Каелбле [106, 145, 166]. Определение численных значений составляющих поверхностных натяжений производят исходя из решения системы уравнений 2.11:

$$\begin{cases} \frac{\sigma_{L1}(\cos\theta_1 + 1)}{2\sqrt{\sigma_{L1}^D}} = \frac{\sqrt{\sigma_s^P} \sqrt{\sigma_{L1}^P}}{\sqrt{\sigma_{L1}^D}} + \sqrt{\sigma_s^D} \\ \frac{\sigma_{L2}(\cos\theta_2 + 1)}{2\sqrt{\sigma_{L2}^D}} = \frac{\sqrt{\sigma_s^P} \sqrt{\sigma_{L2}^P}}{\sqrt{\sigma_{L2}^D}} + \sqrt{\sigma_s^D} \end{cases} \quad (2.11)$$

где σ_{L1} , σ_{L2} – значения поверхностных натяжений жидкостей, использованных для анализа, на границе раздела воздух-жидкость;

σ_{L1}^P , σ_{L2}^P - значения полярных составляющих поверхностных натяжений жидкостей, использованных для анализа, на границе раздела воздух-жидкость;

σ_{L1}^D , σ_{L2}^D - значения дисперсионных составляющих поверхностных натяжений жидкостей, использованных для анализа, на границе раздела воздух-жидкость;

σ_S^D , σ_S^P – значения дисперсионной и полярной составляющей свободной энергии поверхности минерала соответственно;

$\cos\theta_1$, $\cos\theta_2$ – краевой угол смачивания первой и второй анализируемой жидкости (рисунок 2.11).

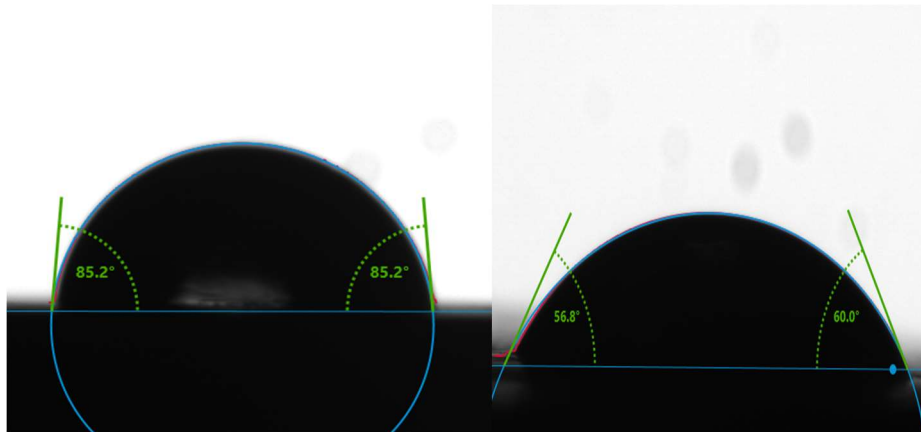


Рисунок 2.11 – Пример измерения контактных углов (слева – вода, справа – ди-йодометан)

Измерение краевого угла производилось на образцах мономинеральных фракций сульфидных минералов. Крупность образцов варьировалась в пределах 3 мм. Перед нанесением собирательной смеси производилась предварительная очистка поверхности и спиливание верхнего окисленного слоя для обнажения поверхности. После чего подготовленный образец обрабатывали раствором собирательной смеси с концентрацией соответствующей концентрации реагента во флотации. Время контакта реагента с поверхностью составляло 2 минуты. Измерения повторялись 10 раз для каждого реагента гидрофобизатора.

2.5 Методика оптико-микроскопических исследований продуктов обогащения

Сущность оптико-микроскопических исследований продуктов обогащения состояли в анализе распределения по крупности зерен

сульфидных минералов. Исследования проб продуктов обогащения производились на оптическом микроскопе Axio Lab A1 (рисунок 2.12) в светлом поле при увеличении 12,6х. Подготовка к исследованиям состояла в заливке представительной пробы продукта обогащения в специальной форме эпоксидной смолой.



Рисунок 2.12 – Оптический микроскоп Axio Lab A1

Контрастность блеска рудных минералов позволило реализовать программный анализ изображений (программа DG Analyzer 1.5). Полученное изображение переводилось в черно-белую гамму. Вкрапления рудных минералов представляли белые области. Программа рассчитывала геометрические параметры данных областей и выгружала результат в качестве значений эквивалентных диаметров каждой области. Для устранения ложнодетектируемых объектов применялась заливка замкнутых областей. Представительность получаемых результатов обеспечивалась обработкой 5 снимков разных областей пробы и совместная математическая обработка выделенных объектов (рисунок 2.13).

Алгоритм оптико-микроскопических исследований продуктов обогащения с применением программы DG Analyzer

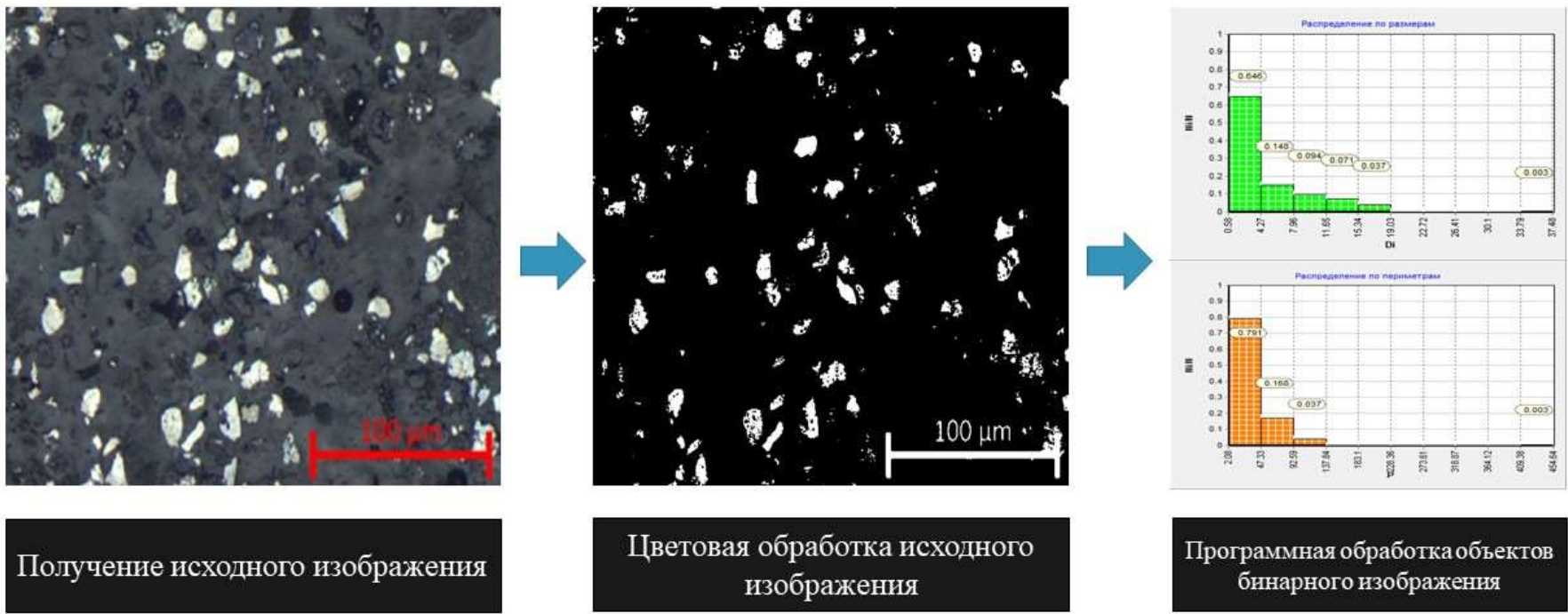


Рисунок 2.13 – Алгоритм оптико-микроскопических исследований продуктов обогащения программы DG Analyzer

2.6 Методика проведения исследований измельчения

Было проведено дробление исходного материала на валковой дробилке в замкнутом цикле с грохотом до 100 % класса крупности -2 мм. Усреднение представительной пробы выполнено методом «кольца и конуса» и выделены представительные пробы мелкодробленого материала с использованием делителя Джонса. Представительная навеска пробы подвергалась мокрому ситовому анализу для определения гранулометрического состава. Химический состав выделенных классов крупности проб был установлен методом рентгенофлуорисцентного анализа.

Исследования кинетики измельчения проводились на лабораторной мельнице МШЛ-1. Содержание твердого составляло 50%. Степень заполнения шарами составляла 40%. Серия опытов исследования измельчаемости проводилась с варьированием времени измельчения (от 15 до 60 минут с шагом 15 минут). Масса навески составляла 200 г. Мокрый рассев измельченного материала проводился по ситам: 250 мкм, 125 мкм, 71 мкм, 40 мкм. Содержания Si, S, As в выделенных классах крупности проб были установлены методом рентгенофлуорисцентного анализа.

Измельчение навесок для проведения серий исследований флотационного обогащения в замкнутом цикле проводилось с использованием шаровой лабораторной мельницы МШЛ-7 (рисунок 2.14).



Рисунок 2.14 – МШЛ-7

Измерение площади удельной поверхности проб измельченной руды производилось с использованием лазерного гранулометрического анализатора «Микросайзер-201С» (рисунок 2.15).



Рисунок 2.15 – Микросайзер-201С

В приборе через кювету с суспензией частиц пробы пропускаться световой пучок. Спектр интенсивности полученного рассеянного излучения регистрировался с помощью фотодиодной матрицы, сигналы с которой интерпретировались как значения размеров минеральных частиц. На

основании установленной зависимости массовой доли частиц от их диаметра программа производила расчет суммарной удельной поверхности. Суммарная площадь поверхности рассчитывалась как площадь поверхности сферических частиц эквивалентных по диаметру зафиксированных минеральных частиц.

2.7 Методы анализа элементного состава проб

В работе для анализа элементного состава проб были применены методы рентгенофлуоресцентного анализа и метод атомноадсорбционной спектроскопии.

Рентгенофлуоресцентный анализ (РФА) - один из неразрушающих методов спектроскопического элементного анализа, основанный на воздействии на исследуемый образец рентгеновским излучением и регистрации спектра обратного излучения от образца. Данный метод основан на корреляции интенсивности, наведённой облучением флуоресценции, от содержания определённого элемента в образце.

Для выполнения целей данной работы описанный метод был использован для контроля содержаний основных элементов, слагающих рудные и породные минералы в исходных пробах и пробах обогащения. В установке производилось облучение образца в специальной пластиковой бюретке. В бюретку помещается не более 1 г представительно отобранной пробы. Бюретка накрывалась майларовой плёнкой, проницаемой для рентгеновского излучения.

Результаты интерпретировались по значениям интенсивности для альфа-, бета- и гамма-излучений для каждого элемента. Каждое значение интенсивности излучений соотносилось со стандартным излучением, полученным в результате выброса фотона с определенного энергетического уровня (K, L, M). Полученные значения интенсивности автоматически пересчитывались в значения содержания элементов.

Определение содержания золота в исходных пробах и полученных продуктах обогащения производилось методом атомно-адсорбционной спектроскопии.

2.8 Выводы по главе 2

В качестве объекта исследования были выбраны золотосодержащие сульфидные руды Дальневосточного региона Российской Федерации. Наибольшая доля золота в руде ассоциирована с сульфидными минералами. Основными минералами-носителями золота исследуемой руды являются пирит и арсенопирит. На основании высоких значений содержания арсенопирита, автоклавное окисление было выбрано как потенциальный процесс переработки коллективного флотационного концентрата с целью получения сплава Доре. Таким образом, задачей флотационного передела будет максимизация извлечения золотоносных минералов. Обоснован комплекс методов исследования особенностей измельчения и флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд.

ГЛАВА 3 ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ И ФЛОТАЦИОННОЙ СПОСОБНОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД

3.1. Результаты исследования измельчаемости технологических проб золотосодержащей руды

Прогнозирование крупности питания флотации, а также распределение основных химических элементов по крупности в работе основано на результатах кинетики измельчения технологических проб мелкодробленной сульфидной золотосодержащей руды.

Графическая интерпретация результатов анализа гранулометрического состава и перераспределения компонентов по классам крупности в зависимости от крупности измельченного продукта приведена на рисунке 3.1.

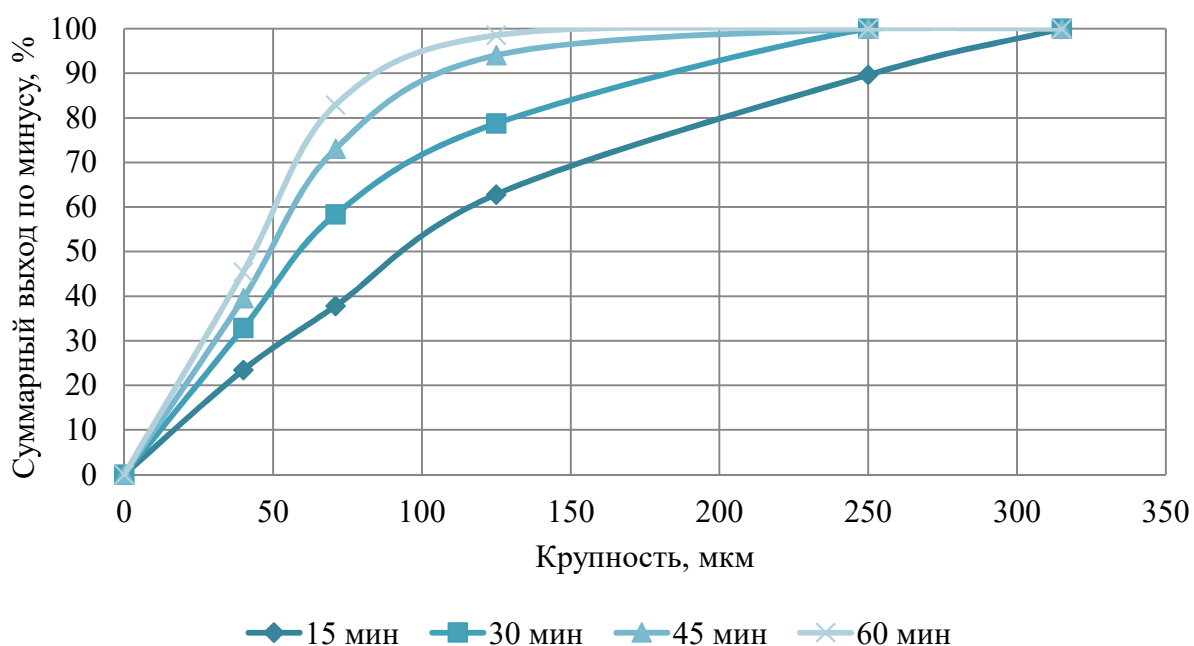


Рисунок 3.1 – Характеристика гранулометрического состава в зависимости от времени измельчения

Интерпретация полученных экспериментальных данных была произведена с применением уравнения кинетики измельчения В.В. Товарова 3.1:

$$R_i = R_0 \cdot e^{-kt^m} \quad (3.1)$$

где R_i - суммарный выход по плюсу в продукте измельчения для контрольного сита, %;

R_0 - суммарный выход по плюсу в исходном продукте для контрольного сита, %;

k, m - степенные показатели уравнения.

Параметры уравнений кинетики для каждого класса получены линейной аппроксимацией значений функции $\ln(\ln(R_0/R)) = f(\ln(t))$.

Значения суммарных выходов классов, а также установленных параметров уравнений сведены в таблицу 3.1.

Таблица 3.1 – Установленные параметры уравнения кинетики В.В. Товарова и расчетные значения суммарных выходов классов по минусу

Время измельчения, мин	Суммарный выход класса крупности по минусу, %		
	-125 мкм	-71 мкм	-40 мкм
	$m=1,129$	$m=1,128$	$m=0,736$
	$k=0,031$	$k=0,016$	$k=0,026$
0	25,78	12,36	7,54
15	61,36	37,73	23,55
30	82,19	58,46	32,64
45	92,22	73,06	39,67
60	96,72	82,85	45,44

Расхождения между экспериментальными значениями суммарных выходов по минусу и расчетными не превысили 5%. Наибольшее значение показателя k получено для класса -125 микрон, что вероятно обусловлено его наибольшей скоростью прироста. Наименьшее значение показателя m получено для класса -40 микрон, что вероятно связано, что его скорость прироста наиболее равномерна во времени.

На рисунке 3.2. приведена графическая интерпретация результатов анализа распределения компонентов по классам крупности в зависимости от времени измельчения.

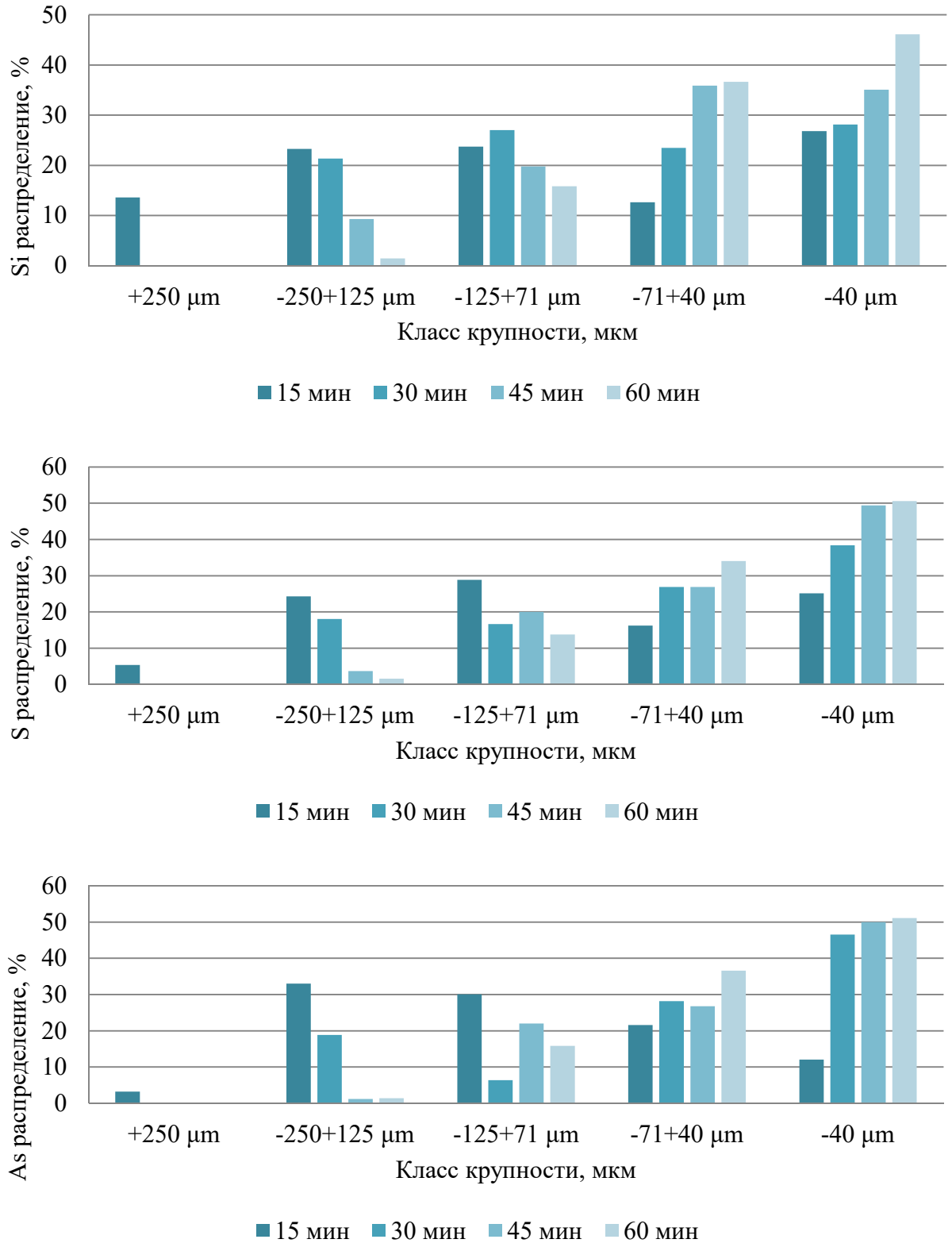


Рисунок 3.2 – Распределения кремния, серы и мышьяка по классам крупности в зависимости от времени измельчения

Значения параметра R_{80} составили 205,04 мкм, 132,29 мкм, 88,89 мкм, 68,58 мкм для времени измельчения 15 мин, 30 мин, 45 мин, 60 мин соответственно.

На основании анализа данных на рисунке установлено, что наибольшие значения частных распределений компонентов, ассоциированных с сульфидными минералами, при значении параметра R_{80} меньше 132,29 мкм соответствуют классу -40 мкм. Для продукта с показателем $R_{80} = 205,04$ мкм максимальные значения распределений серы и мышьяка соответствуют классам -125+71 мкм и -250+125 мкм соответственно. Подобное перераспределение компонентов вероятно связано с особенностями раскрытия минеральных сростков сульфидных минералов и вмещающей породы.

Для анализа изменения геометрических характеристик вкраплений сульфидных минералов произведены оптико-микроскопические исследования продуктов измельчения. Результаты оптико-микроскопических исследований продуктов измельчения, а также их графическая интерпретация представлены на рисунках 3.3-3.6.

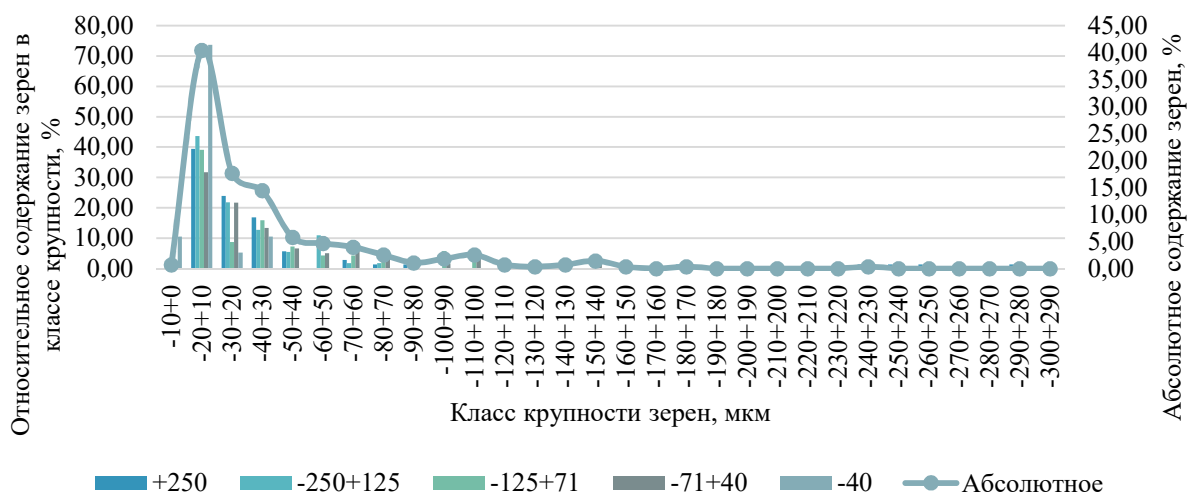


Рисунок 3.3 – Распределение по крупности зерен сульфидных минералов при крупности измельчения $R_{80} = 205,04$ мкм

На основании анализа данных представленных на рисунке 3.3, установлены явно выраженные пики содержания зерен крупностью -20+10

микронетров при значении параметра $P_{80} = 205,04$ микронетра. Данный класс крупности зерен сульфидных минералов является доминирующим и по относительному содержанию во всех классах крупности продукта.

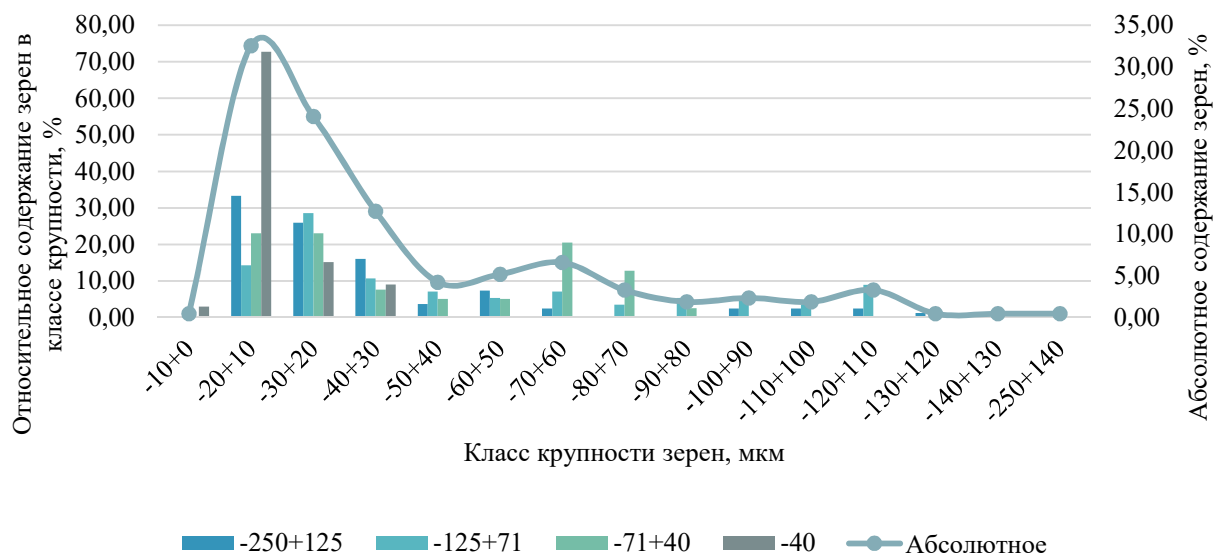


Рисунок 3.4 – Распределение по крупности зерен сульфидных минералов при крупности измельчения $P_{80} = 132,29$ мкм

Для значения $P_{80} = 132,29$ установлены пики содержаний зерен сульфидных минералов классом крупности $-20+10$ микронетров. Наибольшее относительное содержание зерен характерно для класса крупности -40 микронетров. При измельчении пробы со значения показателя $P_{80} = 205,04$ микронетра до $132,29$ микронетра наблюдалось увеличение абсолютного содержания зерен крупностью $-70+60$ микронетров.



Рисунок 3.5 – Распределение по крупности зерен сульфидных минералов при крупности измельчения $P_{80} = 88,89$ мкм

Для значения $P_{80} = 88,89$ микрометров установлены пики содержаний зерен сульфидных минералов классом крупности $-20+10$ микрометров. Наибольшее относительное содержание зерен характерно для класса крупности -40 микрометров. При измельчении пробы со значения показателя $P_{80} = 132,29$ микрометра до $88,89$ микрометра наблюдалось увеличение абсолютного содержания зерен соседних по крупности классов: $-60+50$ микрометров и $-80+70$ микрометров.

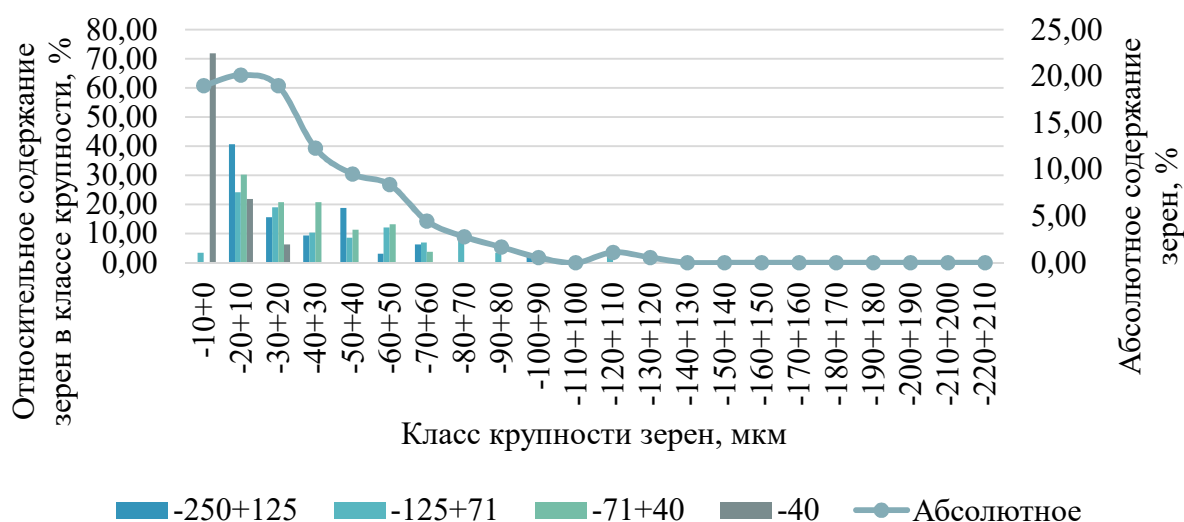


Рисунок 3.6 – Распределение по крупности зерен сульфидных минералов при крупности измельчения $P_{80} = 68,58$ мкм

При значении $P_{80} = 68,58$ микрометров отсутствует явно выраженный пик, наблюдается плавное увеличение содержание зерен сульфидных минералов до своего максимума на крупности $-20+10$ микрометров.

Перераспределение зерен крупностью $-20+10$ микрометров при значении $P_{80} = 132,29$ микрометра между классами крупности пробы и значительное снижение относительных содержаний зерен в классах крупности выше 40 микрометров вероятно связано с разрушением на данной крупности крупных минеральных сростков и раскрытием рудных минералов. Пик абсолютного содержания зерен рудных минералов крупностью $-70+60$ микрометров связан с повышением доли зерен сульфидов в классе крупности

-71+40 микрон. Последующее измельчение приводит к увеличению содержания зерен крупностью -10 микрон и их перераспределением в общий класс крупности пробы -40 микрон, что вероятно связано с измельчением уже раскрытых сульфидных минералов.

Максимум значений абсолютных содержаний зерен крупностью -20+10 микрон и их высокие относительные содержания для всех классов крупности пробы, вероятно, обусловлены тем, что данная крупность совпадает с преобладающим размером вкрапленности рудных минералов. Малые пики абсолютных содержаний зерен сульфидных минералов крупностью -70+60 микрон и -120+110 микрон с последующим уменьшением величины их эксцесса при измельчении подтверждают вывод о раскрытии крупных сростков рудных минералов и меньшей скоростью их измельчения, что приводит к их накоплению в приведенных выше классах. Дальнейший переход рудных минералов в тонкие классы крупности с разрушением крупных сростков нежелателен, так как это будет иметь негативный эффект на дальнейшие операции обогащения.

Таким образом, значение показателя $P_{80} = 132,29$ микрон, что соответствует выходу класса -71 микрон = 58,35%, было принято к дальнейшим исследованиям.

3.2 Результаты исследования измельчаемости технологических проб золотосодержащей руды при применении интенсификаторов помола

Важным аспектом интенсификации различных операций переработки минерального сырья является этап сокращения крупности материала до требуемых значений. Механизмы и паттерны разрушения во многом определяются атрибутами внутренней структуры материалов, их прочностными свойствами, условиями деформации, а также физико-химическими свойствами [5]. Все это формирует множество вариантов состояний материалов в ходе деформации и результатов разрушения. Однако

общими элементами паттернов разрушения является цикличность микропроцессов для любой крупности. В первую очередь происходит зарождение микротрещин в массиве материала по точкам наименьших значений внутренних сил сцепления. При приложении большей энергии трещины разрастаются и накапливаются, пока не достигнуто критическое значение энергии, при которой происходит разрушение структуры куска и образование кусков новой крупности. Затем эти процессы повторяются для более тонких зерен. С уменьшением крупности разрушаемого материала количество требуемой энергии возрастает, так ее значение пропорционально площади образующейся поверхности. Во многих исследованиях отмечается, что лишь малая часть энергии тратится непосредственно на сокращение крупности. Большая же часть, под влиянием явлений диссипации, расходуется на обратимые пластические деформации материала и впоследствии переходит в тепло. Так, при операциях рудоподготовки, прикладываемая энергия должна преодолеть энергетический барьер пластических деформаций [50].

Возникновение «энергетического барьера» обусловлено нескомпенсированными связями поверхности кристаллической решетки, которые при разрушении связей начинают перестраиваться, дабы устранить нарушение решетки. Вследствие этого явления формируемые микротрещины ликвидируются еще на стадии зарождения. Возможным способом понижения энергетического барьера пластической деформации для рудоподготовительных процессов является применение разупрочняющих реагентов. Принцип действия подобных реагентов основан на явлении адсорбционного понижения прочности, открытого П.А. Ребиндером. Присутствие адсорбционно-активной среды значительно понижает энергетический барьер прочности межмолекулярных связей, за счет снижения свободной энергии поверхности контакта. Адсорбированный

разупрочняющий агент занимает эти связи, что не дает им участвовать в процессе восстановления [81].

Анализ эффективности действия реагентов-интенсификаторов помола производился на основании оценки энергии, требуемой для преодоления внутренних сил сцепления по соотношению 3.2:

$$\frac{dE}{dl} = \frac{-k}{l^n} \quad (3.2)$$

где E – энергия, затрачиваемая на разрушение определенной массы материала, Дж/кг;

l – крупность, [мкм, м];

k – эмпирический коэффициент пропорциональности, характеризующий разрушаемость материала; его размерность зависит от значения показателя степени n .

При $n = 1$, соотношение является выражением закона Кирпичева-Кика, при $n = 1,5$ соотношение является выражением закона Ф.Бонда, при $n = 2$ соотношение является выражением закона П. Риттингера [47, 70, 72, 115].

Интегрируя выражение (1) для случая $n \neq 1$ в пределах от l_i – значения конечной крупности, мкм до l_0 значения исходной крупности, мкм получаем выражение 3.3:

$$E = \frac{k}{n-1} \left(\frac{1}{l_i^{n-1}} - \frac{1}{l_0^{n-1}} \right) \quad (3.3)$$

На основании уравнения Гиббса-Гельмгольца для свободной энергии поверхности, прирост свежееобразованной поверхности будет пропорционален затрачиваемой энергии на разрушение определенной массы материала [8]. Энергии, затрачиваемые на сокращение крупности и образование новой поверхности, эквивалентны. Получаем соотношение 3.4:

$$\sigma \Delta S_i = \frac{k}{n-1} \left(\frac{1}{l_i^{n-1}} - \frac{1}{l_0^{n-1}} \right) \quad (3.4)$$

где σ – значение удельной свободной энергии поверхности, (Дж/м²);

ΔS - прирост удельной площади поверхности; м²/кг.

Показатель $K_\theta = k/\sigma$ был использован как параметр эффективности преодоления энергетического барьера внутренних сил сцепления при разрушении минеральных сростков. Данное соотношение связывает удельную свободную поверхностную энергию минералов (σ) с эмпирическим коэффициентом сопротивления материала разрушению (k). Размерность показателя в системе СИ – [м³/кг]. С позиции оценки действия интенсифицирующих приемов измельчения: чем выше значение данного коэффициента, тем эффективнее действие приема. Для случая шарового измельчения можем принять $n = 1,5$ по закону Ф. Бонда. Подставляя вместо l параметр P_{80} получаем выражение для показателя K_θ 3.5:

$$K_\theta = \frac{0,5\Delta S_i}{\left(\frac{1}{\sqrt{P_{80_i}}} - \frac{1}{\sqrt{P_{80_0}}} \right)} \quad (3.5)$$

При условиях измельчения, которые позволили достигнуть крупность, произведены серии опытов исследования влияния интенсификаторов помола на перераспределение компонентов по классам крупности и изменение удельной поверхности. Исследовалось влияние на выход контрольного класса и распределение компонентов в классах крупности измельченных продуктов перманганата калия и карбоната натрия. Расход каждого реагента при проведении серии опытов составлял 100 г/т. Выбор перманганата калия как реагента-интенсификатора обусловлен возможностью окисления им поверхности сульфидных минералов. В присутствии ионов MnO_4^- поверхностные ионы арсенопирита вступают в реакцию с образованием сульфатов и образованием двуокиси марганца. Пирит и минералы вмещающей

породы более инертны по отношению к данной реакции. Выбор карбоната натрия обусловлен смещением рН в щелочной диапазон. При увеличении рН арсенопирит способен интенсивно окисляться растворенным в пульпе кислородом с образованием ионов трехвалентного железа, сульфат ионов и арсенат ионов. Как в первом, так и во втором случае нарушается равномерность прочностных свойств поверхности, а также формируются соединения способные адсорбироваться на вновь образованных поверхностях при разрушении, что снизит требуемую энергию для разрушения. Селективность описанных выше реакций позволит добиться раскрытия мышьяксодержащих минералов.

Интерпретация результатов анализа распределения компонентов по классам крупности в продуктах измельчения при применении различных интенсификаторов помола представлена на рисунке 3.7.

Анализ данных на рисунке 3.7 показывает, что при применении карбоната натрия достигнут прирост класса -40 микрон, составивший 13,76% по сравнению с измельчением без применения реагентов. Приращения значений распределения в класс -40 микрон кремния, серы и мышьяка составили 0,16%, 3,95%, 6,83%. При применении перманганата калия достигнут прирост класса -40 микрон, составивший 11,40% по сравнению с измельчением без применения реагентов. Приращения значений распределений в класс -40 микрон кремния, серы и мышьяка составили 1,34%, 2,01%, 15,86%.

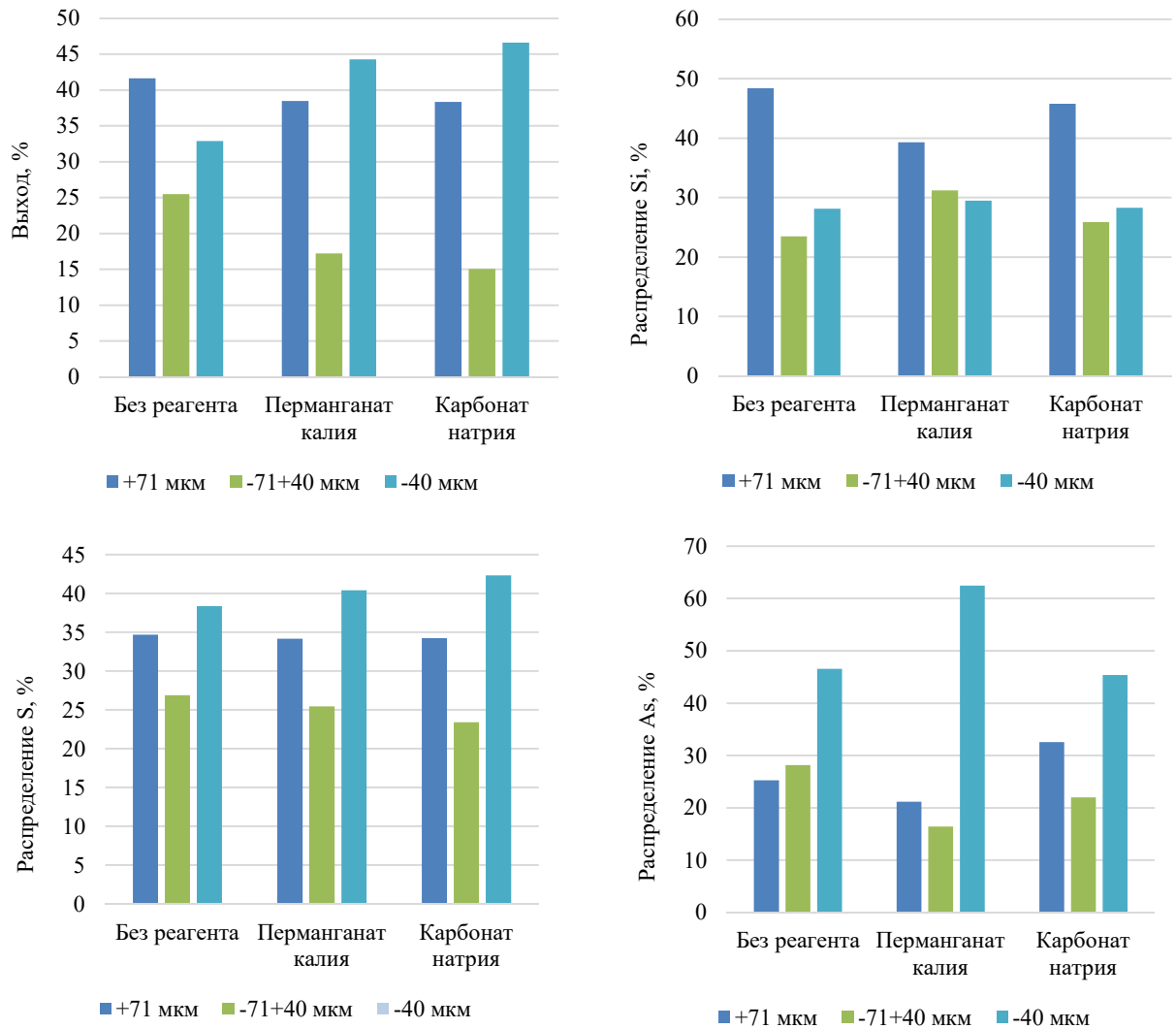


Рисунок 3.7 – Значения частных выходов классов крупности и распределения кремния, серы, мышьяка по классам крупности в зависимости от применения различных реагентов

Для определения значения K_{θ} проведена серия экспериментальных измерений удельной площади поверхности для продуктов измельчения различной крупности. Значение K_{θ} определялось как значение углового коэффициента прямой построенной в координатах $1/\sqrt{P_{80}}$, $\Delta S_{уд}$. Графическая интерпретация полученных результатов представлена на рисунке 3.8.

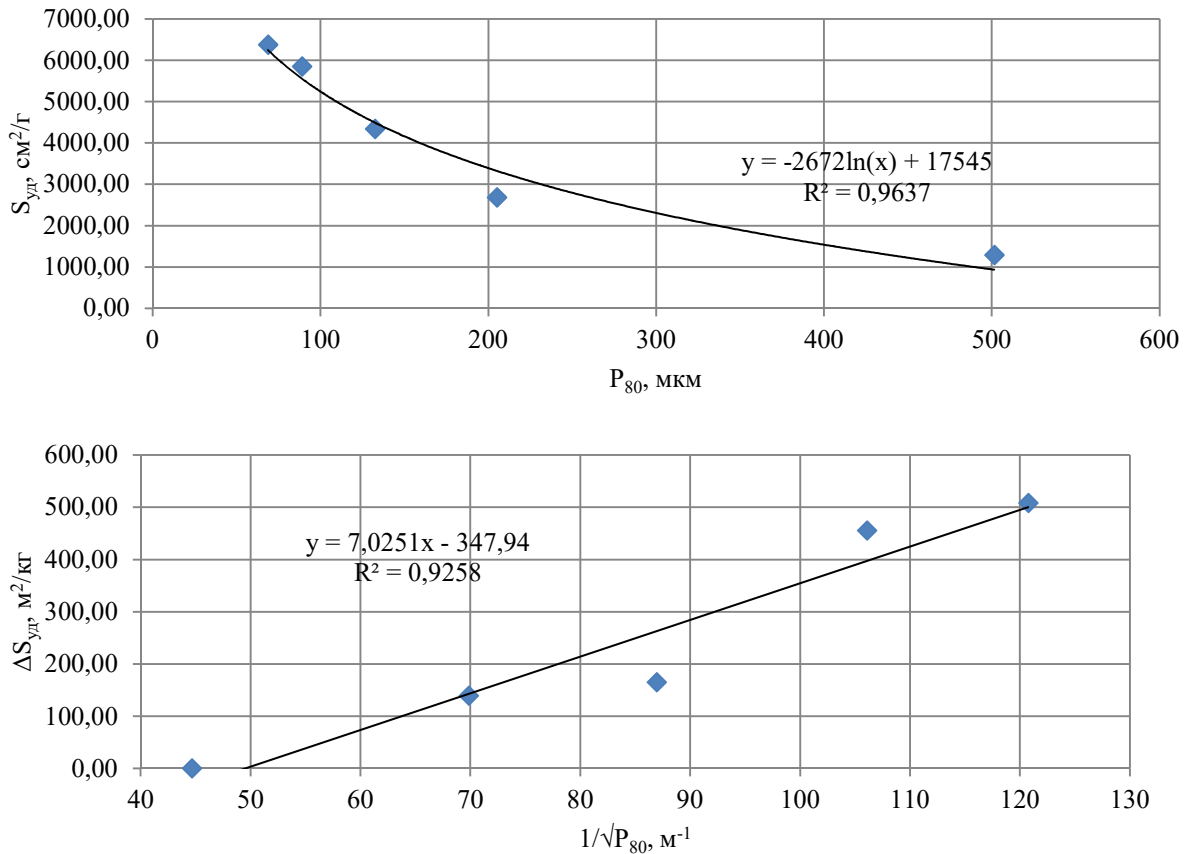


Рисунок 3.8 – График зависимости значений производной функции приращения удельной площади поверхности от параметра P_{80}

На основании анализа полученных данных установлено значение $K_{\theta} = 3,513 \text{ м}^3/\text{кг}$ для случая измельчения без интенсификаторов помола. Расчет K_{θ} для случаев применения разупрочняющих реагентов при измельчении производился по формуле (4). Результаты расчетов сведены в таблицу 3.2.

Таблица 3.2 – Значения параметров P_{80} , $S_{уд}$, $\Delta S_{уд}$, K_{θ} для случаев измельчения с интенсифицирующими воздействиями

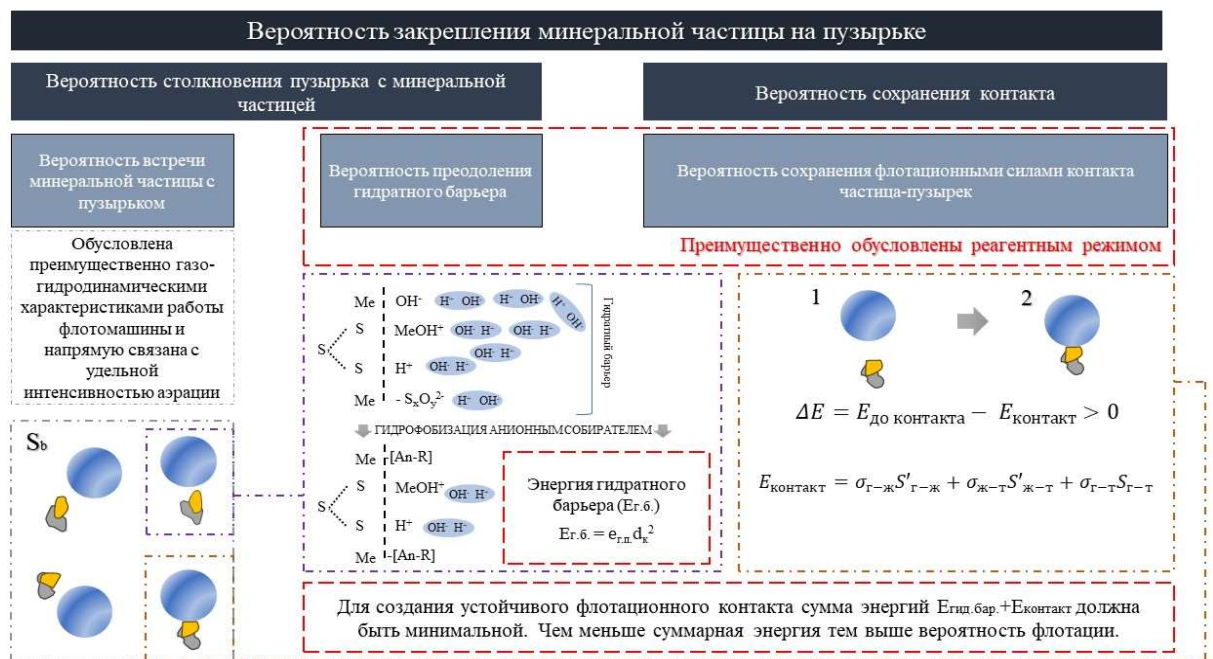
Условия опыта	P_{80} , мкм	$S_{уд}$, $\text{cm}^2/\text{г}$	$\Delta S_{уд}$, $\text{cm}^2/\text{г}$	K_{θ} , $\text{м}^3/\text{кг}$
Проба до измельчения	501,45	1295,54	-	-
Измельчение без реагента	132,29	4342,78	3047,24	3,513
Измельчение с перманганатом калия	128,17	4553,50	3257,96	3,730
Измельчение с карбонатом натрия	127,91	4415,76	3120,22	3,565

На основании анализа данных в таблице установлено, что наибольшее значение показателя K_6 соответствует измельчению с применением перманганата калия. Увеличение параметра составило $0,217 \text{ м}^3/\text{кг}$. Для карбоната натрия параметр увеличился на $0,052 \text{ м}^3/\text{кг}$.

3.3 Результаты физико-химических исследований свойств поверхности монофракций пирита при гидрофобизации

Действие собирателя при флотации преимущественно обусловлено его избирательной адсорбцией на поверхности целевых минералов и гидрофобизации поверхности, что позволяет минеральной частичке закрепляться на поверхности воздушного пузырька. Механизм гидрофобизации обусловлен наличием в собирателе аполярных фрагментов (либо сам собиратель полностью аполярен), которые обуславливают увеличение требуемой работы адгезии для воды из-за значительных различий в полярности. В этом случае собиратель влияет на изменение вероятности флотационного извлечения минерального сростка по двум направлениям (рисунок 3.9):

- изменение вероятности столкновения минерального сростка с воздушным пузырьком за счет снижения уменьшения энергии гидратного барьера молекул воды у поверхности раздела минерал-жидкость;
- изменение вероятности сохранения контакта минеральная частица – воздушный пузырек за счет увеличения требуемой работы адгезии для воды.



происходить увеличение дисперсионной составляющей, обусловленной наличием апольярных частей собирателя и увеличивающимся различием дипольных моментов водной фазы и поверхности [124]. Таким образом, численно эффективность можно охарактеризовать коэффициентом отношения дисперсионной составляющей СЭП к полярной по уравнению 3.6:

$$K_{\phi} = \frac{\sigma_D}{\sigma_P} \quad (3.6)$$

где σ_D - дисперсионная компонента СЭП, Дж/м²;

σ_P - дисперсионная компонента СЭП, Дж/м².

Условие наиболее эффективной гидрофобизации можно записать в виде выражения 3.7:

$$K_{\phi} = \frac{\sigma_D}{\sigma_P} \begin{cases} \sigma_D \rightarrow \max \\ \sigma_P \rightarrow \min \\ \frac{\sigma_D}{\sigma_P} \rightarrow \max \end{cases} \quad (3.7)$$

Выбор монофракций пирита, как объекта для исследования поверхностных свойств, обусловлен его преобладающим содержанием среди рудных минералов технологических проб золотосодержащей руды. Для определения составляющих свободной энергии поверхности в качестве анализируемых жидкостей были выбраны вода и дийодометан. В качестве реагентов-собирателей были выбраны представители гомологического ряда алкилдитиокарбонатов (этиловый ксантогенат калия, бутиловый ксантогенат калия, амиловый ксантогенат калия), представители гомологического ряда диалкилдитиофосфатов (дибутилдитиофосфат натрия, дибутилдитиофосфат аммония, диоктилдитиофосфат натрия).

Первоначально производились исследования изменения поверхностных свойств монофракции пирита при действии наиболее распространенного реагента-собирателя: бутилового ксантогената калия. Для соблюдения условий подготовки поверхности минерала к гидрофобизации

мономинеральный образец предварительно обрабатывался раствором медного купороса при $pH=8,5$, повышение значения pH осуществлялось за счет добавления раствора карбоната натрия. В ходе исследования производилось изменение концентрации раствора собирателя, который использовался для обработки мономинерального образца пирита.

Результаты усредненных измерений краевых углов смачивания для разных расходов собирателя сведены в таблицу 3.3.

Таблица 3.3 – Значения краевых углов смачивания для мономинерального образца пирита

Расход БКК, г/т	Краевой угол – вода, °	Краевой угол – диiodометан, °
0,00	51,59	60,46
5,62	78,76	47,86
28,09	82,62	46,63
56,18	84,38	47,02
140,45	87,75	46,87
280,90	76,26	37,20

Графическая интерпретация результатов расчета компонентов СЭП представлена на рисунке 3.10.

На основании данных, на рисунке установлено, что с увеличением концентрации бутилового ксантогената калия происходит уменьшение значений свободной поверхностной энергии и ее полярной составляющей. Для значения дисперсной составляющей наблюдается рост, обусловленный ростом потенциала поверхности к дисперсионным взаимодействиям. Снижение значения свободной энергии поверхности обусловлено сорбцией собирателя на поверхности минерала, что приводит к снижению потенциала поверхности к взаимодействиям.

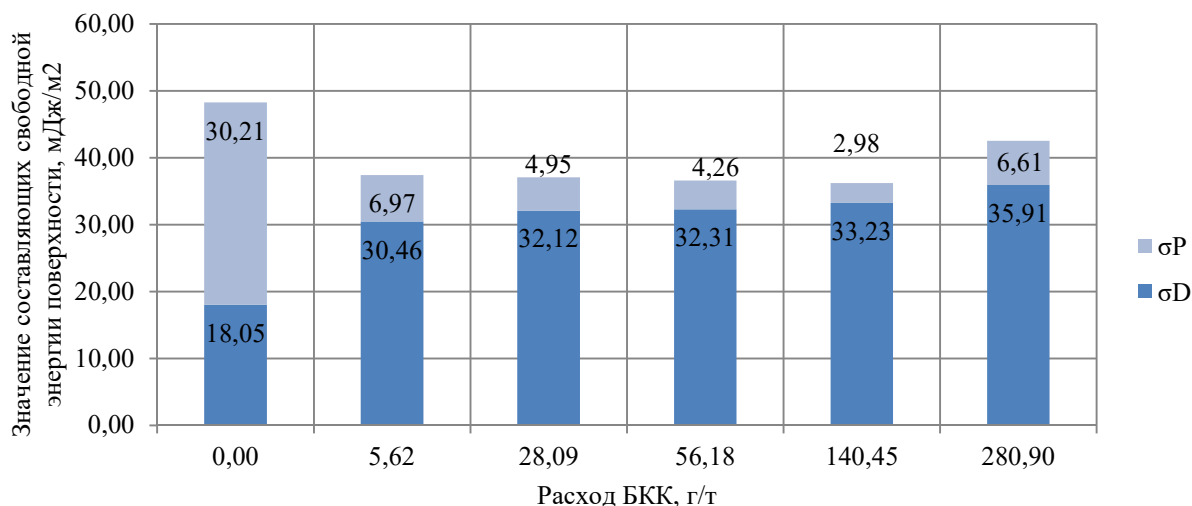


Рисунок 3.10 – Значения компонент СЭП для пирита при изменении расхода БКК

Бутиловый ксантогенат калия сорбируется на поверхности преимущественно за счет химической формы сорбции – образования связей между ионами металлов вблизи поверхности пирита и анионной солидофильной группой ксантогената. Образование ионной связи приводит к снижению потенциала поверхности к образованию новых полярных связей, что приводит к снижению полярной составляющей свободной энергии поверхности и, как следствие, снижается вероятность формирования гидратного барьера на поверхности. Дополнительно при сорбции сульфгидрильного собирателя на поверхности, его аполярная часть ориентируется в сторону жидкой фазы, что предотвращает образование структур гидратного слоя, что также приводит к снижению вероятности потенциальных полярных взаимодействий. Однако при дальнейшем увеличении расхода БКК сверх определенного значения молекулы собирателя начинают связываться дисперсными взаимодействиями между своими аполярными частями, формируя новый слой, что приводит к ослаблению прочности связей и повышает потенциал полярных взаимодействий.

Графическая интерпретация зависимости критерия K_ϕ от расхода БКК приведена на рисунке 3.11.

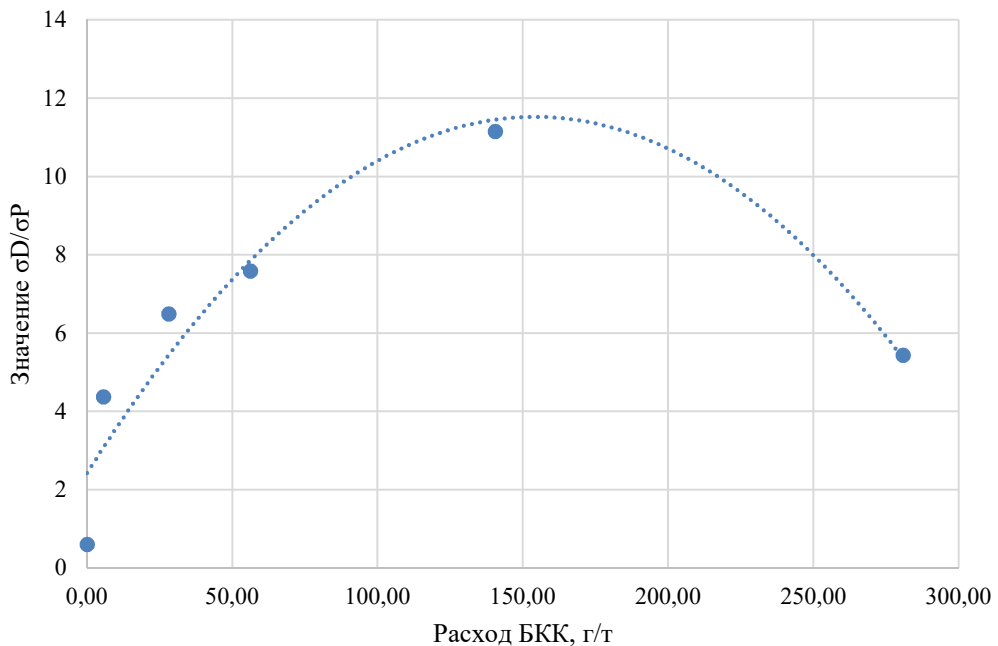


Рисунок 3.11 – Зависимость $K_\phi = f(\text{расход БКК})$

На основании интерпретации полученных результатов установлено, что зависимость критерия K_ϕ от расхода собирателя, может быть, с высокой точностью описана полиномом второй степени 3.8. Значения параметров уравнения нелинейной регрессии установлены на основании метода наименьших квадратов.

$$K_\phi = -0,0004R^2 + 0,1181R + 2,4307 \quad (3.8)$$

где K_ϕ – показатель эффективности гидрофобизации;

R - расход БКК, г/т.

Коэффициент детерминации составил 0,8978. Значение расхода собирателя, при котором достигается наиболее эффективная гидрофобизация поверхности минерала может быть определено как максимум аппроксимирующей функции 3.9:

$$(K_{\phi})'(R_{\max}) = -2 * 0,0004R + 0,1181 = 0 \quad (3.9)$$

$$R_{\max} = 147,63 \text{ г/т}$$

Для установленного значения расхода собирателя. Дополнительно было проведено исследование действие других собирателей на гидрофобизацию поверхности пирита, как по отдельности, так и в смеси с БКК. Соотношение БКК к другим собирателя было принято равным 2:1.

Графическая интерпретация результатов исследования изменения поверхностных свойств при обработке отдельными собирателями представлена на рисунке 3.12.

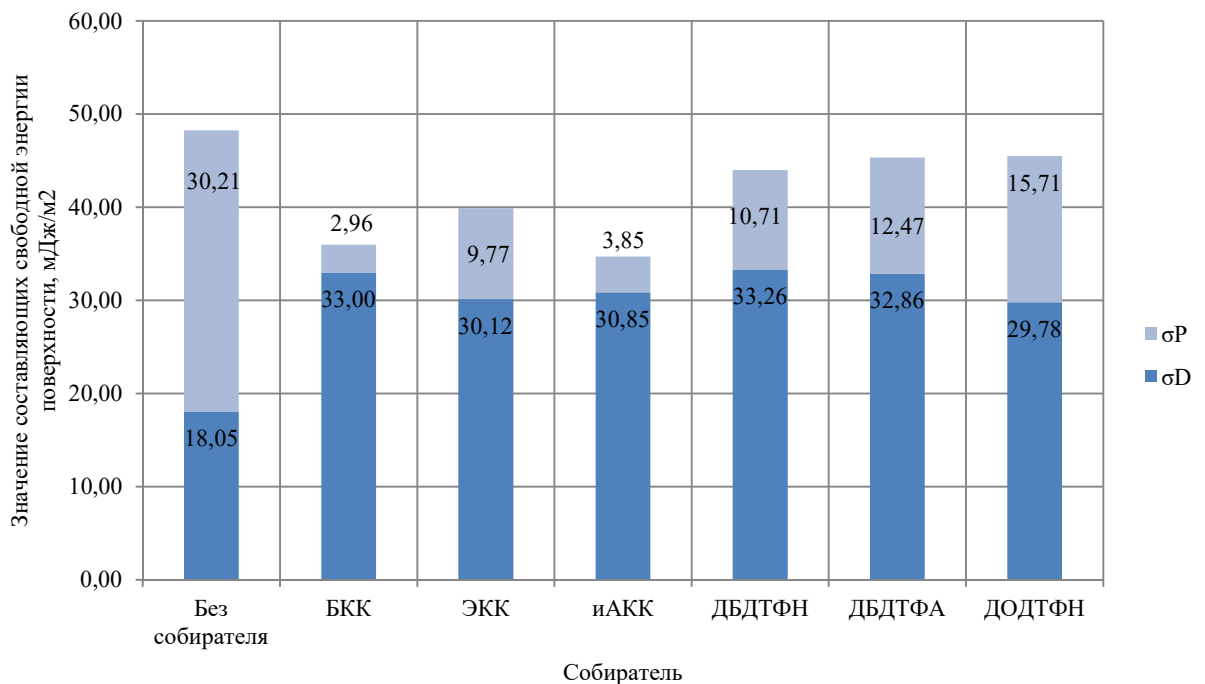


Рисунок 3.12 – Результаты исследования изменения поверхностных свойств при обработке отдельными сульфгидрильными собирателями

На основании анализа данных на рисунке 3.12 установлено, что наибольшее повышение значения дисперсной составляющей по сравнению с условиями без обработки собирателем достигнута при применении ДБДТФН. Изменение значения дисперсной составляющей составило 15,21 мДж/м². Наименьшее сокращение значения полярной составляющей получено при

обработке монофракции ДОДТФН. Уменьшение полярной составляющей СЭП составило 14,50 мДж/м². В среднем при обработке соединениями дитиокарбонатов увеличение значения дисперсной составляющей на 0,65 мДж/м² меньше, чем при обработке соединениями дитиофосфатов. Среднее значение убыли полярной составляющей СЭП при обработке дитиокарбонатами на 7,43 мДж/м² выше, чем при обработке алкилдитиофосфатами.

Графическая интерпретация результатов исследования изменения поверхностных свойств при обработке собирательными смесями представлена на рисунке 3.13.

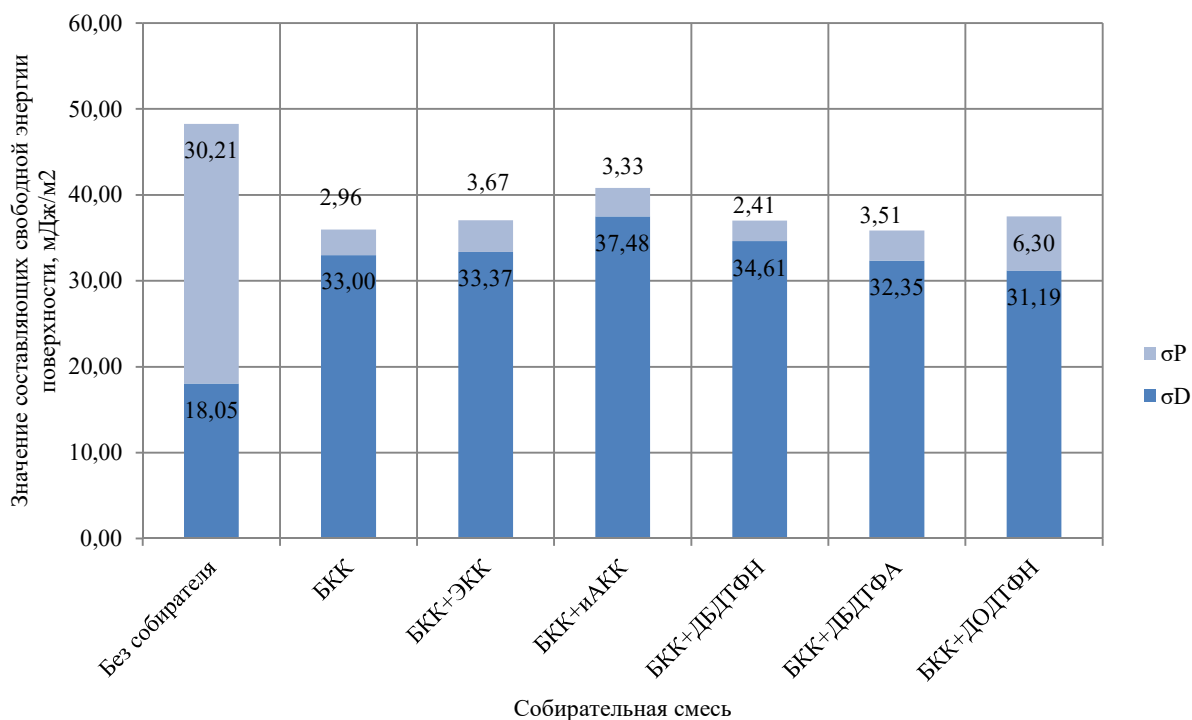


Рисунок 3.13 – Результаты исследования изменения поверхностных свойств при обработке отдельными сульфгидрильными собирателями

На основании анализа данных на рисунке 3.13 установлено, что наибольшее повышение значения дисперсной составляющей по сравнению с условиями без обработки собирателем достигнуты при применении смеси БКК+иАКК. Изменение значения дисперсной составляющей составило 19,43

мДж/м². Наименьшее сокращение значения полярной составляющей получено при обработке монофракции смесью БКК и ДБДТФН. Уменьшение полярной составляющей СЭП составило 27,80 мДж/м². В среднем при обработке собирательной смесью БКК с соединениями гомологического ряда дитиокарбонатов увеличение значения дисперсной составляющей на 1,90 мДж/м² выше, чем при обработке соединениями дитиофосфатов. Среднее значение убыли полярной составляющей СЭП при обработке дитиокарбонатами на 0,75 мДж/м² выше, чем при обработке алкилдитиофосфатами.

Графическая интерпретация результатов расчета параметра K_{ϕ} для всех исследованных композиций собирателей представлена на рисунке 3.14.

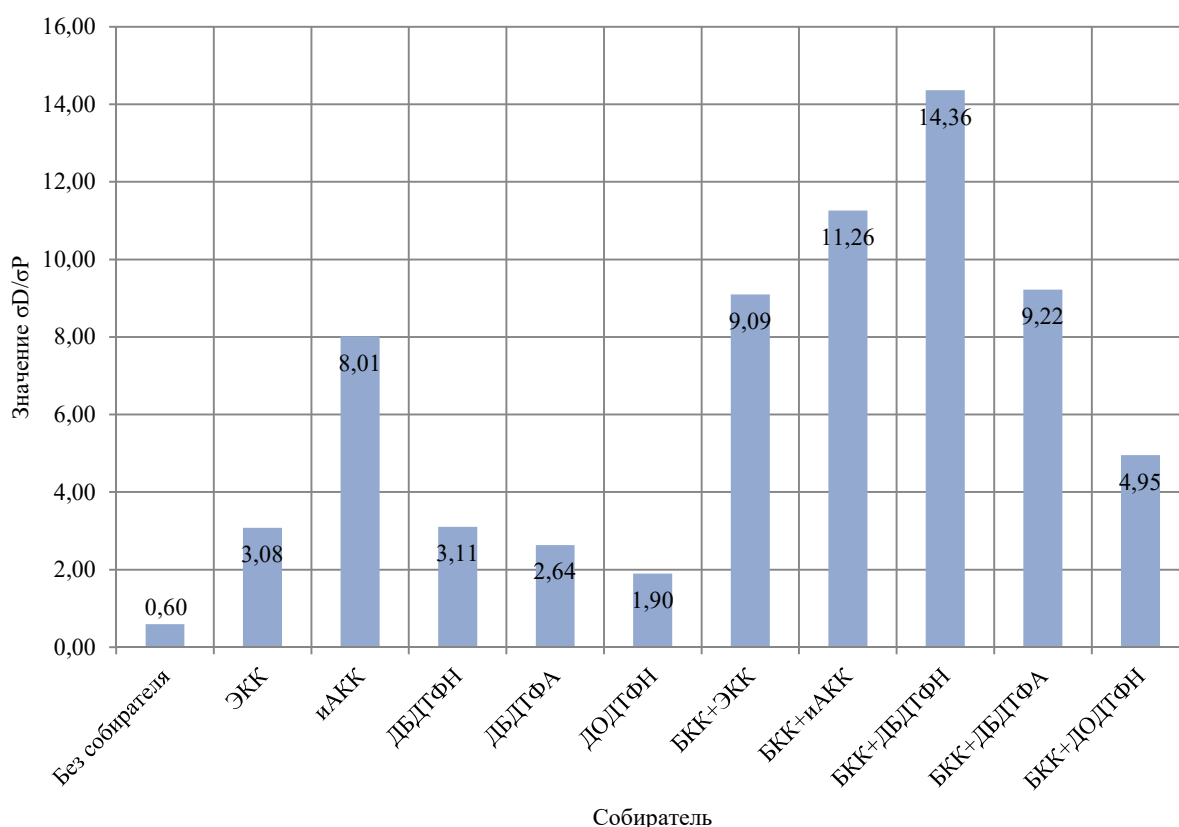


Рисунок 3.14 – Результаты расчета параметра K_{ϕ}

Установлено, что для исследованных представителей гомологического ряда алкилдитиокарбонатов наиболее эффективная гидрофобизация

монофракции пирита происходит при использовании бутилового ксантогената калия. Для исследованных представителей гомологического ряда диалкилдитиофосфатов увеличение длины алкильного радикала с бутилового до октилового также приводит к снижению эффективности гидрофобизации. К снижению эффективности гидрофобизации также приводит замена катиона натрия на катион аммония. При определенной длине алкильного радикала эффективность гидрофобизации для всех исследованных сульфгидрильных собирателей начинает снижаться ввиду увеличения площади, требуемой для закрепления реагента и снижения прочности связи солидофильной группы собирателя и поверхности минерала. Снижение гидрофобизации при замене катиона собирателя с катиона металла на ион аммония, вероятно, связана с повышением требуемой энергии диссоциации менее ионной связи между катионом и анионом собирателя. Применение композиции собирателей значительно повышает эффективность гидрофобизации за счет синергетического эффекта. Наибольшее значение критерия эффективности гидрофобизации получено для собирательной смеси бутилового ксантогената калия и дибутилдитиофосфата натрия.

3.4 Результаты экспериментального определения значения удельной интенсивности аэрации в ходе лабораторных исследований флотирuemости

Кривые фиксируемых изменений разности электродных потенциалов (ΔE) в зависимости от расхода воздуха и вспенивателя представлены на рисунке 3.15.

На основании полученных данных установлено, что на участке стабилизации происходит увеличение значения ΔE на величину от 5 мВ до 15 мВ. Увеличение разности потенциалов, вероятно, обусловлено созданием зон разряжения в массиве жидкости из-за вращения импеллера и изменению концентрации растворенных газов в воде. Возникающие перепады давления

вливают на растворимость газов и, как следствие, изменению их объемного содержания на разной глубине в камере флотомашины. Различие в исходных значениях ΔE , вероятно, обусловлено изменениями в концентрациях газов и ионном составе подготовленной воды.

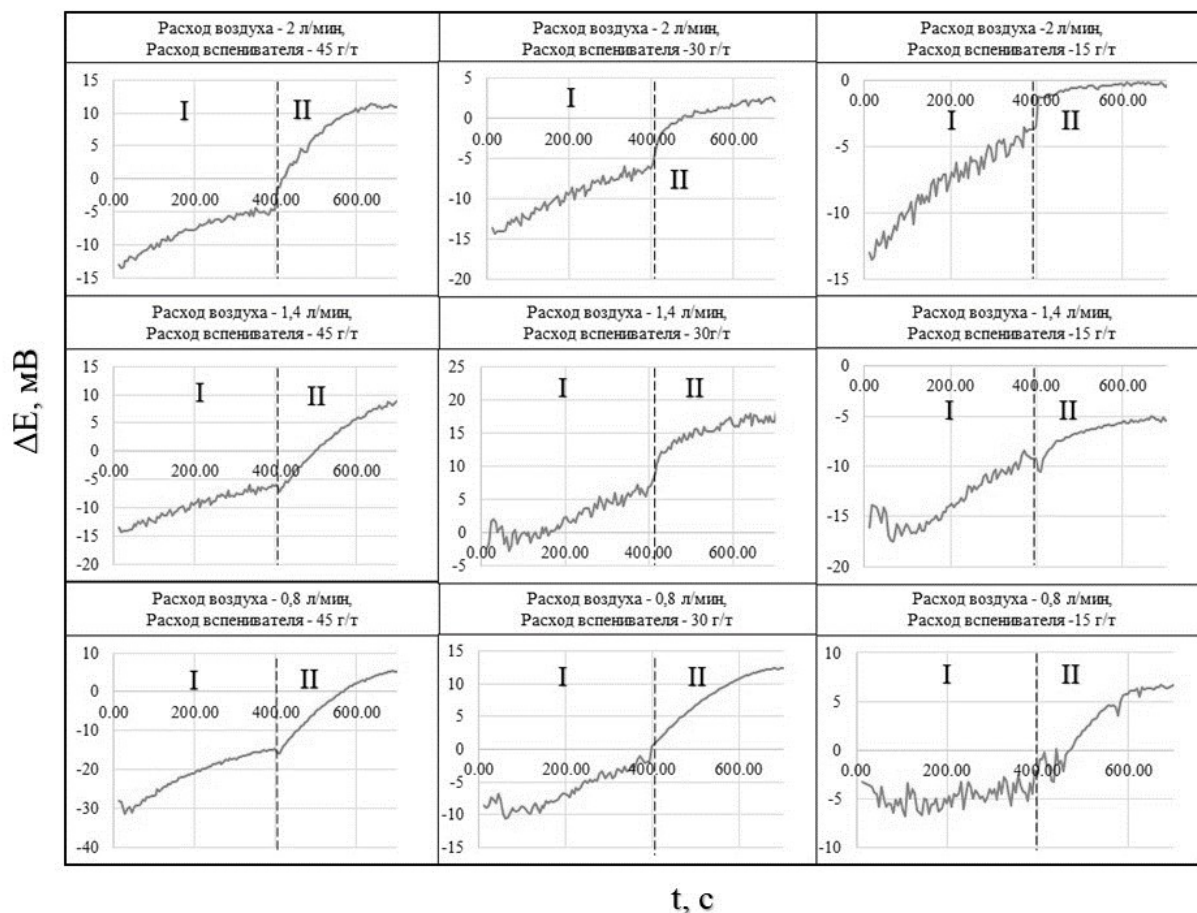


Рисунок 3.15 – Полученные кривые значения разности электродных потенциалов (I – участок стабилизации, II – участок аэрации)

На участке аэрации для всех исследуемых случаев происходит планомерное возрастание значения ΔE . Для большинства случаев на временном интервале от 600 с до 700 секунд возрастание ΔE прекращается. Меняющийся характер зависимости ΔE от времени, вероятно, обусловлен направленным движением пузырьков и массопереносом вспенивателя в фазу пены. Для анализа функциональной зависимости значений ΔE от времени для участка аэрации были выполнены следующие преобразования 3.10:

$$\Delta E' = \Delta E + 20; t' = t_{\text{анализа}} - 400 \quad (3.10)$$

Графическая интерпретация анализа приведенных значений $\Delta E'$ представлена на рисунке 3.16.

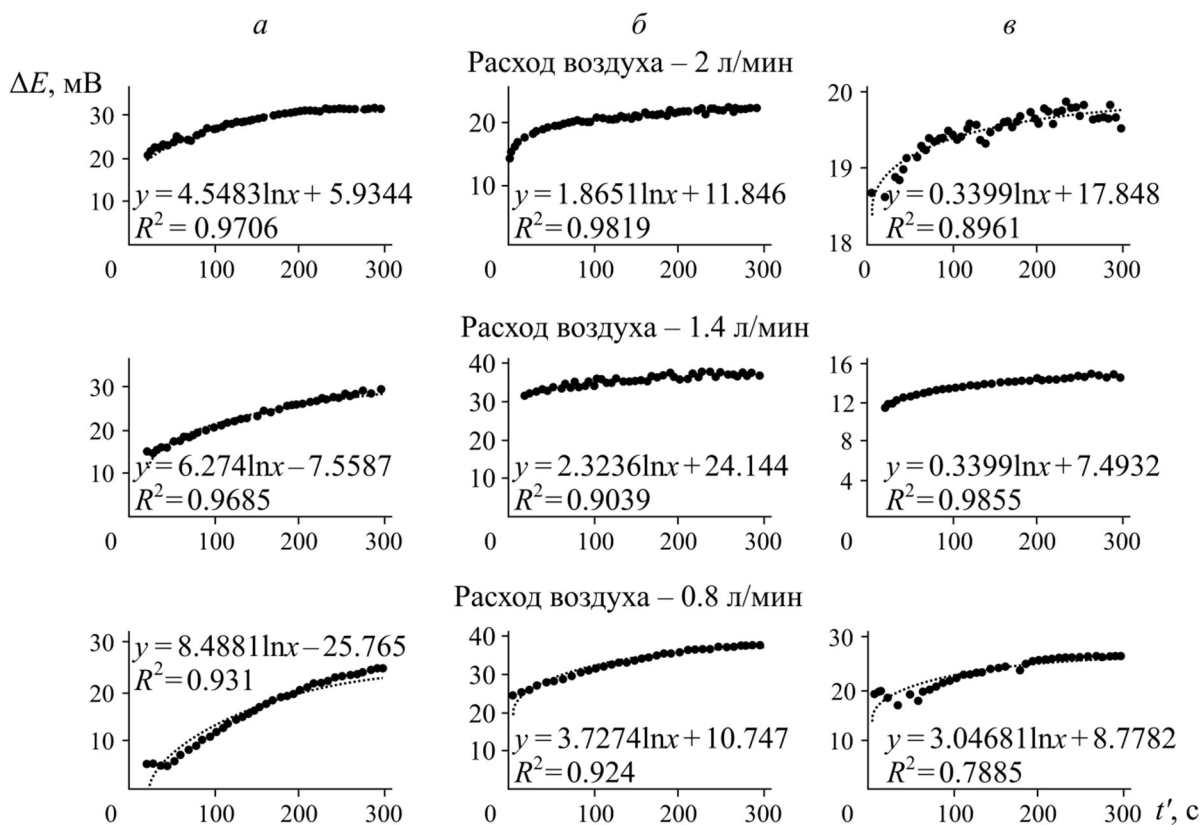


Рисунок 3.16 – Кривые приведенных значений разности электродных потенциалов для участка аэрации.

Расход вспенивателя: а — 45 г/т; б — 30 г/т; в — 15 г/т

На основании анализа полученных данных, установлено, что зависимость разности электродных потенциалов протекания от времени с высокой степенью адекватности описывается выражением вида 3.11:

$$\Delta E' = E_f \ln(t') + C \quad (3.11)$$

где E_f - эмпирический коэффициент, характеризующий функцию изменения разности электродных потенциалов протекания на разной глубине во времени;

C - поправочный коэффициент.

Эмпирический фактор E_f , характеризует скорость возрастания значений разности электродных потенциалов на этапе аэрации. Использование данного фактора для исследования свойств газовой фазы позволяет нивелировать эффект от колебаний исходных значений электродных потенциалов.

Наибольшее значение фактора E_f равно 8,49 установлено при расходе воздуха равном 0,8 л/мин и 45 г/т. Наименьшее значение фактора E_f равно 0,34 установлено при расходе воздуха равном 2 л/мин и 15 г/т.

Визуальное определение геометрических размеров пузырьков производилось по снимкам, сделанным в моменты времени: 450 с, 480 с, 510 с. В качестве параметра, характеризующего распределение значений диаметров пузырьков использовано значение диаметра пузырьков по Соутеру (d_{32}):

$$d_{32} = \frac{\sum_{i=1}^n d_i^3}{\sum_{i=1}^n d_i^2} \quad (3.12)$$

где d_i –диаметр единичного пузырька, мм.

Полученные значения d_{32} для исследуемых значений расходов воздуха и расходов вспенивателя сведены в таблицу 3.4.

Таблица 3.4 – Результаты измерений диаметров пузырьков по Соутеру

Расход вспенивателя, г/т (X_1)	Расход воздуха, л/мин (X_2)	Диаметр пузырьков по Соутеру, мм
15	0,8	1,64
15	1,4	1,92
15	2	2,05
30	0,8	1,26
30	1,4	1,53
30	2	1,74
45	0,8	0,91
45	1,4	1,13
45	2	1,35

На основании значений, представленных в таблице 2, установлено, что наибольшее значение диаметра пузырька по Соутеру равно 2,05 мм соответствует расходу вспенивателя равному 15 г/т и расходу воздуха равному 2 л/мин. Наименьшее значение диаметра пузырька по Соутеру равно 0,91 мм соответствует расходу вспенивателя равному 45 г/т и расходу воздуха равному 0,8 л/мин.

Анализ зависимости между диаметром пузырьков по Соутеру и расходом воздуха, расходом вспенивателя производился с использованием канонического уравнения плоскости второго порядка. Подбор коэффициентов уравнения плоскости производился на основании метода наименьших квадратов. В качестве варьируемых факторов были выбраны расход воздуха и расход вспенивателя. Для упрощения расчетов значения уровней факторов были закодированы как значения -1, 0, +1. В качестве функции отклика исследовался фактор d_{32} . Истинные значения факторов, их кодированные значения и значения функции отклика сведены в таблицу 1.

Полученное результирующее уравнение 3.13 для кодированных значений факторов:

$$d_{32} = 1,53 - 0,37X'_1 + 0,22X'_2 + 0,01X'_1X'_2 - 0,01X'^2_1 - 0,04X'^2_2 \quad (3.13)$$

Графическая интерпретация полученного результата представлена на рисунке 3.17.

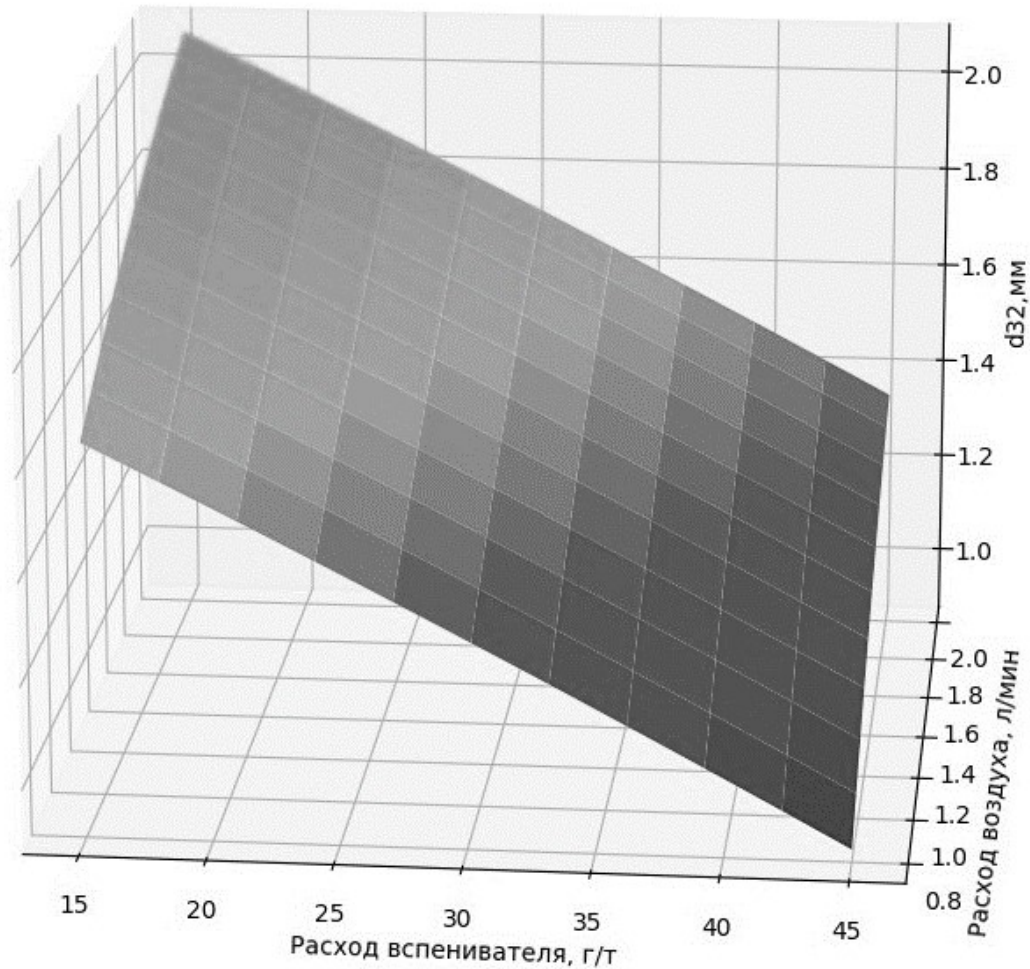


Рисунок 3.17 – Графическая интерпретация зависимости d_{32} от расхода воздуха и расхода вспенивателя

Расхождения между экспериментальными значениями параметра d_{32} и рассчитанными по приведенному уравнению не превышают 5%. Проверка статистической значимости коэффициентов регрессии показала, что влияние слагаемых X_1^2 , X_2^2 , X_1X_2 незначительно. Таким образом, на исследованном диапазоне варьирования факторов функция отклика может быть задана уравнением линейной регрессии. Увеличение расхода вспенивателя предотвращает коалесценцию пузырьков и, как следствие, увеличение их геометрических размеров.

Графическая интерпретация анализа корреляции фактора E_f и усредненных значений диаметров пузырьков по Соутеру представлена на рисунке 3.18.

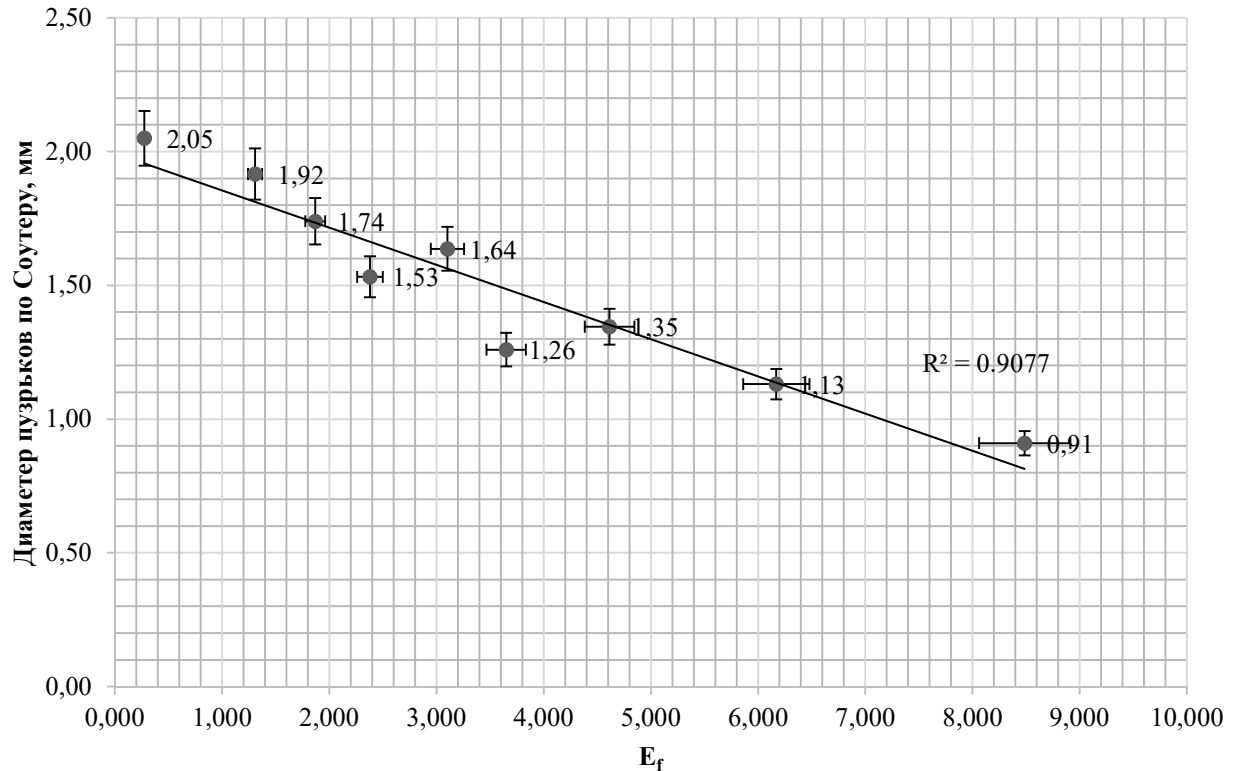


Рисунок 3.18 – Графическая интерпретация зависимости d_{32} от фактора E_f

На основании полученных данных установлено, что зависимость, может быть, с высокой точностью задана линейным уравнением 3.14:

$$d_{32} = -0,139E_f + 1,9942 \quad (3.14)$$

На основании анализа полученного уравнения можно сделать вывод, что в условиях постоянного перемешивания вклад геометрических характеристик поднимающейся газовой фазы в характер изменения разности электродных потенциалов состоит в скорости изменения значений ΔE . Размер пузырька тем меньше, чем выше значение фактора E_f .

Принятые значения расхода воздуха и расхода вспенивателя для дальнейших испытаний рассчитывались с условием максимума значения

удельной интенсивности аэрации для исследованных интервалов значений. Расчет значения параметра удельной интенсивности аэрации производился на основании формулы (2.2) по уравнению 3.15:

$$S_b = \frac{6Q_a}{10^{-3}S(-0,139E_f + 1,9942)} \quad (3.15)$$

где Q_a - расход воздуха, м³/с;

S – площадь поперечного сечения камеры флотомашины, м².

Наибольшее значение удельной интенсивности аэрации составило 9,91 с⁻¹. Максимум значения удельной интенсивности аэрации достигнут при расходе воздуха = 2 л/мин и расходе вспенивателя = 45 г/т. Данные значения приняты для дальнейших исследований.

Для данных условий проведена заверочная серия опытов в трехфазной системе. Графическая интерпретация полученных результатов представлена на рисунке 3.19.

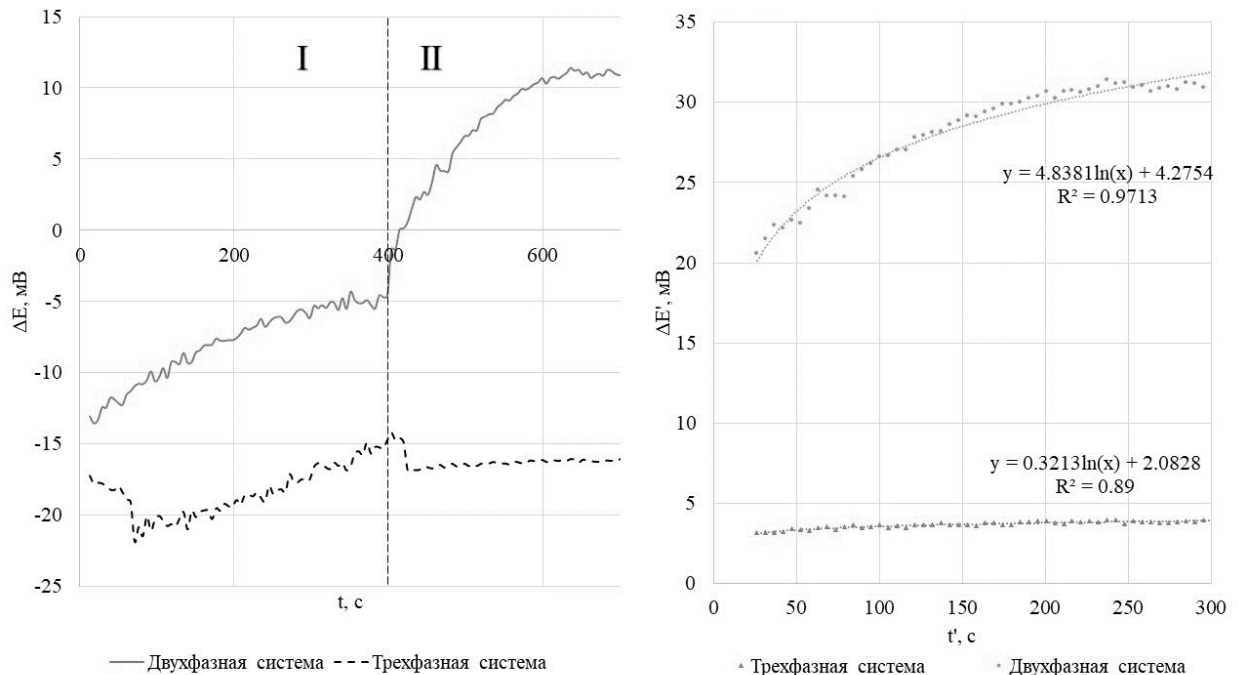


Рисунок 3.19 – Сравнение кривых значений разности электродных потенциалов для двухфазной и трехфазной систем

На основании анализа полученных результатов установлено, что на участке стабилизации для трехфазной системы происходит резкое падение значения ΔE . Затем происходит постепенное возрастание разности потенциалов на 6,91 мВ. Для трехфазной системы на участке аэрации также характерно возрастание разности потенциала, но с резким падением значения ΔE на 2,01 мВ. Установленное значение E_f составляет 0,3213, что на 4,5168 меньше, чем значение для двухфазной системы. Меньшая скорость возрастания разности потенциалов вероятно обусловлена электрокинетическими свойствами частиц твердой фазы пульпы, переходящих в пенный продукт за счет явления механического выноса.

3.5 Результаты оценки фактора механического выноса

На основании результатов тестирования флотуемости руды без реагентов, изменяющих гидрофобность твердой фазы пульпы, установлена зависимость извлечения воды от времени пребывания пульпы в камере флотомашины. Тест производился только с добавлением вспенивателя. Расход составлял 45 г/т.

Результаты элементного анализа фракций продуктов теста флотуемости для оценки механического выноса сведены в таблицу 3.5.

Таблица 3.5 – Результаты элементного анализа фракций продуктов теста флотуемости для оценки механического выноса

Время флотации, с	γ , %	$\beta(\text{Si})$	$\beta(\text{S})$	$\beta(\text{As})$	$\varepsilon(\text{Si})$	$\varepsilon(\text{S})$	$\varepsilon(\text{As})$
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
30	2,15	32,54	1,38	0,75	3,22	2,35	2,42
60	3,29	37,73	1,61	0,88	5,72	4,22	4,34
120	5,44	37,02	1,61	0,89	9,27	6,97	7,21
240	7,24	39,88	1,80	0,99	13,29	10,34	10,72
360	8,95	37,32	1,73	0,96	15,38	12,31	12,77
720	10,58	36,79	1,81	0,99	17,93	15,17	15,70
Хвосты	62,36	12,26	0,98	0,50	35,20	48,63	46,85
Питание	100,00	21,72	1,26	0,67	100,00	100,00	100,00

Суммарные извлечения компонентов посредством механического выноса составили: 17,93% - для кремния, 15,17% - для серы и 15,70 % для мышьяка.

По результатам анализа массы продуктов до сушки и после установлены значения извлечения воды в пенный продукт. На основании применения метода наименьших квадратов установлено значение $k_w = 0,001033 \text{ с}^{-1}$ в уравнении 3.16:

$$R_w = \frac{k_w t}{1 + k_w t} \quad (3.16)$$

где k_w – констант извлечения воды в продукт, с^{-1} ;

t – время флотации, с.

Графическая интерпретация экспериментальных и теоретических зависимостей извлечения воды представлена на рисунке 3.20.

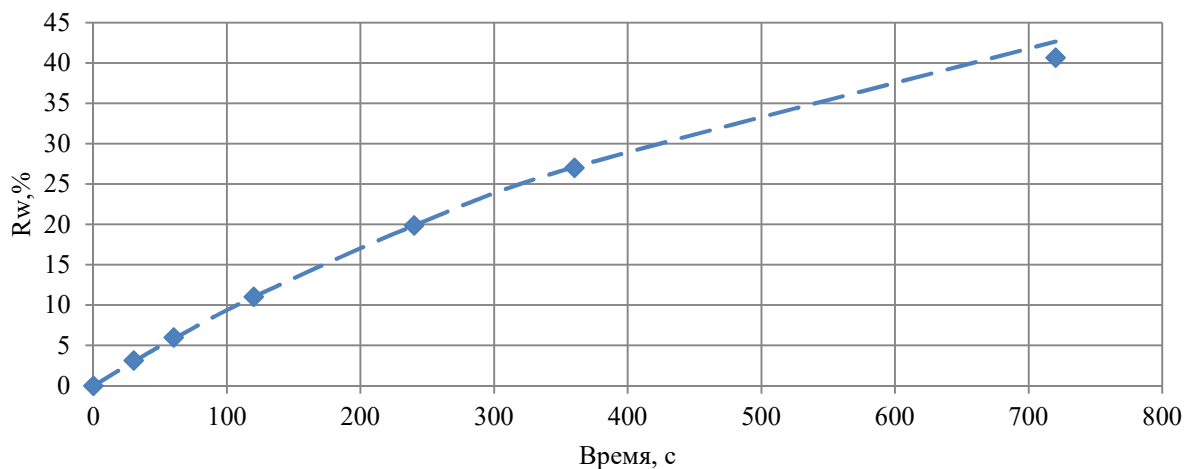


Рисунок 3.20 – Графическое отображение экспериментально полученных и расчетных значений извлечения воды

Расхождения между расчетными и экспериментальными значениями извлечения воды в пенный продукт не превысили 5%.

Значения суммарных извлечений компонентов в классе крупности +71 микрон посредством механического выноса приведены на рисунке 3.21.

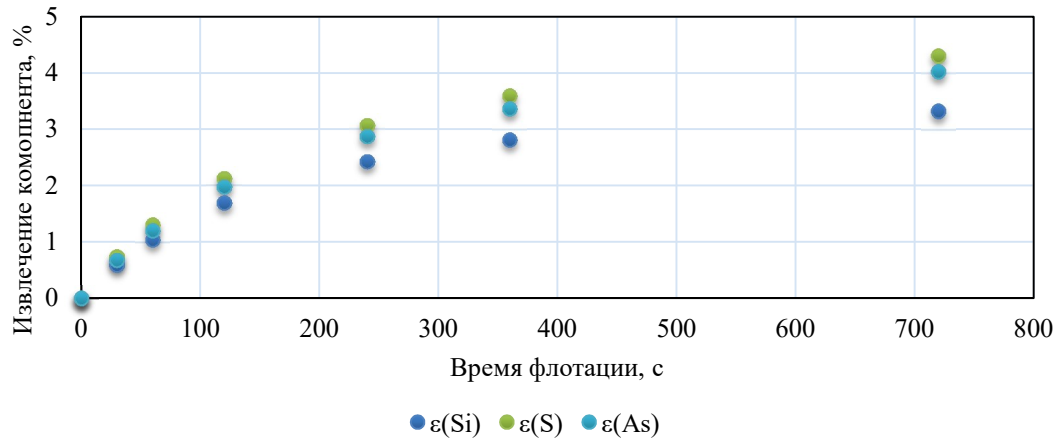


Рисунок 3.21 – Графическое отображение значений суммарных извлечений компонентов в классе крупности +71 микрон посредством механического выноса

Суммарные извлечения компонентов в классе крупности посредством механического выноса составили: 3,32% - для кремния, 4,30% - для серы и 4,03% - для мышьяка.

Значения суммарных извлечений компонентов в классе крупности -71+40 микрон посредством механического выноса приведены на рисунке 3.22.

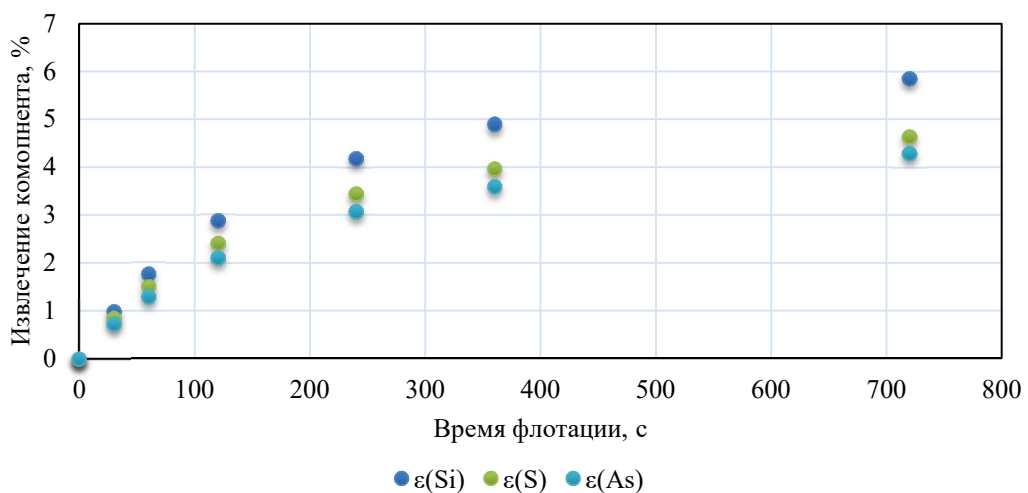


Рисунок 3.22 – Графическое отображение значений суммарных извлечений компонентов в классе крупности -71+40 микрон посредством механического выноса

Суммарные извлечения компонентов в классе крупности посредством механического выноса составили: 5,86% - для кремния, 4,63% - для серы и 4,29% - для мышьяка.

Значения суммарных извлечений компонентов в классе крупности -40 микрон посредством механического выноса приведены на рисунке 3.23.

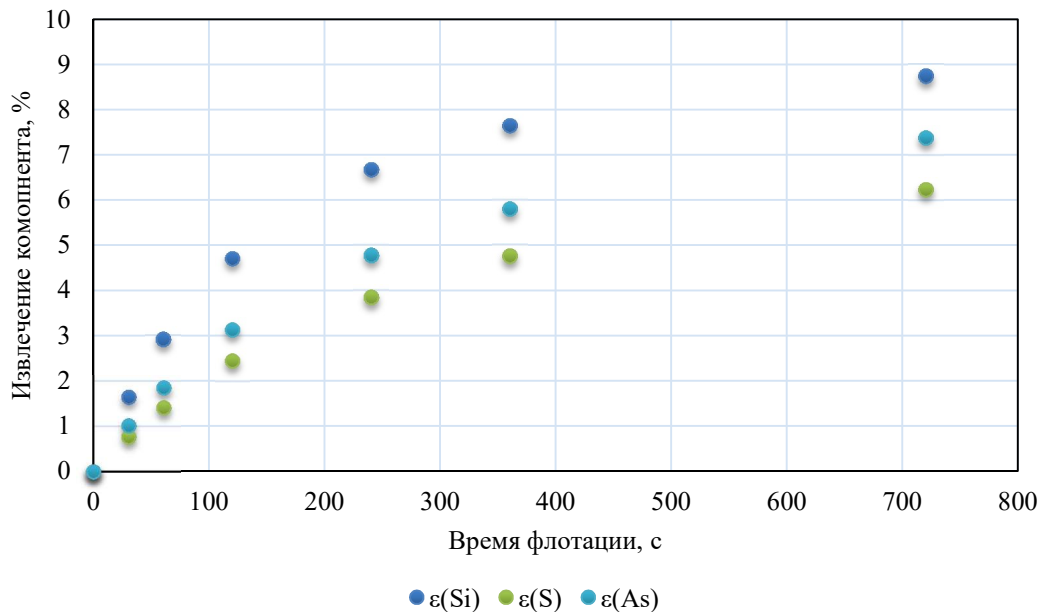


Рисунок 3.23 – Графическое отображение значений суммарных извлечений компонентов в классе крупности - 40 микрон посредством механического выноса

Суммарные извлечения компонентов в классе крупности посредством механического выноса составили: 8,75% - для кремния, 6,24% - для серы и 7,38% - для мышьяка.

На основании полученных данных установлены значения фактора механического выноса ENT_i для каждого класса крупности и каждого компонента. Полученные значения представлены на рисунке 3.24.

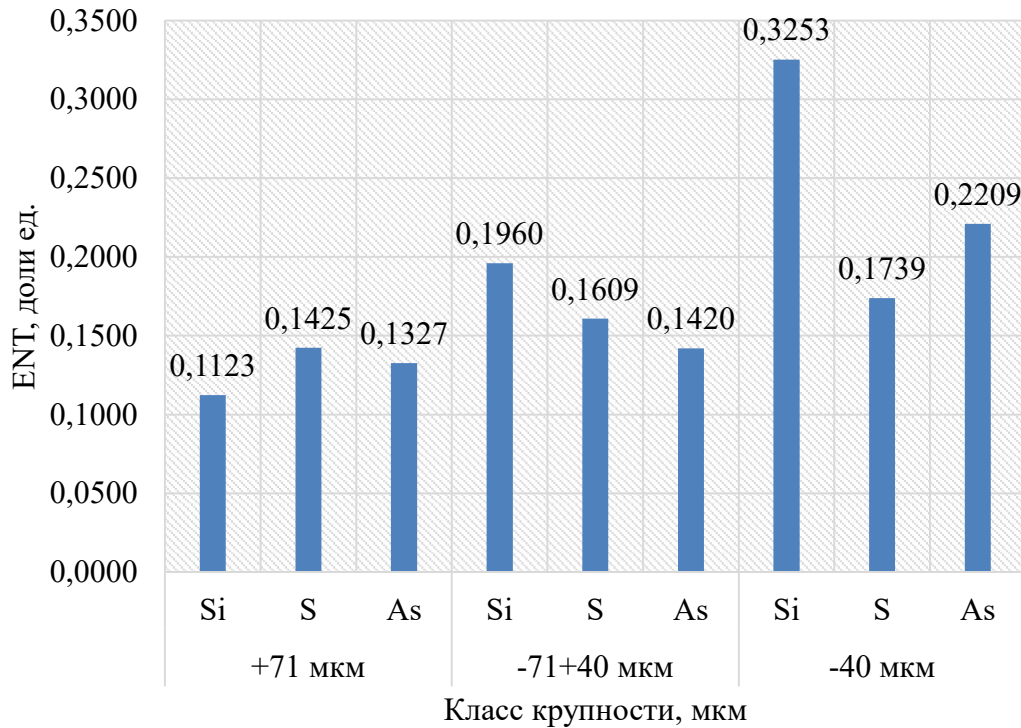


Рисунок 3.24 – Рассчитанные значения фактора ENT_i

На основании результатов на рисунке установлено, что наиболее подвержены механическому выносу кремнийсодержащие минералы крупностью -40 микрометров. Вероятно, это связано с меньшей плотностью минералов вмещающей породы по отношению к рудным минералам и, как следствие, меньшей требуемой инерционной силы для их выноса водой в пенный продукт. Для всех компонентов характерен рост значений фактора механического выноса с уменьшением крупности. Для серы значение ENT_i увеличилось на 12,91% при сравнении классов +71 микрометр и -71+40 микрометров, а при сравнении классов -71 микрометров и -40 микрометров значение ENT_i увеличилось на 8,08%. Для мышьяка значение ENT_i увеличилось на 7,01% при сравнении классов +71 микрометр и -71+40 микрометров, а при сравнении классов -71 микрометров и -40 микрометров значение ENT_i увеличилось на 55,56%. Значительное увеличение фактора механического выноса мышьяк содержащих минералов в классе крупности -

40 микронметров вероятно обусловлено их переизмельчением и переходом в сверхтонкие классы, что позволяет им извлекаться за счет выноса воды.

3.6 Результаты исследований флотуируемости золотосодержащей сульфидной руды

3.6.1 Теоретическое обоснование методики определения показателей флотуируемости рудного сырья на основании вероятностно-кинетического подхода

Особенность авторского вероятностно-кинетического подхода лежит в интерпретации показателя флотуируемости как значения отношения вероятности флотационного извлечения компонента в пенный продукт к вероятности флотации быстрофлотуируемой фракции. Константа быстрофлотуируемой фракции определялась на основании интерпретации кинетики флотации с применением функции гамма-распределения. Для этой модели функция извлечения от времени задается общим уравнением 3.17:

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_0 \int_0^{\infty} (1 - e^{-kt})f(k)dk \quad (3.17)$$

где $\varepsilon(t)$ - значение извлечения компонента в конкретный момент времени t , %;

k – значение вероятной константы скорости флотации c^{-1} ;

$f(k)$ – функция плотности вероятности распределения значений констант скорости флотации.

Нивелирование расхождений между экспериментальными и теоретическими значениями производилось методом наименьших квадратов. Значение функции плотности распределения значений констант флотации представлено в уравнении 3.18:

$$f(k) = \frac{\beta^\alpha}{\Gamma(\alpha)} k^{\alpha-1} \exp(-\beta \cdot k) \quad (3.18)$$

где α – параметр, характеризующий эксцесс функции распределения значений констант удельной скорости флотации;

β – параметр, характеризующий равномерность распределения значений констант скорости флотации;

k – значение вероятной константы скорости флотации c^{-1} ;

$f(k)$ – функция плотности вероятности распределения значений констант скорости флотации.

Предлагаемый подход базируется на принципе разбиения материала на классы флотуемости – фракции материала с близкими флотационными свойствами. Материал также разбивается на 4 фракции: быстрофлотуемая, среднефлотуемая, медленнофлотуемая, нефлотуемая. В случае предлагаемого вероятностно-кинетического подхода выбор значения показателя флотуемости основан на пропорциональности значения константы флотации и вероятности флотации, тогда значения констант скорости отдельных классов флотуемости будут соотноситься со значением константы быстрофлотуемой фракции как вероятность их флотационного извлечения. Вероятность флотационного извлечения минеральных частиц в концентрат для класса флотуемости будет варьироваться в определенном интервале [3, 9, 11, 32].

- Быстрофлотуемая фракция со значением вероятности флотации от P_1 до P_2 ;
- Среднефлотуемая фракция со значением вероятности флотации от P_2 до P_3 ;
- Медленнофлотуемая фракция со значением вероятности флотации от P_3 до P_4 ;
- Нефлотуемая фракция со значением вероятности флотации от P_4 до 0.

Математическое описание распределения флотуемого материала по классам флотуемости и максимально возможное суммарное извлечение

класса флотуемости в диапазоне значений показателей флотуемости P_1 и P_2 может быть представлено в виде уравнений 3.19, 3.20:

$$\varepsilon_{f0}^{-P} = \varepsilon_0 P^b \quad (3.19)$$

$$\varepsilon_{f0}^{-P_1+P_2} = \varepsilon_0 P_1^b - \varepsilon_0 P_2^b \quad (3.20)$$

где ε_0 – максимально возможное суммарное извлечение компонента в концентрат;

ε_{f0}^{-P} – максимально возможное суммарное извлечение фракции компонента вероятность флотации, которой ниже P в концентрат;

$\varepsilon_{f0}^{-P_1+P_2}$ – максимально возможное суммарное извлечение фракции компонента вероятность флотации, которой ниже P_1 , но выше P_2 в концентрат;

b – показатель распределения материала по классам флотуемости. Чем выше значения показателя b тем больше преобладает быстрофлотуемая фракция в материале.

Для учета неравномерности флотационных свойств материала определение значения константы производилось на основании γ -модели кинетики флотации. Значение функции извлечения компонента от времени представлено в уравнении (3.17). Значение функции плотности распределения значений констант флотации представлено в уравнении (3.18). Конечный вариант проинтегрированной функции может быть представлен в виде уравнения 3.21:

$$\varepsilon(t) = \varepsilon_0 \left(1 - \left(\frac{\beta}{\beta + t} \right)^\alpha \right) \quad (3.21)$$

где β , α – параметры γ -модели флотации.

Значения параметров ε_0 , β , α определялись на основании применении метода наименьших квадратов. Производилась итерация значений α , β для достижения минимума параметра ψ (3.22):

$$\psi_n = \sum_{i=1}^n (\varepsilon(t_n)_{\text{экс}} - \varepsilon(t_n)_{\text{рас}})^2 \quad (3.22)$$

где $\varepsilon(t_n)_{\text{экс}}$ - экспериментальные значения суммарного извлечения от времени;

$\varepsilon(t_n)_{\text{рас}}$ - расчетное значение извлечения от времени.

Параметры α , β характеризуют неравномерность флотационных свойств материала.

Значение математического ожидания функции плотности распределения констант флотации будет являться значением константы скорости флотации частицы имеющую наибольшую вероятность выноса в пенный продукт. Данное значение может быть определено по формуле 3.23:

$$k_{\text{БФ}} = \frac{\alpha}{\beta} \quad (3.23)$$

где $k_{\text{БФ}}$ – константа скорости флотации класса флотируемости с наибольшим значением вероятности флотации.

Для возможности сравнения флотационной способности компонентов, связанных с рудными минералами и минералами вмещающей породы значения констант фракций флотируемости для всех исследуемых компонентов принимаются либо по самому большому значению $k_{\text{БФ}}$, либо по отдельному заданному значению. Для каждого компонента рассчитывается коэффициент пропорциональности между значением требуемой константы быстрофлотируемой фракции и установленным значением F' по результатам гамма модели и рассчитывается по формуле 3.24:

$$F' = \frac{k_{\text{БФ}}(\text{требуемая})}{k_{\text{БФ}}(\text{гамма модель})} \quad (3.24)$$

Значения суммарных извлечений компонентов, приходящихся на классы флотируемости определялись исходя из решения системы уравнений 3.25:

$$\begin{cases} \varepsilon_{\text{БФ}}(t) = (\varepsilon_0 P_1^b - \varepsilon_0 P_2^b)(1 - e^{-(k_{\text{БФ}}t)}) \\ \varepsilon_{\text{СФ}}(t) = (\varepsilon_0 P_2^b - \varepsilon_0 P_3^b)(1 - e^{-(P_2 k_{\text{БФ}}t)}) \\ \varepsilon_{\text{МФ}}(t) = (\varepsilon_0 P_3^b - \varepsilon_0 P_4^b)(1 - e^{-(P_3 k_{\text{БФ}}t)}) \\ \varepsilon_{\text{НФ}}(t) = \varepsilon(t) - \varepsilon_{\text{БФ}}(t) - \varepsilon_{\text{СФ}}(t) - \varepsilon_{\text{МФ}}(t) \end{cases} \quad (3.25)$$

где $\varepsilon_{\text{БФ}}(t)$, $\varepsilon_{\text{СФ}}(t)$, $\varepsilon_{\text{МФ}}(t)$, $\varepsilon_{\text{НФ}}(t)$ – значение суммарных извлечений от времени быстрофлотуруемой, среднефлотуруемой, медленнофлотуруемой и нефлотуруемой фракций от времени.

Показатель b итерерируется пока не выполнено условие минимизации параметра ψ_n (3.26):

$$\psi_n = \sum_{i=1}^n (\varepsilon(t_n)_{\text{экс}} - (\varepsilon_{\text{БФ}}(t_n) + \varepsilon_{\text{СФ}}(t_n) + \varepsilon_{\text{МФ}}(t_n) + \varepsilon_{\text{НФ}}(t_n)))^2 \quad (3.26)$$

На основании установленного значения показателя b и уравнения (3.20) производят расчет значений предельно возможных извлечений фракций флотуруемости. Графическая интерпретация расчета представлена на рисунке 3.25.

Параметр P , характеризующий вероятность флотационного извлечения, может быть, как задан самостоятельно, либо может быть рассчитан по уравнению 3.27 на основании времени извлечения 90% массы класса флотуруемости, чья вероятность извлечения меньше или равна P_i :

$$P_i = \frac{\ln(10)\beta}{\alpha F' t_{P_i}^{90\%}} \quad (3.27)$$

где α, β – статистические параметры гамма модели флотации;

$t_{P_n}^{90\%}$ - время извлечения 90% класса флотуруемости в котором вероятность извлечения материала меньше или равна P_n ;

F' - коэффициент пропорциональности между значением требуемой константы быстрофлотуруемой фракции и установленным значением по результатам гамма модели.

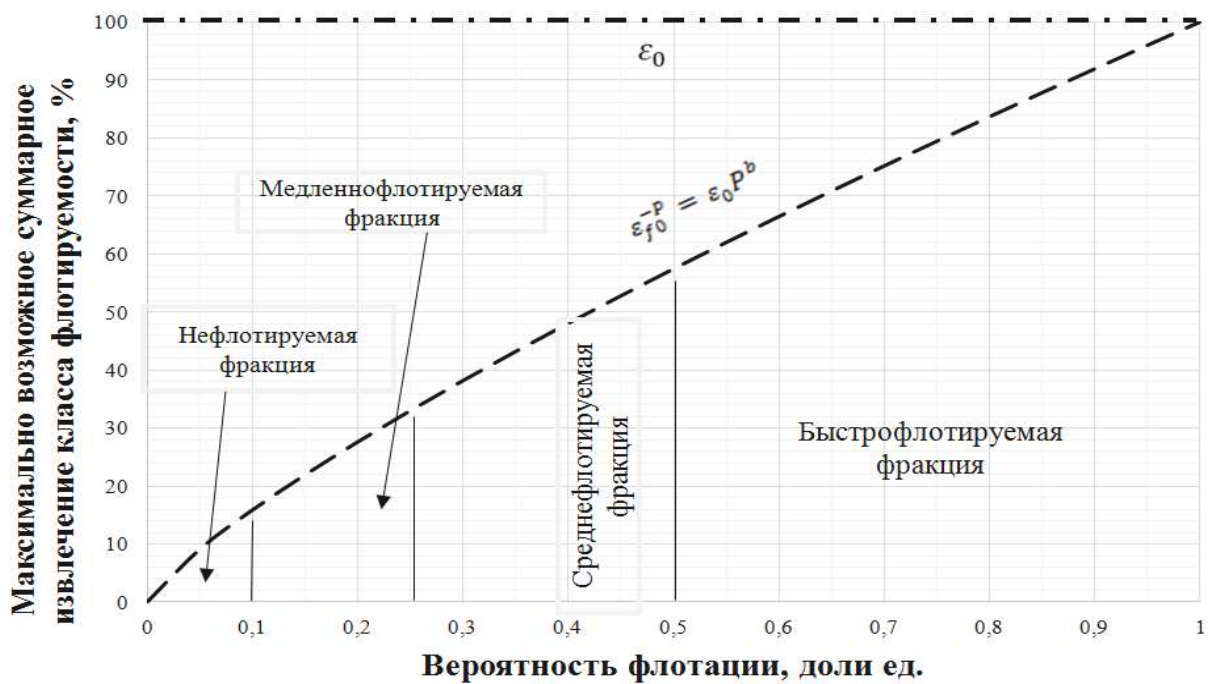


Рисунок 3.25 – Графическая интерпретация функции распределения материала по классам флотуемости

Значение распределения компонента в узкий класс флотуемости с граничными значениями вероятности флотационного извлечения может быть определено по формуле 3.28:

$$\varepsilon_{\text{КФ}}^{-P_n+P_{n+1}} = \varepsilon_i \left(\frac{\ln(10)\beta}{\alpha F'} \right)^b \cdot \left[\left(\frac{1}{t_{P_n}^{90\%}} \right)^b - \left(\frac{1}{t_{P_{n+1}}^{90\%}} \right)^b \right] \quad (3.28)$$

где $\varepsilon_{\text{КФ}}^{-P_n+P_{n+1}}$ - значение распределения флотуемого компонента в класс флотуемости с максимальным значением и минимальным вероятности флотационного извлечения P_n и P_{n+1} соответственно;

α, β – статистические параметры гамма модели флотации;

$t_{P_n}^{90\%}$ - время извлечения 90% класса флотуемости в котором вероятность извлечения материала меньше или равна P_n ;

F' - коэффициент пропорциональности между значением требуемой константы быстрофлотуемой фракции и установленным значением по результатам гамма модели;

ε_i - суммарное извлечение компонента в исследуемом продукте или фракции.

Общий алгоритм установления численных показателей распределения компонентов по классам флотуемости приведен на рисунке 3.26.

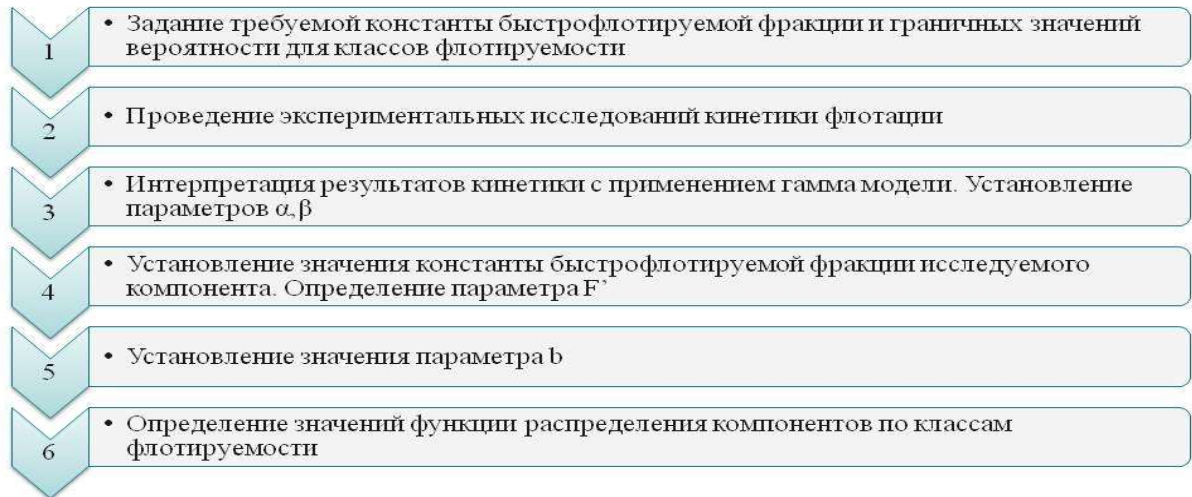


Рисунок 3.26 – Алгоритм определения значений функции распределения компонента по классам флотуемости

Для расчета распределения материала по классам флотуемости, сравнения результатов при изменении технологии и дальнейшего моделирования флотационного передела в программном пакете JK SimFloat были приняты следующие граничные значения констант скорости флотации каждого класса флотуемости с учетом стандартных программных значений итерационных показателей флотуемости (таблица 3.6):

Таблица 3.6 – Граничные значения констант скорости флотации каждого класса флотуемости

Класс флотуемости	k, c^{-1}
Быстрофлотуемая фракция	0,00763
Среднефлотуемая фракция	0,00382
Медленнофлотуемая фракция	0,00076
Нефлотуемая фракция	-

На основании полученных значений констант скорости флотации рассчитаны значения времени флотационного извлечения 90% каждого класса флотуемости для анализируемых компонентов (таблица 3.7):

Таблица 3.7 – Граничные значения констант скорости флотации каждого класса флотуемости

Класс флотуемости	Диапазон значений вероятности флотационного извлечения, доли ед.	Время флотации, за которое извлечется 90% класса, с
Быстрофлотуемая фракция	1-0,5	301,75
Среднефлотуемая фракция	0,5-0,25	603,51
Медленнофлотуемая фракция	0,25-0,01	3017,53
Нефлотуемая фракция	0,01-0	-

3.6.2 Результаты исследования флотуемости при применении

бутилового ксантогената калия

В качестве референсной серии опытов для оценки изменения распределения компонентов по классам флотуемости при изменении технологического режима были выбраны результаты серии опытов флотации золотосодержащей руды с применением БКК. Тест флотуемости руды производился в камере объемом 1,5 л. Скорость вращения импеллера составляла 750 оборотов/мин. Расход воздуха был установлен на уровне 2 л/мин. Крупность питания флотации составляла $P_{80} = 58,35\%$. Содержание твердого составляло 38%. В качестве активатора подавался медный купорос с расходом 200 г/т. Регулятором среды выступал раствор карбоната натрия. Значение рН составляло 8,4 - 8,5. В качестве депрессора был использован кукурузный декстрин. Расход депрессора составлял 80 г/т. В качестве собирателя использовался бутиловый ксантогенат калия. Расход БКК составлял 147,28 г/т. В качестве вспенивателя был использован реагент МИБК с расходом 45 г/т.

Усредненные результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением БКК сведены в таблицу 3.8. Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации для каждого компонента в каждом классе крупности, а также значения показателей флотуемости сведены в таблицу 3.9. Рассчитанные по гамма-модели значения суммарных извлечений S , A_s и значения их расхождений с экспериментально полученными значениями сведены в таблицу 3.10. Графическое отображение зависимостей извлечений компонентов от времени приведены на рисунке 3.27 (точками отражены экспериментально полученные значения, пунктирными линиями значения, полученные в ходе расчетов с применением гамма-модели флотации).

Таблица 3.8 – Результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением БКК

Время, с	$\gamma(+71)$, %	$\gamma(-71+40)$, %	$\gamma(-40)$, %	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм			
				$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
30	0,95	0,81	0,98	5,11	0,72	3,85	1,02	10,75	3,33	6,91	4,02	8,77	3,58	6,82	5,23
60	1,08	1,66	1,56	8,47	2,39	7,26	3,85	8,19	3,09	10,79	7,65	10,49	4,10	12,95	9,52
120	1,16	2,07	2,54	10,71	3,60	9,86	6,23	8,77	3,74	14,41	11,55	8,37	3,60	16,88	13,65
240	1,38	2,61	3,51	11,55	4,07	12,65	8,38	8,80	3,68	18,22	14,35	7,78	3,50	21,67	18,31
360	1,91	3,06	3,47	9,10	3,42	13,80	9,75	7,94	3,40	19,28	15,54	8,37	3,86	23,05	19,99
720	2,04	3,87	4,02	9,96	3,86	16,13	11,74	6,92	3,10	21,26	17,90	8,54	3,71	27,25	22,27
Хвосты	39,62	21,60	28,85	0,59	0,23	18,58	13,51	0,33	0,32	5,64	10,28	0,49	0,56	11,14	24,30
Питание	41,66	25,47	32,87	1,05	0,41	34,71	25,25	14,02	0,85	26,90	28,18	1,16	0,75	38,39	46,57

Таблица 3.9 – Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации

Показатели флотуемости	-200+71 мкм		-71+40 мкм		-40 мкм	
	S	As	S	As	S	As
α	0,1491	0,1723	0,3615	0,2506	0,2976	0,1678
β	1,4869	1,7444	2,6723	2,0572	2,3425	1,5881
$k_{БФ}, c^{-1}$	0,1003	0,0988	0,1353	0,1218	0,1271	0,1056
P'	0,0761	0,0773	0,0564	0,0626	0,0601	0,0722
b	0,2101	0,1958	0,6344	0,3537	0,4465	0,2311
S_b, c^{-1}	10,03 c^{-1}					
R_f	0,6962					

Таблица 3.10 – Расхождения между экспериментальными и расчетными значениями извлечения

Время, с	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм				Суммарно			
	$\epsilon(S),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(As),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(S),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(As),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(S),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(As),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(S),\%$	$\Delta,\%$	$\epsilon(As),\%$	$\Delta,\%$
30	3,85	4,29	0,97	3,64	6,52	2,09	3,87	1,68	6,43	5,07	5,13	2,87	16,80	3,75	9,97	2,49
60	6,78	3,35	3,60	1,46	10,79	5,26	7,58	3,16	12,10	3,75	9,52	5,73	29,68	4,22	20,70	4,07
120	9,48	3,74	5,99	2,12	14,27	1,64	10,79	4,14	16,88	5,52	13,52	3,13	40,63	3,77	30,30	3,30
240	11,94	4,73	8,14	3,74	17,03	4,24	13,53	3,30	20,84	3,98	17,11	3,52	49,80	4,25	38,79	3,49
360	13,26	1,69	9,29	2,59	18,36	1,84	14,94	2,56	22,82	4,23	19,04	2,83	54,45	2,82	43,27	2,69
720	15,36	2,86	11,08	3,47	20,25	3,34	17,04	1,80	25,71	2,81	22,05	2,74	61,32	3,00	50,17	2,59

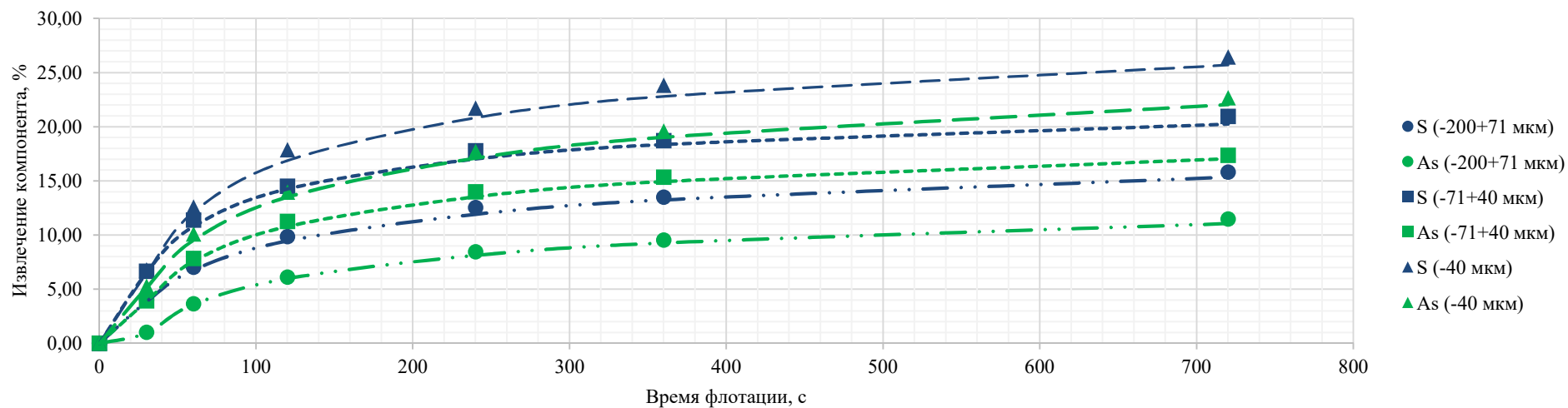


Рисунок 3.27 – Графическое отображение кривых извлечений компонентов

В ходе серии опытов флотационного обогащения установлено, что при времени флотации 720 с относительное извлечение серы от суммарного распределения серы в классе крупности составило 45,57%, 77,87%, 68,91% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Относительное извлечение мышьяка от суммарного распределения мышьяка в классе крупности составило 45,44%, 61,59%, 48,69% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Анализ полученных результатов показал, что расхождения суммарных расчетных и экспериментальных значений извлечений компонентов в пенный продукт не превышают 6%. Наибольшие значения показателя b для серы и мышьяка соответствует классу крупности -71+40 мкм. Это свидетельствует о преобладании хорошо флотируемых сростков сульфидов в данном классе крупности. Наименьшие значения показателя b анализируемых компонентов соответствуют классу крупности -200+71 мкм.

На основании полученных значений параметров по формуле (3.28) установлены значения функции распределений серы и мышьяка по классам флотиремости в классах крупности -200+71 мкм, -71+40 мкм, -40 мкм. Графическая интерпретация полученных значений распределений для серы и мышьяка приведена на рисунках 3.28 и 3.29 соответственно.

Анализ распределения серы по классам флотиремости показал, что наибольшая доля всех флотируемых фракций приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределение анализируемого компонента в быстрофлотируемую фракцию характерно для класса -40 мкм. В классах крупности -71+40 мкм и -40 мкм преобладает среднефлотируемая фракция. Наибольшая доля нефлотиремой фракции серы приходится на класс крупности -200+71 мкм.

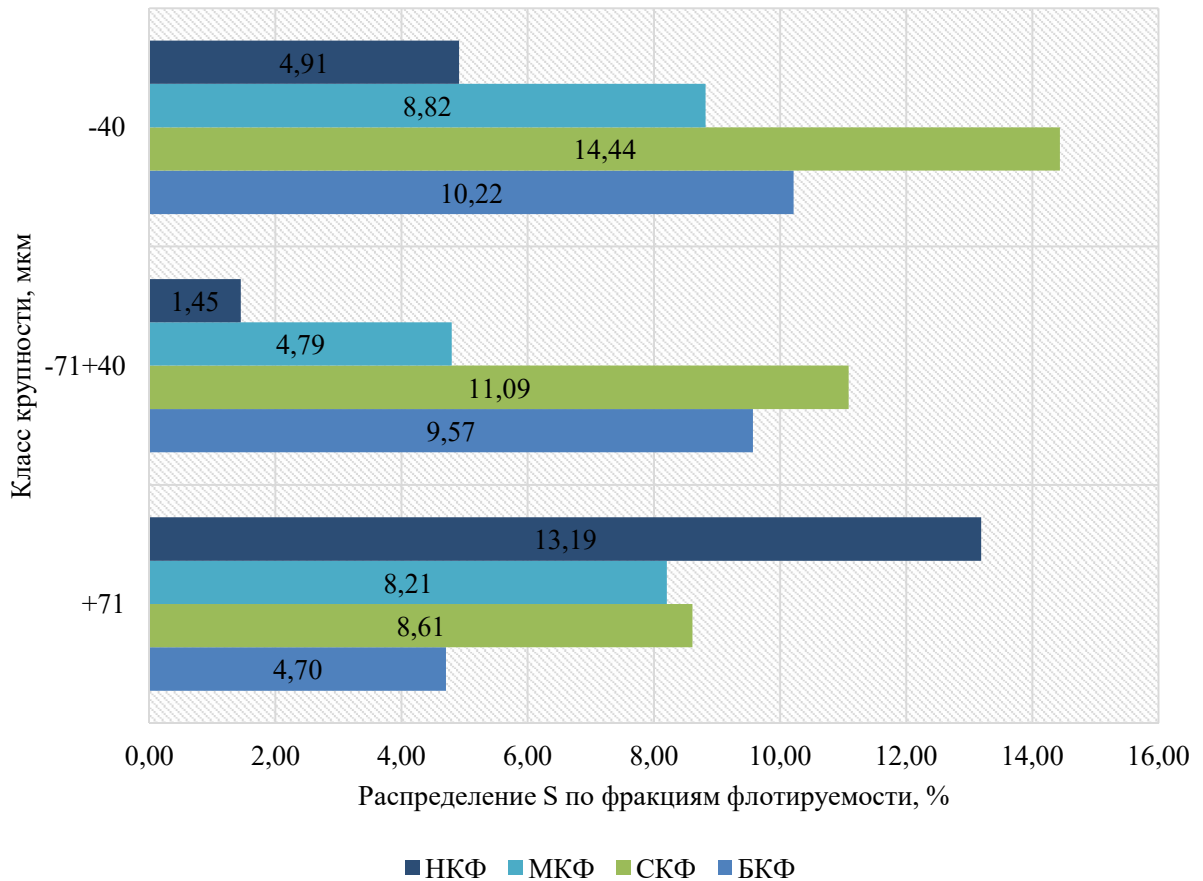


Рисунок 3.28 – Значения функции распределения серы по классам флотуемости

Анализ распределения серы по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределение анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию характерно для класса -40 мкм. В классах крупности -71+40 мкм и -40 мкм преобладает среднефлотуемая фракция. Наибольшая доля нефлотуемой фракции серы приходится на класс крупности -200+71 мкм.

Высокое содержание нефлотуемой фракции в классе крупности -200+71 мкм вероятно связано с присутствием бедных сростков рудных минералов и обуславливает необходимость доизмельчения. Присутствие нефлотуемой фракции в классе -40 мкм обуславливает потенциальные

потери ценного компонента ввиду уменьшения вероятности флотации тонких переизмельченных частиц рудных минералов.

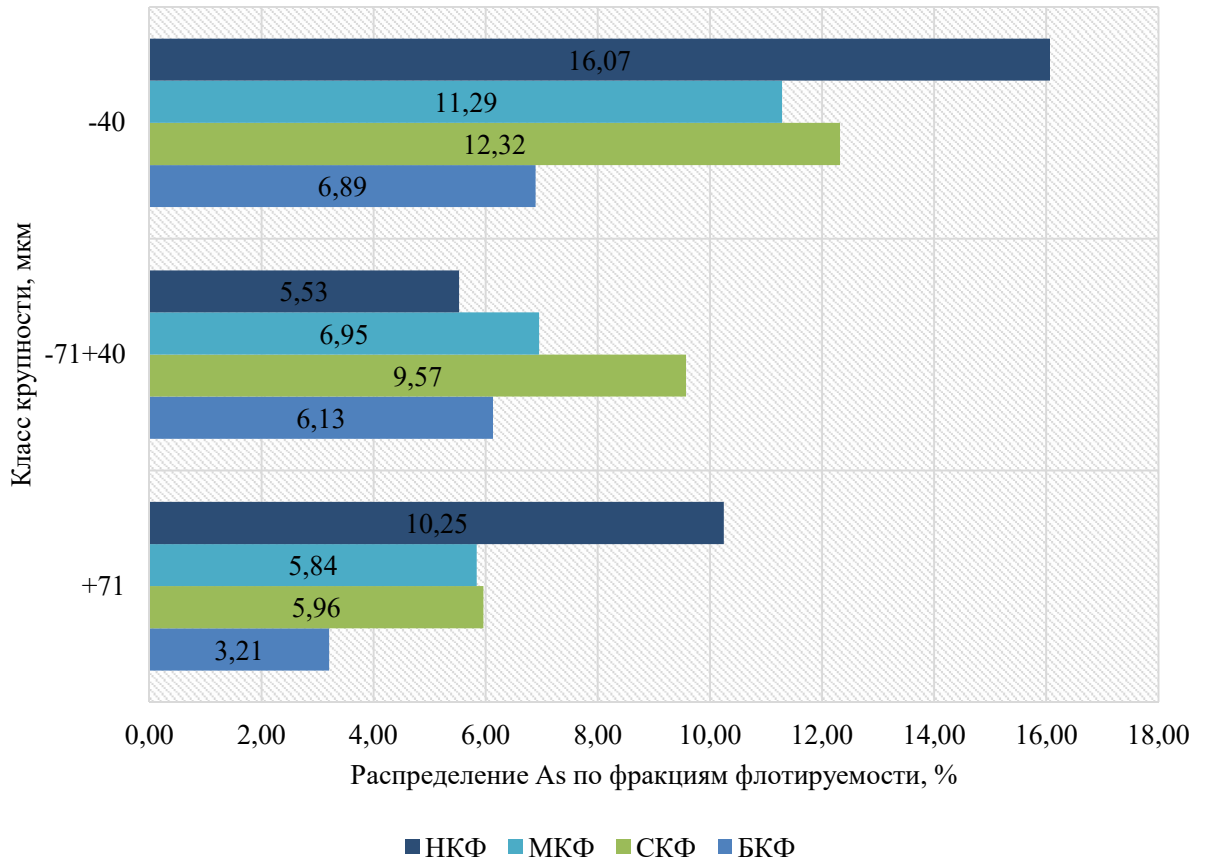


Рисунок 3.29 – Значения функции распределения мышьяка по классам флотуемости

Анализ распределения мышьяка по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределения анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию характерно для класса -40 мкм. В классах крупности -71+40 мкм и -40 мкм преобладает среднефлотуемая фракция. Наибольшая доля нефлотуемой фракции серы приходится на класс крупности -40 мкм.

Высокое содержание нефлотуемой фракции в классе крупности -200+71 мкм вероятно связано с присутствием бедных сростков рудных минералов и обуславливает необходимость доизмельчения. Наибольшее

распределение мышьяка в нефлотируемую фракцию класса -40 мкм обуславливает потенциальные потери ценного компонента ввиду уменьшения вероятности флотации тонких переизмельченных частиц рудных минералов.

3.6.3 Результаты исследований флотируемости при применении комбинации сульфгидрильных собирателей

Для собирательной смеси с наибольшим значением критерия K_{ϕ} проведен тест на флотируемость. Тест производился при тех же условиях, что и референсная серия опытов, но с изменением собирателя. В качестве собирательной смеси использовалась комбинация бутилового ксантогената калия и дибутилдитиофосфата натрия. Расход БКК составлял 98,42 г/т, а ДБДТФН – 49,21 г/т.

Усредненные результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением БКК и ДБДТФН сведены в таблицу 3.11. Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации для каждого компонента в каждом классе крупности, а также значения показателей флотируемости сведены в таблицу 3.12. Рассчитанные по гамма-модели значения суммарных извлечений S , A_s и значения их расхождений с экспериментально полученными значениями сведены в таблицу 3.13. Графическое отображение зависимостей извлечений компонентов от времени приведены на рисунке 3.30 (точками отражены экспериментально полученные значения, пунктирными линиями значения, полученные в ходе расчетов с применением гамма-модели флотации).

Таблица 3.11 – Результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением БКК и ДБДФН

Время, с	$\gamma(+71)$, %	$\gamma(-71+40)$, %	$\gamma(-40)$, %	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм			
				$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
30	0,95	0,81	0,98	6,62	0,69	4,99	0,98	11,09	4,45	7,13	5,38	8,81	4,49	6,86	6,56
60	1,08	1,66	1,56	10,50	2,24	9,00	3,60	9,42	4,60	12,41	11,40	11,23	5,64	13,86	13,08
120	1,16	2,07	2,84	13,31	3,48	12,26	6,02	9,92	5,34	16,29	16,51	8,60	4,26	19,38	18,05
240	1,38	2,61	3,81	13,94	3,93	15,27	8,10	9,02	5,16	18,69	20,11	7,95	3,96	24,05	22,50
360	1,91	3,06	4,47	11,18	3,25	16,95	9,28	8,47	4,80	20,56	21,91	7,23	3,82	25,64	25,51
720	2,04	3,47	4,72	12,09	3,64	19,57	11,08	8,29	4,65	22,82	24,06	7,75	4,11	29,04	28,95
Хвосты	39,62	22,00	28,15	0,48	0,24	15,14	14,17	0,23	0,13	4,08	4,12	0,42	0,42	9,35	17,62
Питание	41,66	25,47	32,87	1,05	0,41	34,71	25,25	14,02	0,85	26,90	28,18	1,16	0,75	38,39	46,57

Таблица 3.12 – Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации

Параметры	-200+71 мкм		-71+40 мкм		-40 мкм	
	S	As	S	As	S	As
α	0,2036	0,1655	0,4301	0,4771	0,3621	0,2364
β	1,7437	1,7058	3,3365	4,3950	2,9525	1,9532
$k_{БФ}, c^{-1}$	0,1168	0,0970	0,1289	0,1086	0,1226	0,1210
P'	0,0654	0,0787	0,0592	0,0703	0,0622	0,0631
b	0,2939	0,1875	0,8193	0,7874	0,5472	0,3363
S_b, c^{-1}	11,87 c^{-1}					
R_f	0,7744					

Таблица 3.13 – Расхождения между экспериментальными и расчетными значениями извлечения

Время, с	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм				Суммарно			
	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$
30	4,78	4,40	0,94	3,75	7,04	1,26	5,28	1,81	6,42	6,39	6,46	1,56	18,23	3,94	12,68	1,83
60	8,57	4,85	3,48	3,54	11,83	4,71	11,20	1,73	13,10	5,50	12,27	6,21	33,49	5,06	26,95	4,05
120	11,94	2,56	5,79	3,81	15,59	4,33	15,78	4,44	18,54	4,33	17,35	3,88	46,07	3,88	38,92	4,10
240	14,91	2,37	7,88	2,71	18,45	1,24	19,20	4,53	22,88	4,88	21,71	3,48	56,24	3,05	48,79	3,77
360	16,47	2,85	9,00	2,97	19,79	3,75	20,75	5,28	24,98	2,60	23,97	6,03	61,24	3,04	53,73	5,24
720	18,86	3,61	10,76	2,94	21,62	5,28	22,83	5,11	27,94	3,81	27,37	5,43	68,42	4,22	60,96	4,88

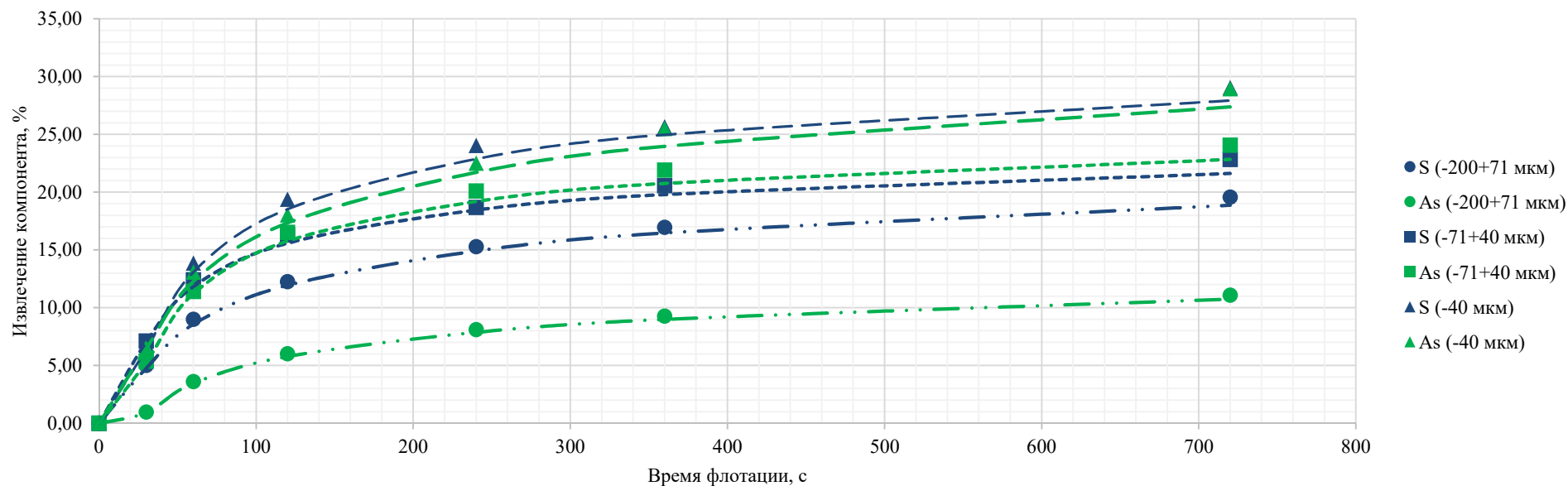


Рисунок 3.30 – Графическое отображение кривых извлечений компонентов

В ходе серии опытов флотационного обогащения установлено, что при времени флотации 720 с относительное извлечение серы от суммарного распределения серы в классе крупности составило 56,38%, 84,83%, 75,66% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Относительное извлечение мышьяка от суммарного распределения мышьяка в классе крупности составило 43,89%, 85,38%, 62,16% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Анализ полученных результатов показал, что расхождения суммарных расчетных и экспериментальных значений извлечений компонентов в пенный продукт не превышают 6%. Наибольшие значения показателя b для серы и мышьяка соответствует классу крупности -71+40 мкм. Это свидетельствует о преобладании хорошо флотируемых сростков сульфидов в данном классе крупности. Различие значений показателя b компонентов в данном классе крупности составило 3,9%, что свидетельствует о почти идентичном распределении компонентов по классам флотируемости. Наименьшие значения показателя b анализируемых компонентов соответствуют классу крупности -200+71 мкм.

На основании полученных значений параметров по формуле (3.28) установлены значения функции распределений серы и мышьяка по классам флотируемости в классах крупности -200+71 мкм, -71+40 мкм, -40 мкм. Графическая интерпретация полученных значений распределений серы приведена на рисунке 3.31.

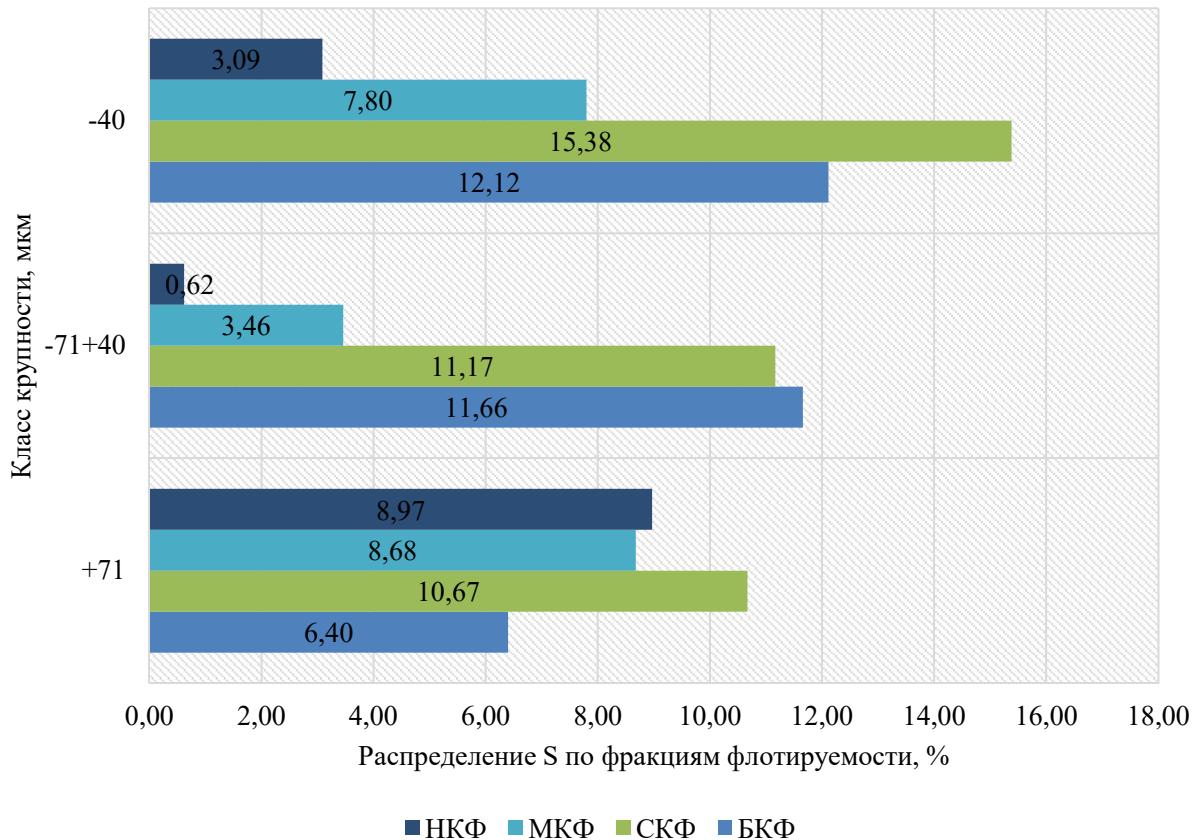


Рисунок 3.31 – Значения функции распределения серы по классам флотуемости

Анализ распределения серы по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределение анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию характерно для класса -40 мкм. В классах крупности -200+71 мкм и -40 мкм преобладает среднефлотуемая фракция. В классе крупности -71+40 мкм наибольшее содержание соответствует быстрофлотуемой фракции. Наибольшая доля нефлотуемой фракции серы приходится на класс крупности -200+71 мкм.

Графическая интерпретация перераспределения серы в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН приведена на рисунке 3.32.

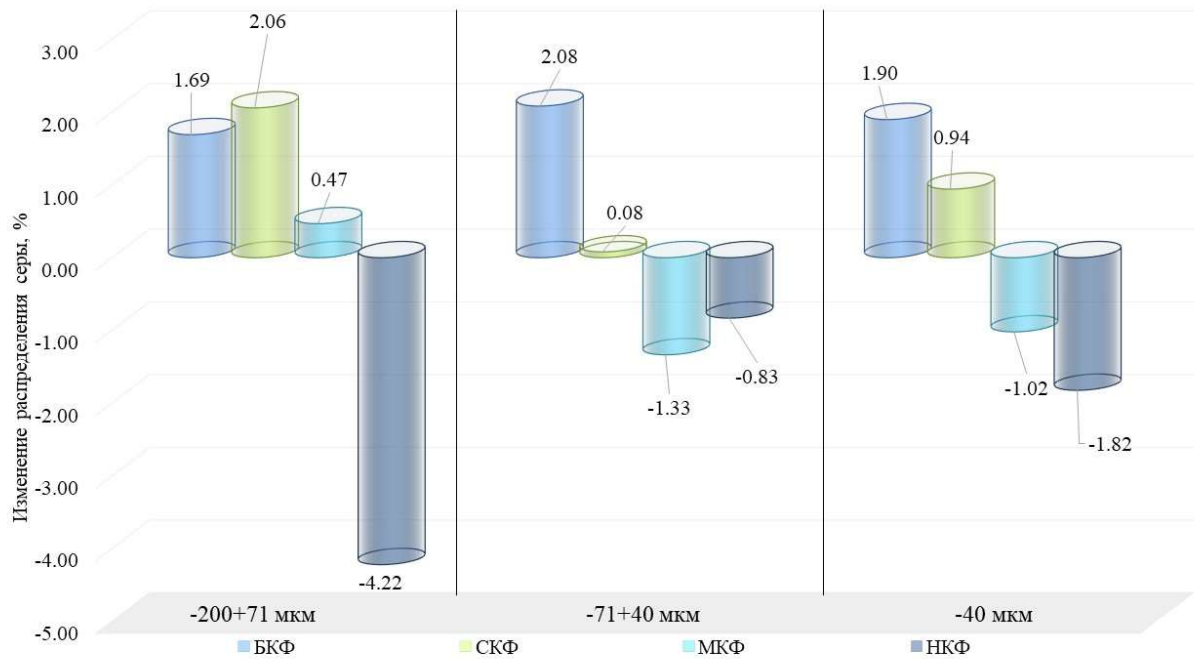


Рисунок 3.32 – Перераспределение серы в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН

Анализ данных на рисунке 3.32 показал, что в результате применения комбинации БКК и ДБДТФН наблюдается перераспределение серы во флотуемые фракции из нефлотуемой фракции в классе крупности -200+71 мкм. Также наблюдается перераспределение серы в быстрофлотуемую и среднефлотуемую фракции флотуемости из медленнофлотуемой и нефлотуемой фракций в классах крупности -71+40 мкм, -40 мкм. Наибольшее сокращение распределения серы в нефлотуемую фракцию характерно для класса крупности -200+71 мкм.

Графическая интерпретация полученных значений распределений по классам флотуемости мышьяка приведена на рисунке 3.33.

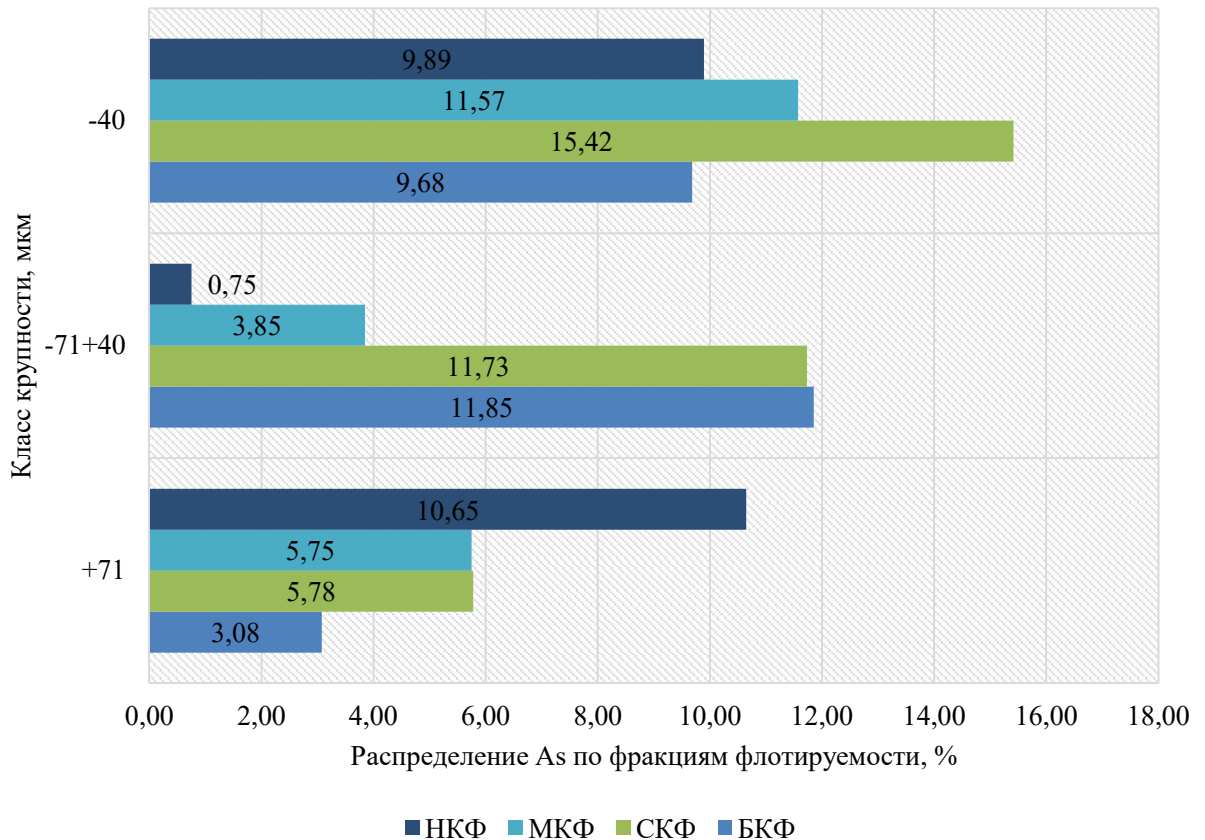


Рисунок 3.33 – Значения функции распределения мышьяка по классам флотуемости

Анализ распределения мышьяка по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -200+71 мкм. Наибольшее значение распределение анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию характерно для класса -71+40 мкм. В классах крупности -200+71 мкм и -40 мкм преобладает среднефлотуемая фракция. В классе крупности -71+40 мкм наибольшее содержание соответствует быстрофлотуемой фракции. Наибольшая доля нефлотуемой фракции мышьяка приходится на класс крупности -200+71 мкм.

Графическая интерпретация перераспределения мышьяка в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН приведена на рисунке 3.34.

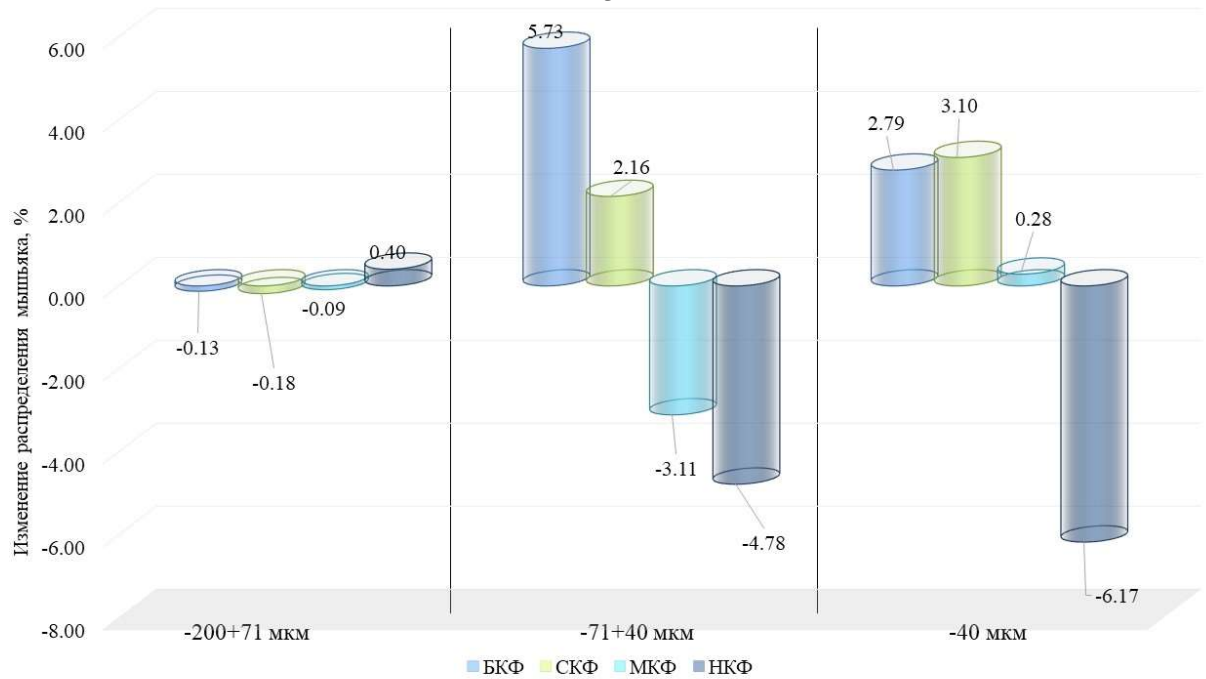


Рисунок 3.34 – Перераспределение мышьяка в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН

Анализ данных на рисунке 3.34 показал, что в результате применения комбинации БКК и ДБДТФН наблюдается переаспределение мышьяка во флотуемые фракции из нефлотуемой фракции в классе крупности -40 мкм. Также наблюдается переаспределение мышьяка в быстрофлотуемую и среднефлотуемую фракции флотуемости из медленнофлотуемой и нефлотуемой фракций в классе крупности -40 мкм. В классе крупности -200+71 мкм наблюдается незначительное перераспределение мышьяка в нефлотуемую фракцию составившее 2,05% от общего распределения мышьяка в данный класс крупности.

Таким образом, перераспределением нефлотуемого класса компонентов минералов-носителей золота во флотуемые классы при замене БКК на комбинацию БКК и ДБДТФН подтверждает эффективность выбранной смеси. Суммарное приращение распределения серы во флотуемые классы составило 6,87%. Основной прирост флотуемых фракций серы приходится на класс крупности -200+71 мкм. Суммарное приращение распределения мышьяка во флотуемые классы составило

10,55%. Основной прирост флотлируемых фракций мышьяка приходится на класс крупности -40 мкм.

Дополнительно произведены опико-микроскопические исследования выделенных фракций пенного продукта со следующими интервалами флотации: 0-60 секунд, 60-300 секунд, 300-600 секунд. Выбор интервалов обусловлен временем извлечения быстрофлотлируемой и среднефлотлируемой фракции серы в пенный продукт.

Графическая интерпретация результатов опико-микроскопических исследований фракции 0-60 секунд представлена на рисунке 3.35.

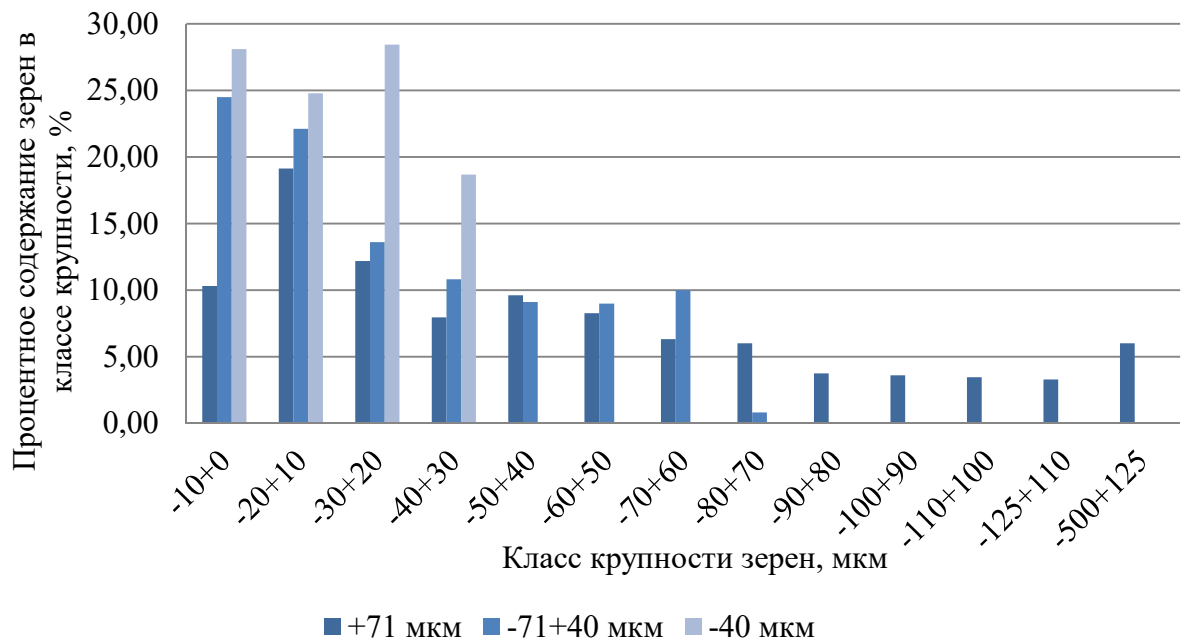


Рисунок 3.35 – Результаты опико-микроскопических исследований фракции 0-60 секунд

На основании анализа данных на рисунке 3.35 установлено, что наибольшее значение содержания в классе крупности +71 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -20+10 мкм. Наибольшее значение содержания в классе крупности -71+40 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -10+0 мкм. Наибольшее значение содержания в классе крупности -40 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -30+20 мкм. Средневзвешенные значения диаметров зерен сульфидных

минералов составили 59,66 мкм, 27,91 мкм и 18,77 мкм для классов крупности +71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно.

Графическая интерпретация результатов оптико-микроскопических исследований фракции 60-300 секунд представлена на рисунке 3.36.

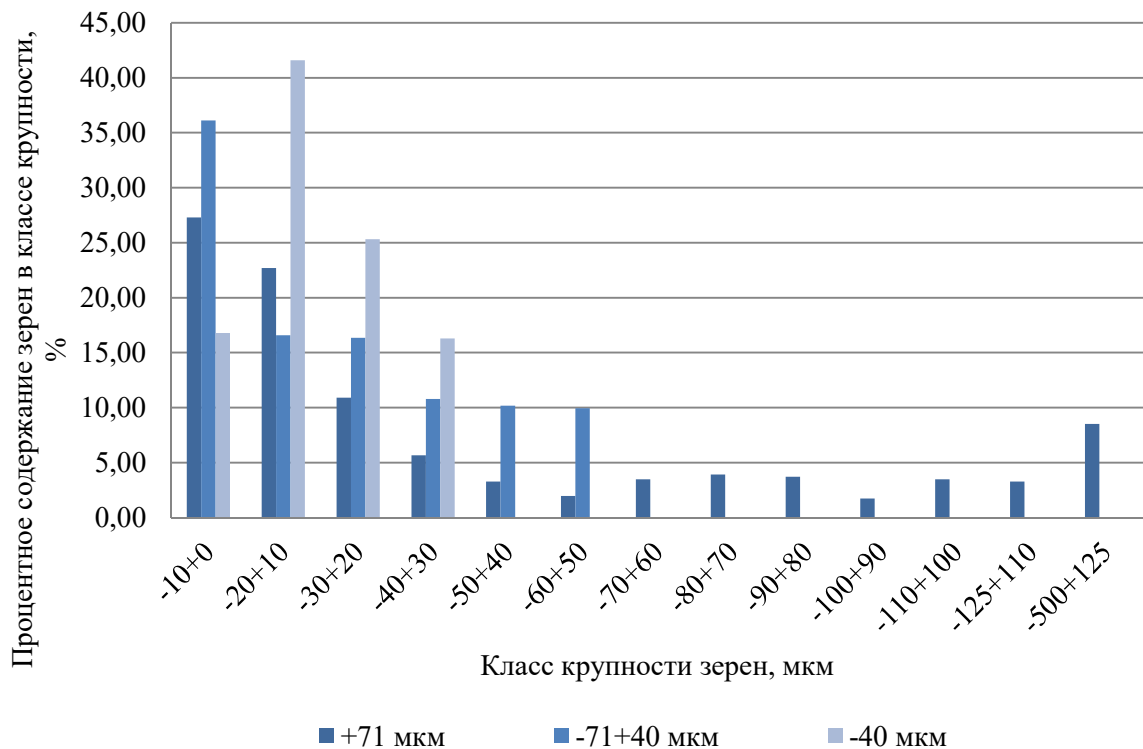


Рисунок 3.36 – Результаты оптико-микроскопических исследований фракции 60-300 секунд

На основании анализа данных на рисунке установлено, что наибольшее значение содержания в классе крупности +71 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -10 мкм. Наибольшее значение содержания в классе крупности -71+40 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -10 мкм. Наибольшее значение содержания в классе крупности -40 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -30+20 мкм. Средневзвешенные значения диаметров зерен сульфидных минералов составили 56,20 мкм, 22,22 мкм и 19,11 мкм для классов крупности +71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно.

Графическая интерпретация результатов оптико-микроскопических исследований фракции 300-600 секунд представлена на рисунке 3.37.

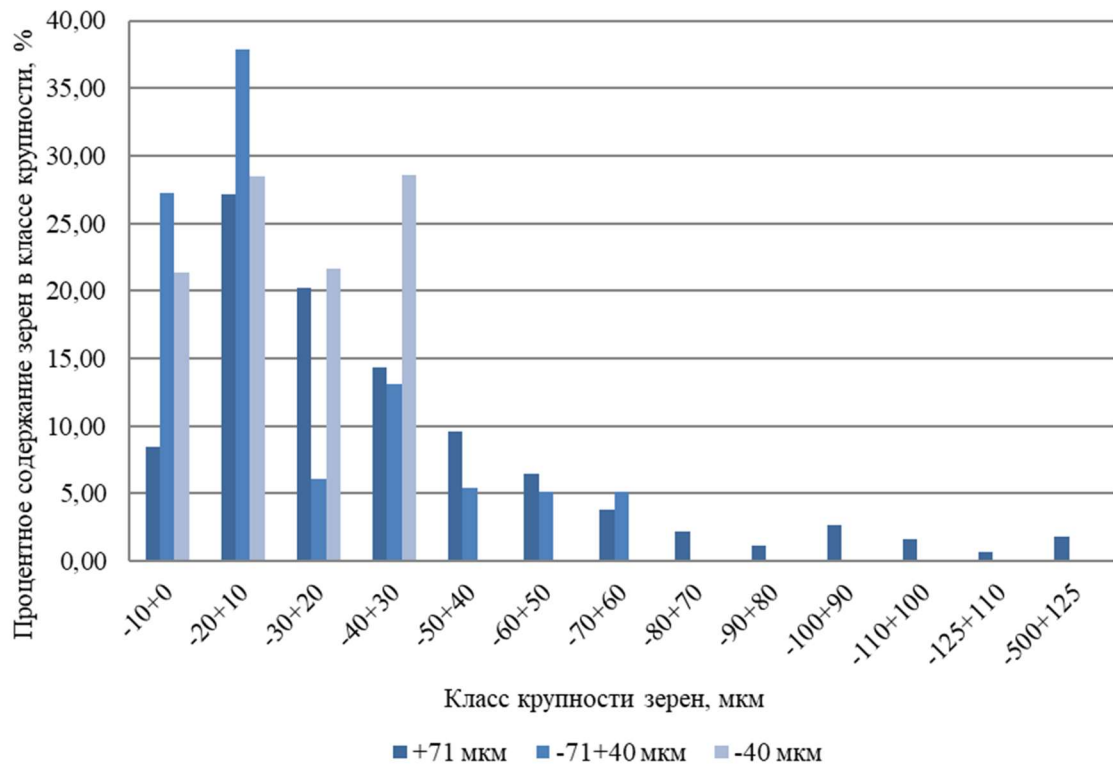


Рисунок 3.37 – Результаты оптико-микроскопических исследований фракции 300-600 секунд

На основании анализа данных на рисунке установлено, что наибольшее значение содержания в классе крупности +71 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -20+10 мкм. Наибольшее значение содержания в классе крупности -71+40 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -20+10 мкм. Наибольшее значение содержания в классе крупности -40 мкм характерно для зерен сульфидных минералов крупностью -40+30 мкм. Средневзвешенные значения диаметров зерен сульфидных минералов составили 38,08 мкм, 21,75 мкм и 20,74 мкм для классов крупности +71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно.

По результатам проведенных оптико-микроскопических исследований можно сделать вывод о том, что уменьшение значений средневзвешенного диаметра сульфидных зерен для классов крупности +71 мкм и -71+40 мкм при

увеличении времени флотации вероятно связано с тем, что в первую очередь будут извлекаться крупные хорошо раскрытые сростки сульфидных минералов. Их извлечение происходит за счет обнаженной поверхности крупного сульфидного зерна, при этом в массиве тонковкрапленны зерна вмещающей породы, что объясняет высокое содержание зерен крупности -10 мкм и -20+10 мкм. Увеличение средневзвешенного диаметра сульфидных зерен в классе крупности -40 мкм вероятно обусловлено совокупностью высокого влияния фактора механического выноса и распределением по флотируемости. Так как для данного класса характерно преобладание среднефлотируемой фракции, на первом этапе флотации основным способом перехода в пенный продукт будет являться механический вынос самых тонких классов. Затем на этапе извлечения среднефлотируемой и медленнофлотируемых фракций в пенный продукт увеличивается интенсивность перехода сростков с крупностью зерен рудных минералов - 20+10 мкм и -40+30 мкм, что и приводит к увеличению значения средневзвешенного диаметра.

3.6.4 Результаты исследования флотируемости при применении комбинации сульфгидрильных собирателей и интенсификатора помола

Для интенсификатора помола с наибольшим значением критерия K_{θ} проведен тест на флотируемость. Тест производился при тех же условиях, что и референсная серия опытов, но с изменением собирателя и применением интенсификатора помола на стадии измельчения. В качестве собирательной смеси использовалась комбинация бутилового ксантогената калия и дибутилдитиофосфата натрия. Расход перманганата калия составлял 100 г/т. Расход БКК составлял 98,42 г/т, а ДБДТФН – 49,21 г/т.

Усредненные результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением комбинации сульфгидрильных собирателей и интенсификатора помола сведены в таблицу 3.14. Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации для

каждого компонента в каждом классе крупности, а также значения показателей флотуемости сведены в таблицу 3.15. Рассчитанные по гамма-модели значения суммарных извлечений S , A_s и значения их расхождений с экспериментально полученными значениями сведены в таблицу 3.16. Графическое отображение зависимостей извлечений компонентов от времени приведены на рисунке 3.38 (точками отражены экспериментально полученные значения, пунктирными линиями значения, полученные в ходе расчетов с применением гамма-модели флотации).

В ходе серии опытов флотационного обогащения установлено, что при времени флотации 720 с относительное извлечение серы от суммарного распределения серы в классе крупности составило 76,09%, 82,29%, 73,92% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Относительное извлечение мышьяка от суммарного распределения мышьяка в классе крупности составило 74,48%, 79,01%, 63,95% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Анализ полученных результатов показал, что расхождения суммарных расчетных и экспериментальных значений извлечений компонентов в пенный продукт не превышают 6%. Наибольшие значения показателя b для серы и мышьяка соответствует классу крупности -71+40 мкм. Наименьшие значения показателя b для серы соответствуют классу крупности -200+71 мкм. Наименьшие значения показателя b для мышьяка соответствуют классу крупности -71+40 мкм. На основании полученных значений параметров по формуле (3.28) установлены значения функции распределений серы и мышьяка по классам флотуемости в классах крупности -200+71 мкм, -71+40 мкм, -40 мкм.

Таблица 3.14 – Результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением БКК и ДБДТФН и перманганата калия на стадии измельчения

Время, с	$\gamma(+71)$, %	$\gamma(-71+40)$, %	$\gamma(-40)$, %	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм				
				$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
30	0,60	0,44	1,80	6,53	2,86	3,11	2,57	14,95	6,81	5,22	4,47	6,17	2,66	8,82	7,14	
60	1,03	0,76	2,66	12,54	4,34	10,25	6,67	16,96	6,38	10,23	7,24	7,05	4,27	14,89	16,96	
120	1,63	1,14	3,30	12,77	4,20	16,52	10,21	15,35	5,49	13,89	9,34	7,83	4,92	20,51	24,21	
240	2,27	1,61	4,09	11,43	3,81	20,59	12,91	13,57	4,74	17,35	11,40	7,84	5,29	25,46	32,31	
360	3,76	2,09	5,00	7,63	2,51	22,76	14,11	11,40	3,90	18,91	12,15	6,68	4,81	26,51	35,90	
720	4,38	2,87	6,53	7,48	2,41	26,00	15,75	9,19	3,03	20,93	12,98	5,76	4,10	29,87	39,92	
Хвосты	34,11	14,37	37,74	0,30	0,11	8,17	5,39	0,39	0,16	4,50	3,45	0,35	0,40	10,54	22,51	
Питание	41,66	25,47	32,87	1,12	0,37	34,16	21,14	14,35	0,54	25,43	16,43	1,32	1,09	40,40	62,43	

Таблица 3.15 – Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации

Параметры	-200+71 мкм		-71+40 мкм		-40 мкм	
	S	As	S	As	S	As
α	0,4021	0,3847	0,4178	0,3839	0,3275	0,2754
β	3,7480	3,3997	3,4941	2,7903	2,4788	2,3208
$k_{БФ}$	0,1073	0,1132	0,1196	0,1376	0,1321	0,1186
P'	0,0711	0,0674	0,0638	0,0555	0,0578	0,0643
b	0,5313	0,5264	0,6720	0,7102	0,5348	0,3689

Таблица 3.16 – Расхождения между экспериментальными и расчетными значениями извлечения

Время, с	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм				Суммарно			
	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$
30	3,06	1,66	2,50	2,45	4,94	5,41	4,42	1,14	8,37	5,03	6,79	4,83	16,37	4,54	13,72	3,24
60	10,08	1,74	6,57	1,35	9,74	4,73	7,07	2,32	14,55	2,28	15,99	5,70	34,37	2,83	29,64	3,97
120	15,72	4,85	9,87	3,39	13,55	2,43	9,20	1,56	19,67	4,11	23,86	1,45	48,93	3,89	42,93	1,92
240	20,12	2,31	12,46	3,49	16,48	4,96	10,86	4,69	23,82	6,43	30,48	5,66	60,42	4,69	53,80	4,97
360	22,21	2,44	13,70	2,91	17,86	5,51	11,66	4,06	25,87	2,43	33,83	5,76	65,94	3,29	59,19	4,78
720	25,10	3,47	15,43	2,00	19,76	5,61	12,77	1,64	28,81	3,55	38,78	2,87	73,66	4,08	66,98	2,44

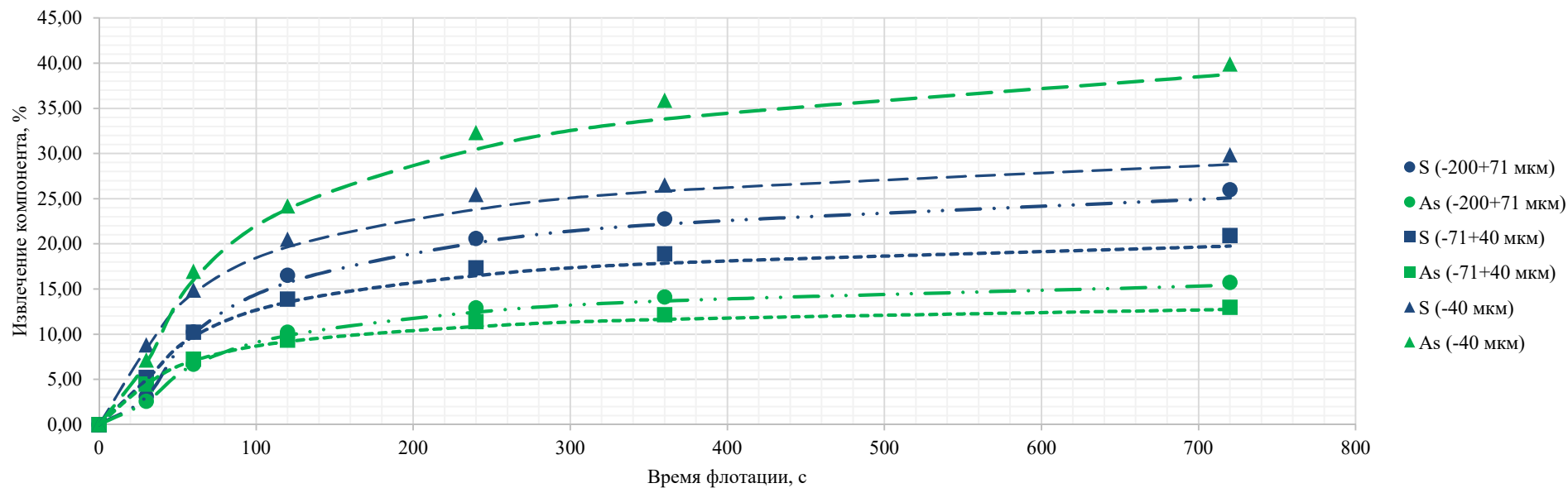


Рисунок 3.38 – Графическое отображение кривых извлечений компонентов

Графическая интерпретация полученных значений распределений серы приведена на рисунке 3.39.

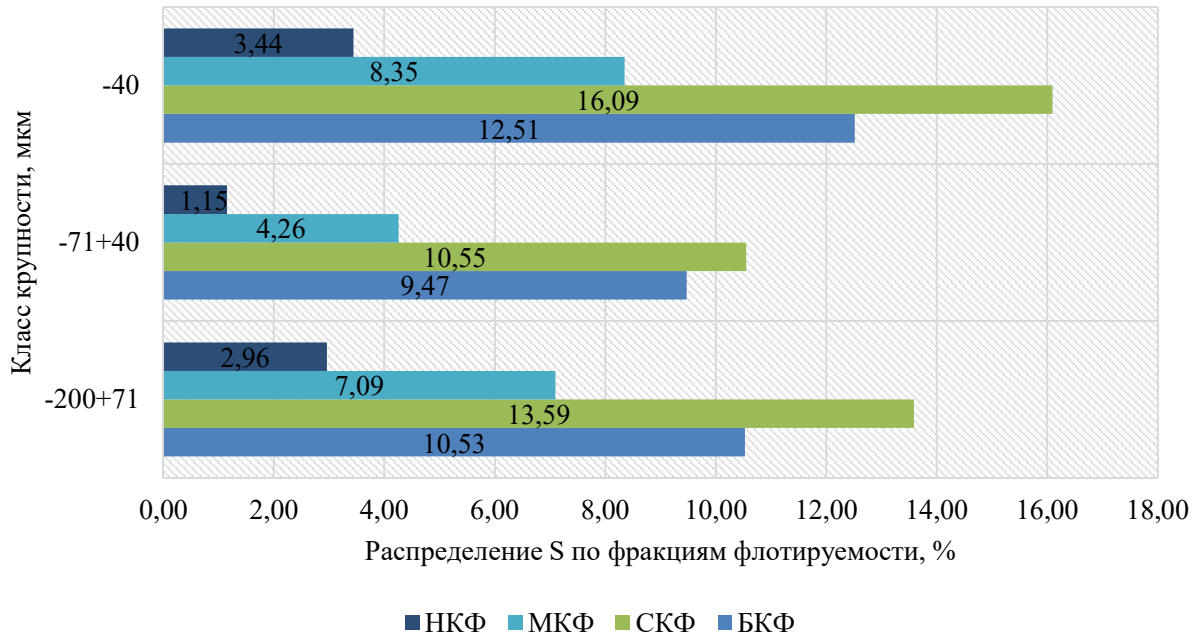


Рисунок 3.39 – Значения функции распределения серы по классам флотуемости

Анализ распределения серы по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределения анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию характерно для класса -40 мкм. Во всех классах крупности преобладает среднефлотуемая фракция. Наибольшая доля нефлотуемой фракции серы приходится на класс крупности -40 мкм.

Графическая интерпретация перераспределения серы в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН и применении интенсификатора помола приведена на рисунке 3.40.

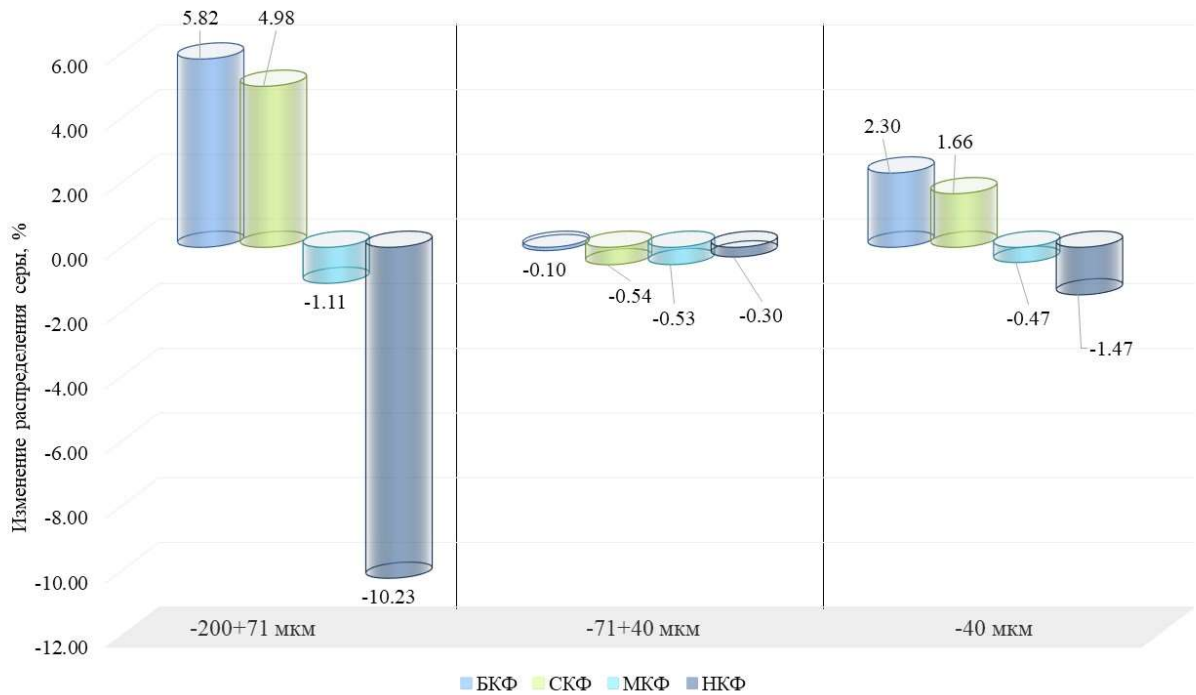


Рисунок 3.40 – Перераспределение серы в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН и применении интенсификатора помола

Анализ данных на рисунке 3.40 показал, что в результате применения комбинации БКК и ДБДТФН вместе с интенсификатором помола наблюдается переаспределение серы во флотуемые фракции из нефлотуемой фракции в классе крупности $-200+71$ мкм. Ввиду повышения степени перехода компонентов в тонкие классы, из-за действия интенсификатора помола, сокращается значение суммарного распределения компонента в верхний класс крупности. Оставшиеся частицы серосодержащих минералов перераспределяются в быстрофлотуемый и среднефлотуемый классы. Для класса крупности $-71+40$ мкм наблюдается распределение серы во всех фракциях флотуемости. Также наблюдается переаспределение серы в быстрофлотуемую и среднефлотуемую фракции флотуемости из медленнофлотуемой и нефлотуемой фракций в классе крупности -40 мкм. Наибольшее сокращение распределения серы в нефлотуемую фракцию характерно для класса крупности $-200+71$ мкм.

Графическая интерпретация полученных значений распределений по классам флотуемости мышьяка приведена на рисунке 3.41.

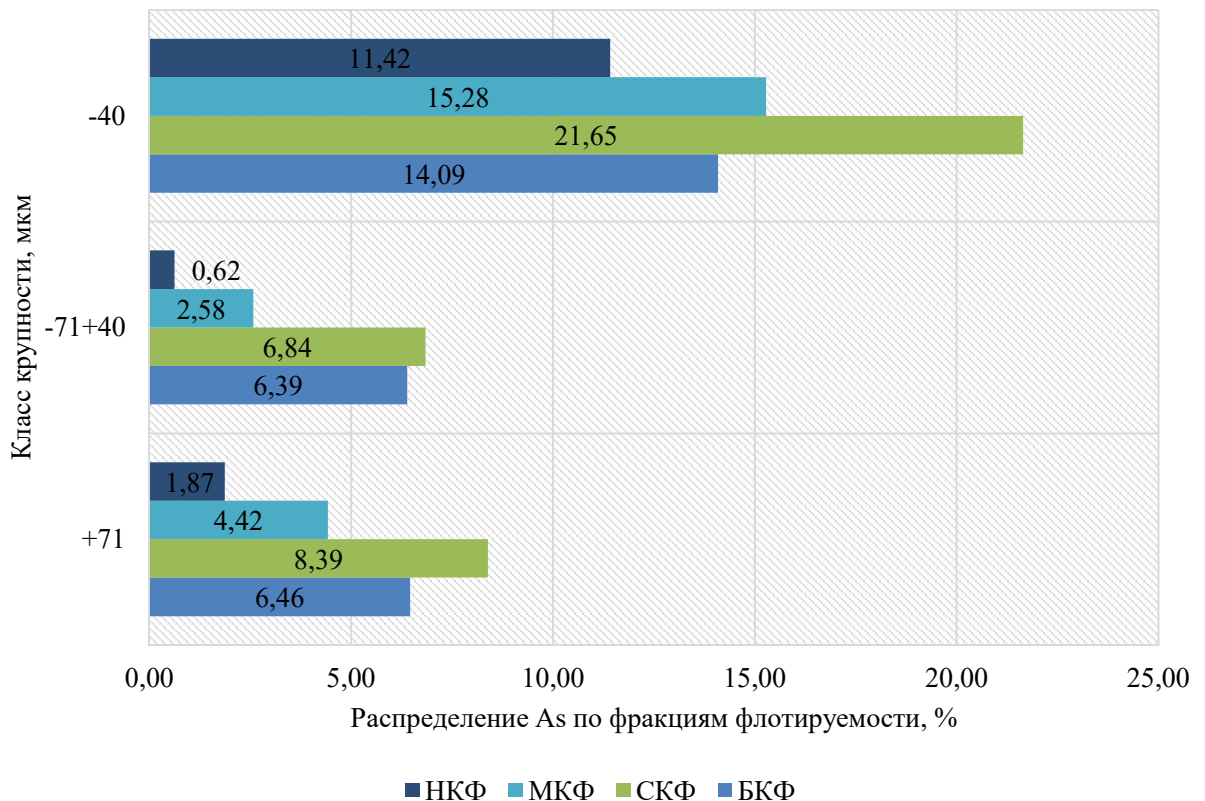


Рисунок 3.41 – Значения функции распределения мышьяка по классам флотуемости

Анализ распределения мышьяка по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций мышьяка приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределения анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию характерно для класса -40 мкм. Во всех классах крупности преобладает среднефлотуемая фракция. Наибольшая доля нефлотуемой фракции мышьяка приходится на класс крупности -40 мкм.

Графическая интерпретация перераспределения мышьяка в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН приведена на рисунке 3.42.

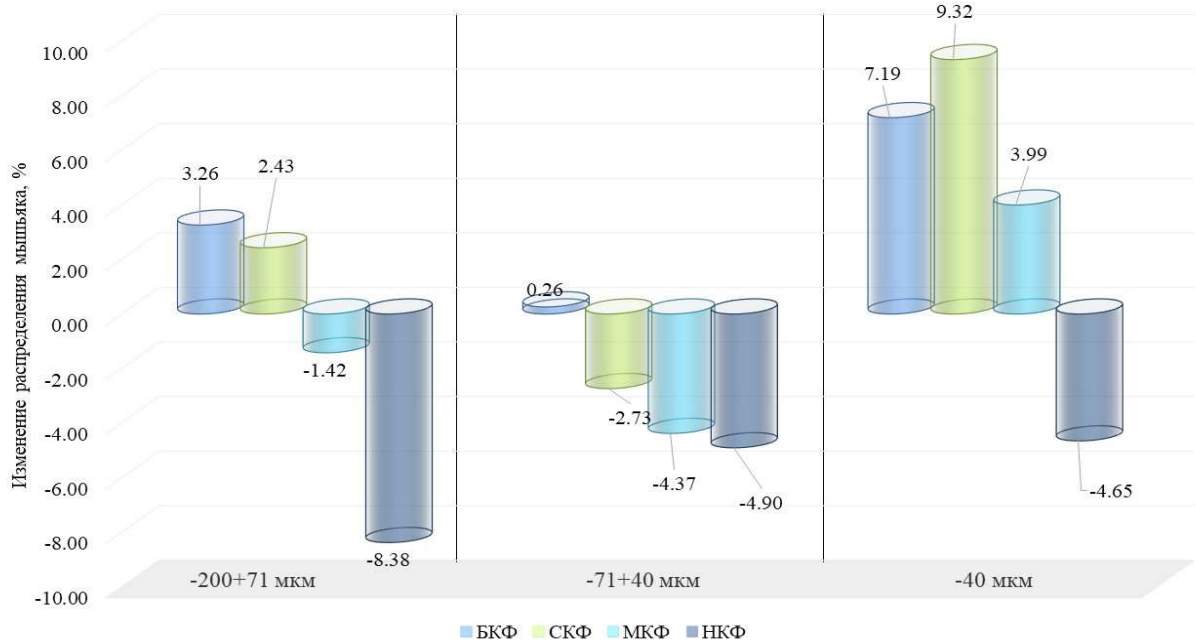


Рисунок 3.42 – Перераспределение мышьяка в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и ДБДТФН, и применении перманганата калия в измельчении

Анализ данных на рисунке 3.42 показал, что в результате применения комбинации БКК и ДБДТФН вместе с перманганатом калия на стадии измельчения наблюдается перераспределение мышьяка во флотуемые фракции из нефлотуемой фракции в классе крупности -40 мкм. Суммарное приращение распределения мышьяка во флотуемые классы в классе крупности -40 мкм составило 20,50%. Также наблюдается перераспределение мышьяка в быстрофлотуемую и среднефлотуемую фракции флотуемости из медленнофлотуемой и нефлотуемой фракций в классе крупности -200+71 мкм. В классе крупности -71+40 мкм наблюдается сокращение распределения мышьяка в среднефлотуемую, медленнофлотуемую и нефлотуемую фракции, с незначительным увеличением в быстрофлотуемую фракцию.

Таким образом, применение интенсификатора помола и комбинации БКК с ДБДТФН обеспечивает перераспределение нефлотуемых фракций

компонентов минералов-носителей золота крупных классов крупности во флотируемые фракции менее крупных классов крупности.

3.6.5. Результаты исследования флотируемости при применении интенсификатора помола с комбинацией сульфгидрильного собирателя с аполярным

Дополнительно проведены экспериментальные исследования флотируемости золотосодержащей сульфидной руды при применении смеси сульфгидрильного и аполярного собирателей. Тест производился при тех же условиях, что и референсная серия опытов, но с изменением собирателя и применением интенсификатора помола на стадии измельчения. В качестве собирательной смеси использовалась комбинация бутилового ксантогената калия и керосина марки ТС-1. Расход перманганата калия составлял 100 г/т. Расход БКК составлял 98,42 г/т, а керосина – 49,21 г/т.

Усредненные результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением комбинации сульфгидрильного и аполярного собирателей с интенсификатором помола сведены в таблицу 3.17. Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации для каждого компонента в каждом классе крупности, а также значения показателей флотируемости сведены в таблицу 3.18. Рассчитанные по гамма-модели значения суммарных извлечений S , A_s и значения их расхождений с экспериментально полученными значениями сведены в таблицу 3.19. Графическое отображение зависимостей извлечений компонентов от времени приведены на рисунке 3.43 (точками отражены экспериментально полученные значения, пунктирными линиями значения, полученные в ходе расчетов с применением гамма-модели флотации).

Таблица 3.17 – Результаты серии опытов флотационного обогащения золотосодержащей руды с применением БКК и керосина и перманганата калия на стадии измельчения

Время, с	$\gamma(+71)$, %	$\gamma(-71+40)$, %	$\gamma(-40)$, %	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм				
				$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	$\beta(S)$	$\beta(As)$	$\varepsilon(S)$	$\varepsilon(As)$	
0	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
30	0,63	0,82	1,01	12,84	6,69	6,42	6,30	6,28	1,81	4,09	2,22	7,50	2,58	6,01	3,89	
60	1,28	1,41	3,42	12,98	4,80	13,19	9,17	6,73	2,33	7,53	4,91	4,03	2,12	10,95	10,84	
120	1,75	1,85	5,05	13,20	4,36	18,34	11,40	8,07	2,55	11,85	7,03	3,77	2,27	15,13	17,13	
240	1,96	2,06	7,17	14,44	4,58	22,45	13,40	10,01	2,98	16,38	9,17	3,28	2,18	18,70	23,37	
360	2,20	2,57	7,64	14,08	4,31	24,59	14,16	9,06	2,62	18,48	10,03	3,53	2,25	21,41	25,64	
720	2,56	2,91	8,28	13,31	4,10	27,05	15,67	9,32	2,64	21,52	11,49	3,74	2,51	24,59	30,99	
Хвосты	35,93	14,33	35,99	0,25	0,10	7,11	5,47	0,34	0,23	3,92	4,95	0,55	0,59	15,81	31,44	
Питание	41,66	25,47	32,87	1,12	0,37	34,16	21,14	14,35	0,54	25,43	16,43	1,32	1,09	40,40	62,43	

Таблица 3.18 – Установленные значения параметров гамма-модели кинетики флотации

Параметры	-200+71 мкм		-71+40 мкм		-40 мкм	
	S	As	S	As	S	As
α	0,4241	0,3027	0,9967	0,3051	0,2215	0,1847
β	3,6389	2,0298	143,5472	2,5089	1,8461	1,7815
$k_{БФ}$	0,1166	0,1491	0,0069	0,1216	0,1200	0,1037
P'	0,0655	0,0512	1,0990	0,0627	0,0636	0,0736
b	0,6699	0,5243	0,6216	0,3633	0,2988	0,2105

Таблица 3.19 – Расхождения между экспериментальными и расчетными значениями извлечения

Время, с	-200+71 мкм				-71+40 мкм				-40 мкм				Суммарно			
	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(S)$	$\Delta, \%$	$\epsilon(As)$	$\Delta, \%$
30	6,18	3,77	6,11	2,87	4,03	1,29	2,18	1,63	5,75	4,38	3,71	4,51	15,96	3,38	12,01	3,16
60	12,81	2,90	8,84	3,65	7,18	4,74	4,76	3,04	10,49	4,22	10,50	3,16	30,47	3,80	24,09	3,32
120	18,05	1,57	11,12	2,44	11,32	4,50	6,92	1,57	14,66	3,10	16,61	3,00	44,03	2,85	34,66	2,54
240	22,08	1,67	12,99	3,03	15,72	3,99	8,71	4,99	18,29	2,21	22,06	5,58	56,09	2,51	43,77	4,72
360	23,97	2,52	13,93	1,61	18,03	2,40	9,60	4,29	20,17	5,77	24,96	2,66	62,17	3,57	48,49	2,69
720	26,55	1,85	15,29	2,42	21,11	1,89	10,90	5,11	23,04	6,29	29,45	4,98	70,70	3,36	55,63	4,31

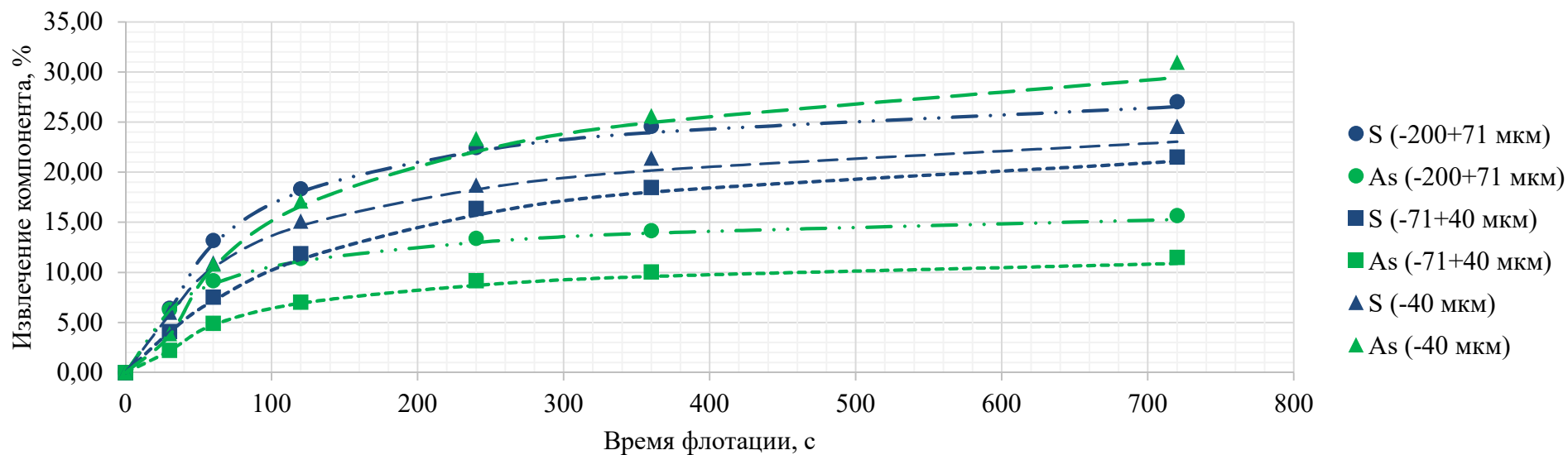


Рисунок 3.43 – Графическое отображение кривых извлечений компонентов

В ходе серии опытов флотационного обогащения установлено, что при времени флотации 720 с относительное извлечение серы от суммарного распределения серы в классе крупности составило 79,18%, 84,60%, 60,86% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Относительное извлечение мышьяка от суммарного распределения мышьяка в классе крупности составило 74,11%, 69,90%, 49,64% для -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Анализ полученных результатов показал, что расхождения суммарных расчетных и экспериментальных значений извлечений компонентов в пенный продукт не превышают 6%. Наибольшие значения показателя b для серы и мышьяка соответствует классу крупности -200+71 мкм. Наименьшие значения показателя b для серы и мышьяка соответствуют классу крупности -40 мкм.

На основании полученных значений параметров по формуле (3.28) установлены значения функции распределений серы и мышьяка по классам флотиремости в классах крупности -200+71 мкм, -71+40 мкм, -40 мкм. Графическая интерпретация полученных значений распределений серы приведена на рисунке 3.44.

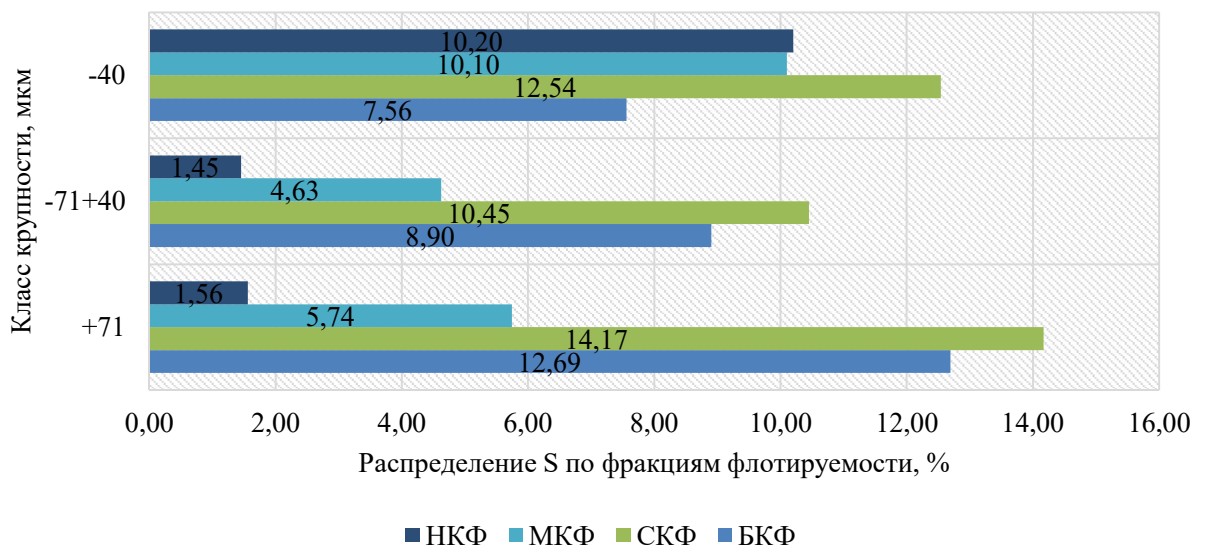


Рисунок 3.44 – Значения функции распределения серы по классам флотиремости

Анализ распределения серы по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -200+71 мкм. Наибольшее значение распределения анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию также характерно для класса -200+71 мкм. Во всех классах крупности преобладает среднефлотуемая фракция. Наибольшая доля нефлотуемой фракции серы приходится на класс крупности -40 мкм.

Графическая интерпретация перераспределения серы в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и керосина с применением интенсификатора помола приведена на рисунке 3.45.

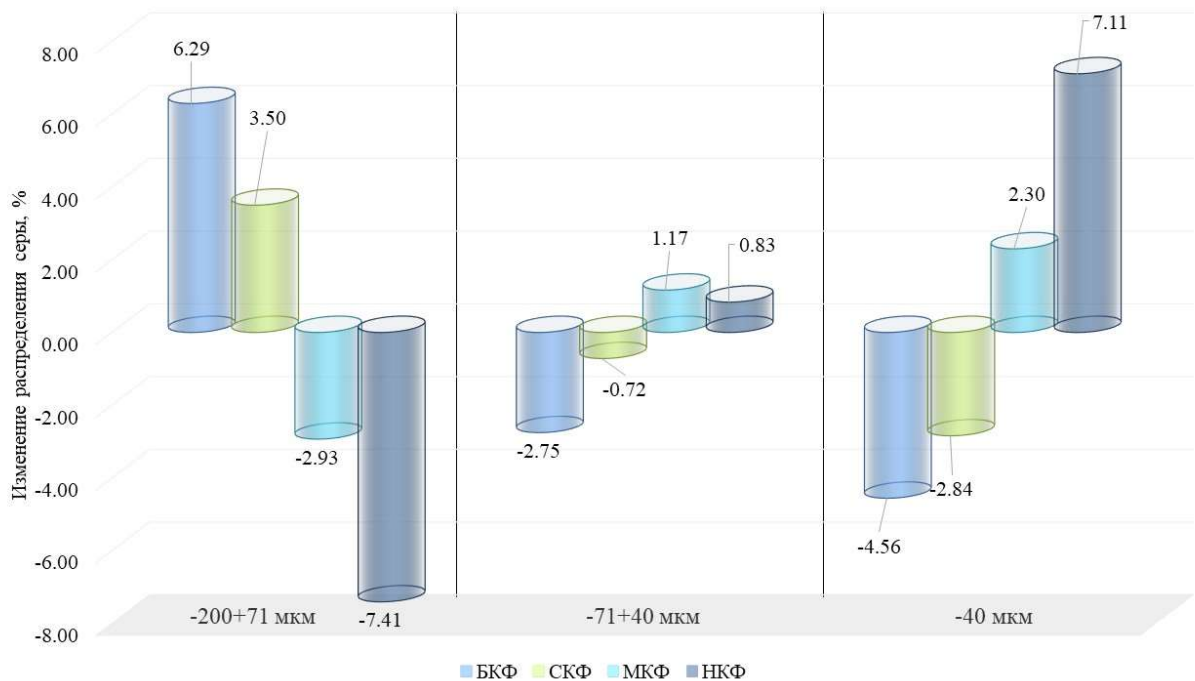


Рисунок 3.45 – Перераспределение серы в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и керосина и применении интенсификатора помола

Анализ данных на рисунке 3.45 показал, что в результате применения комбинации БКК и керосина вместе с перманганатом калия на стадии измельчения наблюдается значительное перераспределение серы в быстрофлотуемую и среднефлотуемую фракции из медленнофлотуемой и нефлотуемой фракций в классе крупности -

200+71 мкм. В то же время в классах крупности -71+40 мкм и -40 мкм наблюдается обратный процесс. Наибольший прирост нефлотируемой фракции наблюдается для класса крупности -40 мкм, сопоставимый с убылью нефлотируемой фракции в классе крупности -200+71 мкм.

Графическая интерпретация полученных значений распределений мышьяка приведена на рисунке 3.46.

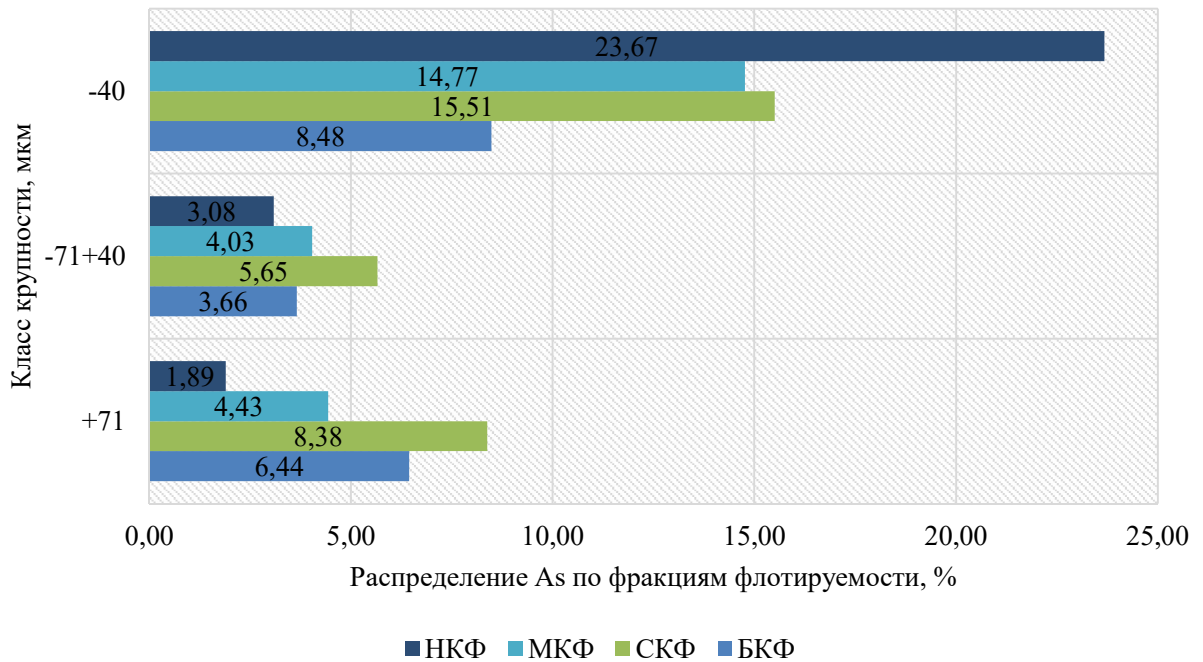


Рисунок 3.46 – Значения функции распределения мышьяка по классам флотуемости

Анализ распределения мышьяка по классам флотуемости показал, что наибольшая доля всех флотуемых фракций приходится на класс крупности -40 мкм. Наибольшее значение распределения анализируемого компонента в быстрофлотуемую фракцию также характерно для класса -40 мкм. В классах крупности -200+71 мкм и -71+40 мкм преобладает среднефлотуемая фракция. Наибольшая доля нефлотируемой фракции мышьяка приходится на класс крупности -40 мкм.

Графическая интерпретация перераспределения мышьяка в классах флотуемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и керосина с применением интенсификатора помола приведена на рисунке 3.47.

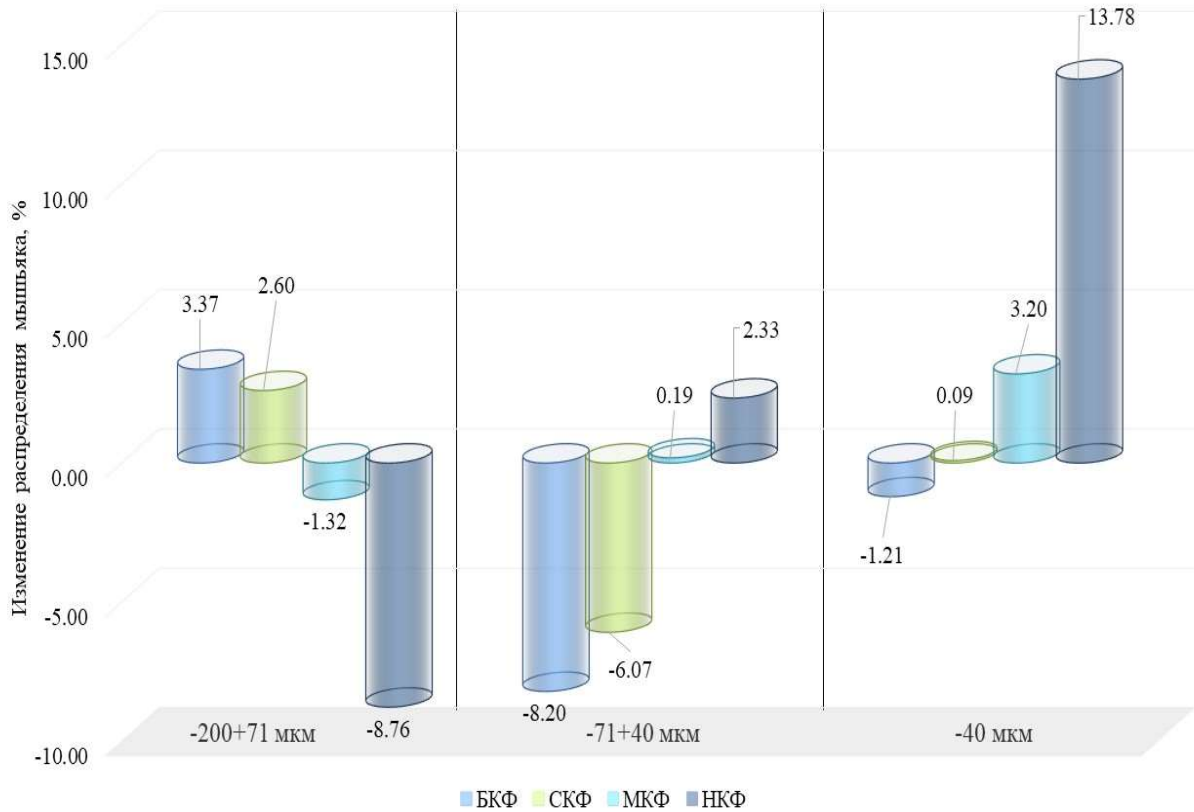


Рисунок 3.47 – Перераспределение мышьяка в классах флотлируемости при замене БКК на собирательную смесь БКК и керосина и применении перманганата калия на стадии измельчения

Анализ данных на рисунке 3.47 показал, что в результате применения комбинации БКК и керосина вместе с интенсификатором помола наблюдается переаспределение мышьяка в быстрофлотлируемую и среднефлотлируемую фракции из медленнофлотлируемой и нефлотлируемой фракций в классе крупности -200+71 мкм. В то же время в классах крупности -71+40 мкм и -40 мкм наблюдается обратный процесс. В классе крупности -71+40 мкм наблюдается сокращение распределения мышьяка в быстрофлотлируемую и среднефлотлируемую фракции составившее 14,27%. Наибольший прирост нефлотлируемой фракции наблюдается для класса крупности -40 мкм.

Таким образом, применение комбинации БКК и керосина приводит к увеличению содержаний флотлируемых фракций компонентов минералов-

носителей золота в классе крупности -200+71 мкм, однако при этом приводит к увеличению нефлотируемых фракций классов -71+40 мкм и -40 мкм.

3.6.6. Сравнение предложенных технических решений по повышению эффективности переработки золотосодержащих руд на основании результатов исследований флотируемости

По результатам серий экспериментальных исследований флотационного обогащения, проведенных в рамках тестов руды на флотируемость, установлены значения технологических показателей флотационных концентратов полученных при времени флотации в 720 секунд. Полученные результаты сведены в таблицу 3.20.

Таблица 3.20 – Сводные результаты экспериментальных исследований флотационного обогащения сульфидной золотосодержащей руды

Решение	γ , %	$\beta(S)$, %	$\beta(As)$, %	$\beta(Au)$, %	$\epsilon(S)$, %	$\epsilon(As)$, %	$\epsilon(Au)$, %
Референсная серия	9,93	8,02	3,48	20,18	63,22	51,51	53,87
Применение смеси БКК с ДБДФН	10,23	8,80	4,20	21,96	71,43	64,09	60,04
Применение интенсификатора помола и БКК с ДБДФН	13,78	7,02	3,34	18,85	76,79	68,65	69,83
Применение интенсификатора помола и смеси БКК с керосином	13,75	6,70	2,83	16,05	73,16	58,14	59,32

Наибольшее извлечение компонентов минералов-носителей золота соответствует применению комбинации сульфгидрильных собирателей совместно с интенсификатором помола.

Суммарные значения распределения компонентов во флотируемые классы сведены в таблицу 3.21.

Таблица 3.21 – Суммарные значения распределения компонентов во флотируемые классы

Решение	Сумма распределений компонентов во флотируемые классы							
	-200+71 мкм		-71+40 мкм		-40 мкм		Суммарно	
	S	As	S	As	S	As	S	As
Референсная серия	21,52	15,00	25,46	22,65	33,47	30,50	80,45	68,16
Применение смеси БКК с ДБДТФН	25,74	14,60	26,29	27,43	35,30	36,67	87,32	78,71
Применение интенсификатора помола и БКК с ДБДТФН	31,21	19,27	24,28	15,81	36,96	51,01	92,45	86,09
Применение интенсификатора помола и смеси БКК с керосином	32,60	19,25	23,98	13,35	30,20	38,75	86,78	71,35

Анализ данных в таблице 3.21 показал, что применение всех решений приводит к повышению распределения компонентов минералов-носителей золота во флотируемые классы. Наибольший прирост распределения во флотируемые классы установлен для применения комбинации сульфгидрильных собирателей и интенсификатора помола. Данный эффект достигается за счет роста степени раскрытия сростков рудных минералов на стадии измельчения и увеличения эффективности флотации тонких частиц рудных минералов при добавлении ДБДТФН. Применение комбинации сульфгидрильного и аполярного собирателя позволяет увеличить флотируемость рудных компонентов в грубых классах крупности. Однако применение данной смеси снижает потенциал флотируемости тонких классов крупности.

3.7 Выводы по главе 3

По результатам исследований измельчаемости и оптико-микроскопических исследований продуктов измельчения исследуемой золотосодержащей руды установлено, что при параметре крупности $R_{80} = 132,29$ микрометров, что соответствует выходу класса -71 микрометр = 58,35%

происходит наибольшее раскрытие сростков рудных минералов без высокой степени перехода их в более тонкие классы крупности. Поэтому данная крупность была принята к дальнейшим флотационным исследованиям.

Для установления особенностей флотации исследуемой руды предложена комплексная методика для определения параметров флотиремости рудного сырья – функции распределения материала по классам флотиремости и параметра удельной интенсивности аэрации. Особенность вычисления функции распределения материала по классам флотиремости состоит в том, что показатель флотиремости каждой фракции флотиремости интерпретируется как значение отношения вероятности флотационного извлечения компонента в пенный продукт к вероятности флотации быстрофлотиремой фракции равной единице. Константа быстрофлотиремой фракции определяется на основании определения статистических параметров гамма модели флотации. Для численного определения значения параметра удельной интенсивности аэрации предложен подход, основанный на возникающей разнице электродных потенциалов в камере флотомшины. Для оценки влияния фактора механического выноса на результат флотации подобрана методика определения численного фактора, связывающего извлечение нефлотиремых фракций минералов и извлечение воды в пенный продукт.

Предложен и обоснован критерий, численно характеризующий гидрофобизирующее действие реагентов-собирателей на основании значений полярной и дисперсионной составляющих свободной энергии поверхности. Для оценки эффективности применения интенсификаторов помола предложен численный критерий, характеризующий меру преодоления сил внутреннего сцепления при разрушении, как соотношение эмпирического коэффициента пропорциональности удельной энергии разрушений и относительной величины сокращения характеристической крупности к значению свободной энергии поверхности.

На основании исследования поверхностных свойств монофракции пирита установлен расход бутилового ксантогената калия, при котором достигается наибольшее значение критерия гидрофобизации. Также установлено, что среди смесей различных сульфгидрильных собирателей с бутиловым ксантогенатом калия наибольшее значение критерия гидрофобизации соответствует смеси бутилового ксантогената калия и дибутилдитиофосфата натрия в соотношении 2:1, при расходе в 147,63 г/т, поэтому данная смесь была принята к дальнейшим флотационным исследованиям.

В ходе экспериментальных исследований удельной интенсивности аэрации установлена линейная корреляция между значением диаметра пузырьков по Соутеру и эмпирическим фактором E_f , характеризующим скорость возрастания разности электродных потенциалов на различной глубине камеры флотомшины. На основании полученной закономерности установлено максимальное значение параметра $S_b = 9,9096 \text{ с}^{-1}$, принятое к дальнейшим исследованиям.

По результатам оценки фактора механического выноса установлено, что наиболее подвержены механическому выносу кремнийсодержащие минералы крупностью -40 микрон. Также установлено значительное увеличение фактора механического выноса мышьяк содержащих минералов в классе крупности -40 микрон вероятно обусловлено их переизмельчением и переходом в сверхтонкие классы, что позволяет им извлекаться в пенный продукт с водой.

Для установления особенностей флотации исследуемой руды предложена комплексная методика для определения параметров флотиремости рудного сырья, основанная на интерпретации показателя флотиремости как значения отношения вероятности флотационного извлечения компонента в пенный продукт к вероятности флотации быстрофлотиремой фракции.

По результатам исследований распределения материала по классам флотуемости применение смеси сульфгидрильных собирателей позволяет достичь перераспределения рудных минералов из классов с меньшей скоростью флотации в классы с большей. Применение интенсификатора помола способствует перераспределению компонентов рудных минералов в более тонкие классы крупности. При этом совместное его применение со смесью сульфгидрильных собирателей обеспечивает значительное снижение нефлотуемой фракции рудных минералов в классах крупности -200+71 мкм и -71+40 мкм. Применение смеси сульфгидрильного и аполярного собирателя совместно с интенсификатором помола хоть и приводит к увеличению содержания флотуемых фракций в верхнем классе крупности, но также обуславливает значительное повышение содержания нефлотуемой фракции рудных минералов в классе -40 мкм, что значительно снижает потенциально возможное извлечение золота. Экспериментально подтверждено наибольшее извлечение золота и наибольшее распределение серы и мышьяка во флотуемые классы при совместном применении интенсификатора помола и смеси сульфгидрильных собирателей.

**ГЛАВА 4 ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ,
ПОВЫШАЮЩИХ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПЕРЕРАБОТКИ
ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД НА ОСНОВАНИИ
РЕЗУЛЬТАТОВ ИМИТАЦИОННОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ**

**4.1 Задание исходных данных для моделирования схемы флотационного
передела в программном пакете JK Sim Float**

Для моделирования влияния внедрения новых технологических решений на эффективность переработки золотосодержащих руд был выбран фрагмент принципиальной схемы переработки золотосодержащих сульфидных руд (рисунок 4.1).

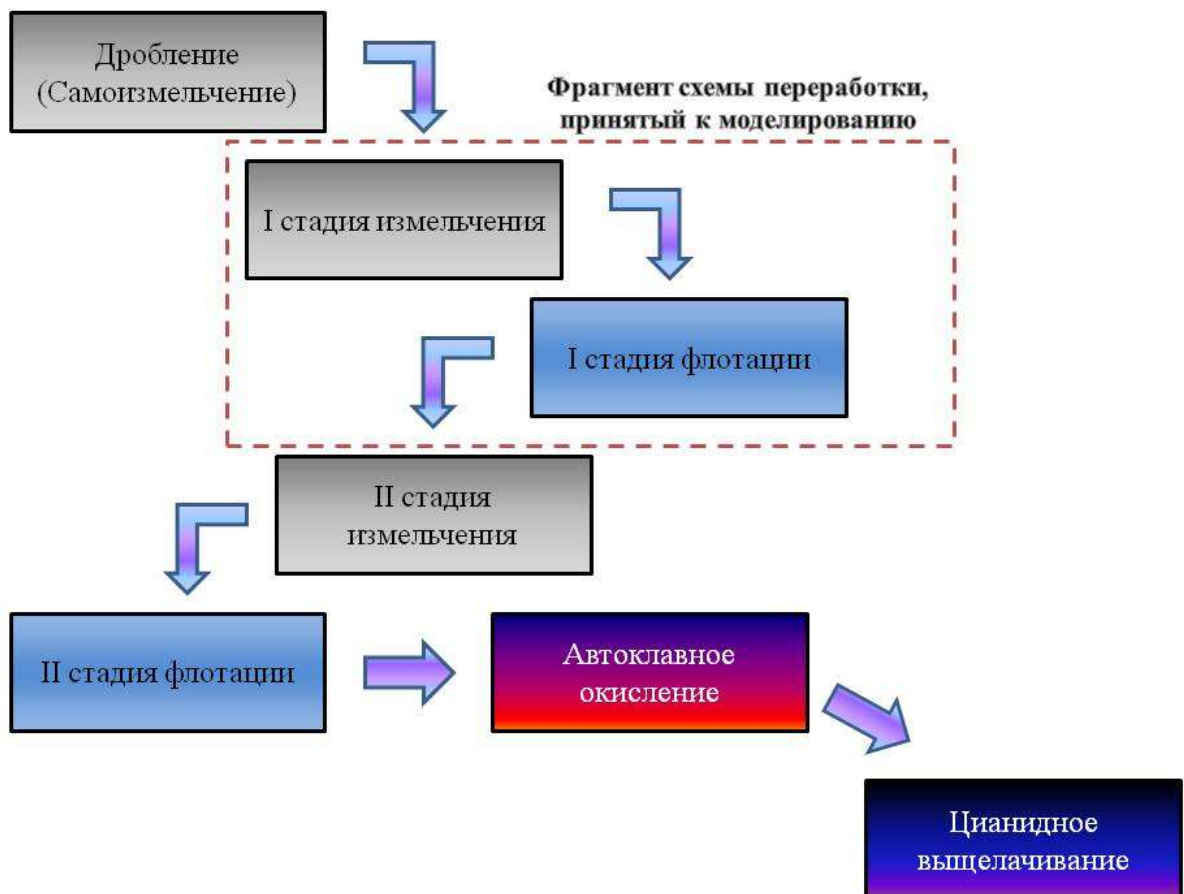


Рисунок 4.1 – Принципиальная схема переработки золотосодержащей сульфидной руды

К моделированию принята I стадия флотации золотосодержащих сульфидных руд, состоящая из основной флотации, одной перечистой

операции и одной контрольной операции. Хвосты перемешивающей флотации и концентрат контрольной флотации объединяются и возвращаются на стадию основной флотации. Хвосты контрольной флотации являются питанием операции доизмельчения и следующей стадии флотации. Флотационному переделу предшествует схема измельчения в закрытом цикле с классификацией в гидроциклоне.

Особенностью моделирования в программном пакете JK SimFloat является расчет технологических показателей по минералам, а не по элементам. Для задания исходных данных был произведен пересчет содержания компонентов на содержания основных рудных минералов – пирита и арсенопирита, так как содержание других сульфидных минералов в руде незначительно. Окно ввода данных питания представлено на рисунке 4.2.

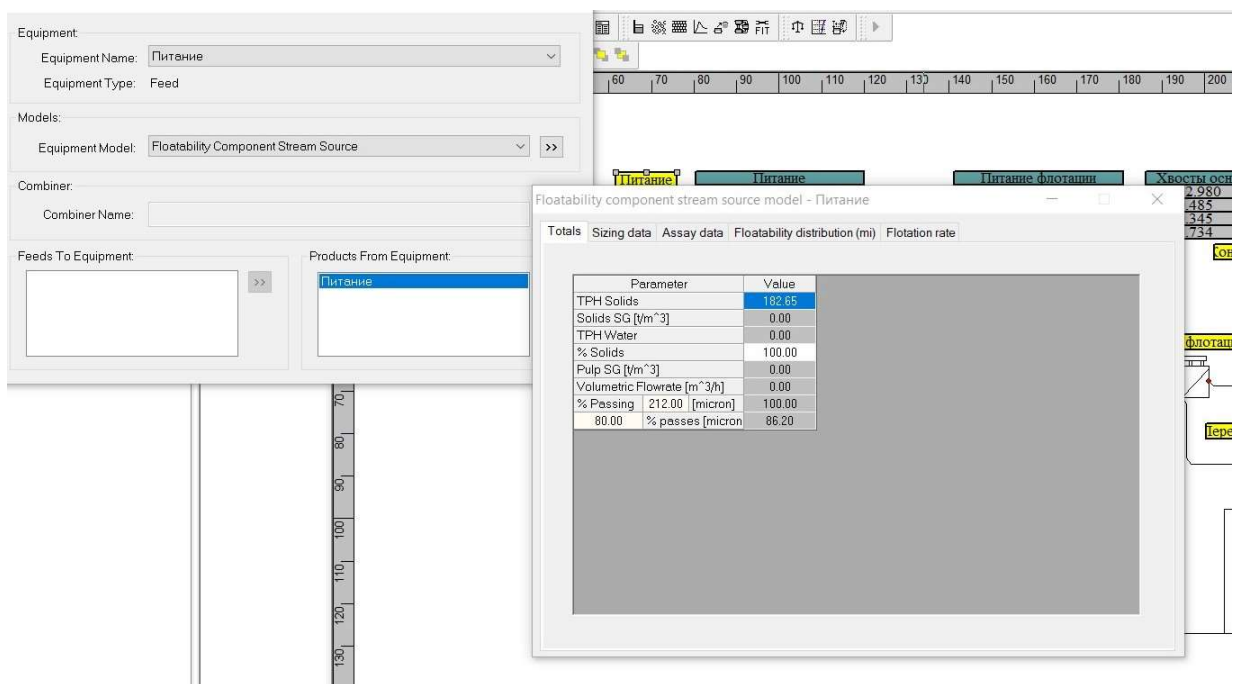


Рисунок 4.2 – Интерфейс ввода исходных данных питания

Модель измельчения задана на основании результатов кинетики измельчения. Окно ввода данных модели измельчения представлено на рисунке 4.3.

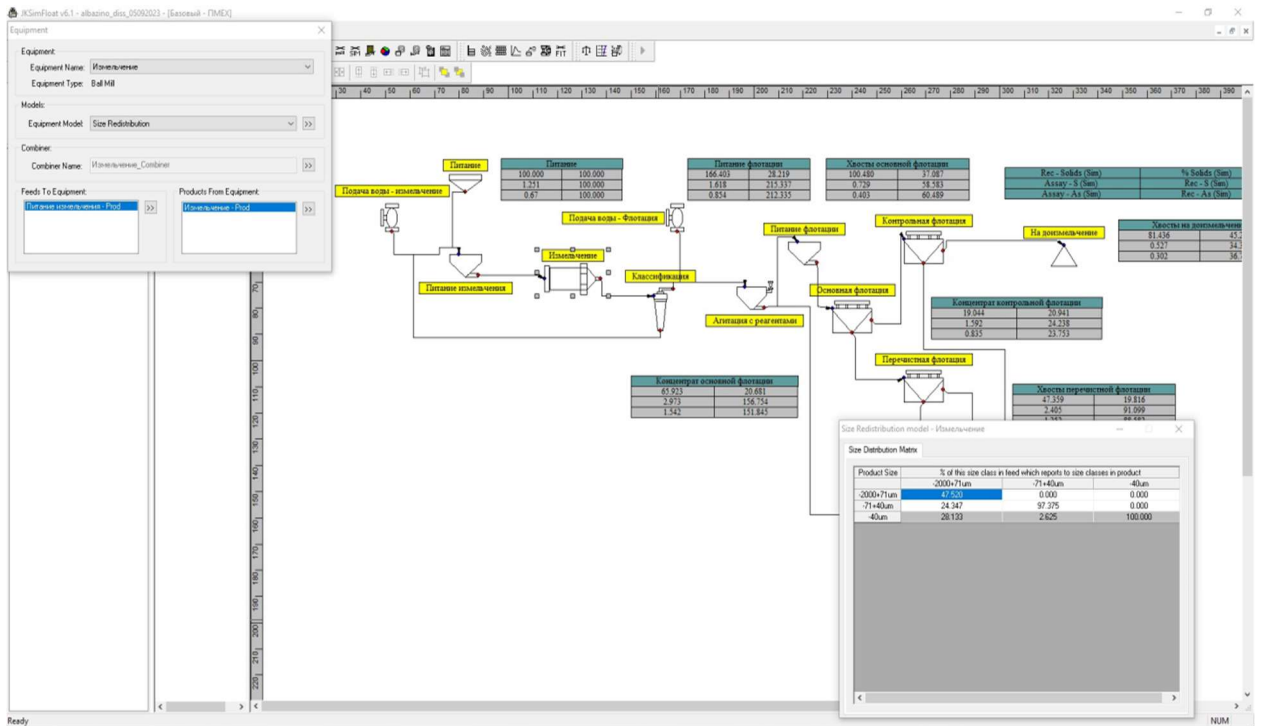


Рисунок 4.3 – Интерфейс ввода исходных данных измельчения

Исходными данными для моделирования работы флотомашин были установленные в ходе экспериментально-теоретических исследований значения показателей S_b , R_f и значения содержаний фракций флотурируемости в пересчете на пирит и арсенопирит. Интерфейс окон задания данных приведен на рисунке 4.4.

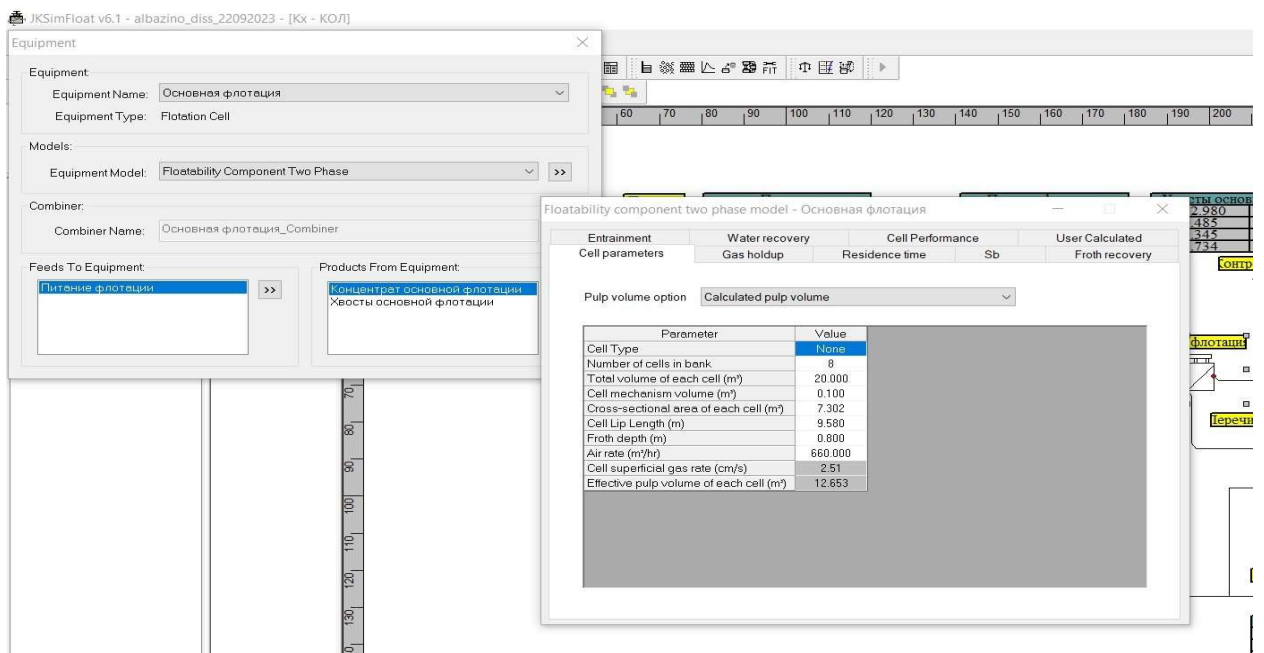


Рисунок 4.4 – Интерфейс ввода исходных данных флотации

4.2 Результаты моделирования флотационного передела золотосодержащей сульфидной руды на основании значений показателей флотуемости рефересной серии опытов в программном пакете JK Sim Float

Было проведено моделирование 4 вариантов схем на основании установленных экспериментальных значений параметров флотуемости:

1 вариант – референсный режим флотационного обогащения сульфидных золотосодержащих руд (в качестве собирателя применяется только БКК);

2 вариант – замена БКК в референсном режиме на собирательную смесь с наибольшим значением критерия K_{ϕ} ;

3 вариант – замена БКК в референсном режиме на собирательную смесь с наибольшим значением критерия K_{ϕ} , а также применение реагента для интенсификации процесса измельчения, выбор которого основан на установленном значении K_{θ} ;

4 вариант – замена БКК в референсном режиме на собирательную смесь БКК и керосина, а также применение реагента для интенсификации процесса измельчения, выбор которого основан на установленном значении K_{θ} .

Результаты имитационного моделирования схемы со значениями показателей флотуемости для распределения по классам флотуемости рефересной серии опытов представлены на рисунке 4.5.

На основании анализа данных на рисунке установлено, что суммарные значения извлечений золота, серы и мышьяка в концентрат перечистой операции составили 56,17%; 66,84%; 49,56% соответственно. Относительные извлечения в концентрат на стадии основной флотации составили 59,54%; 67,15%; 54,83%.

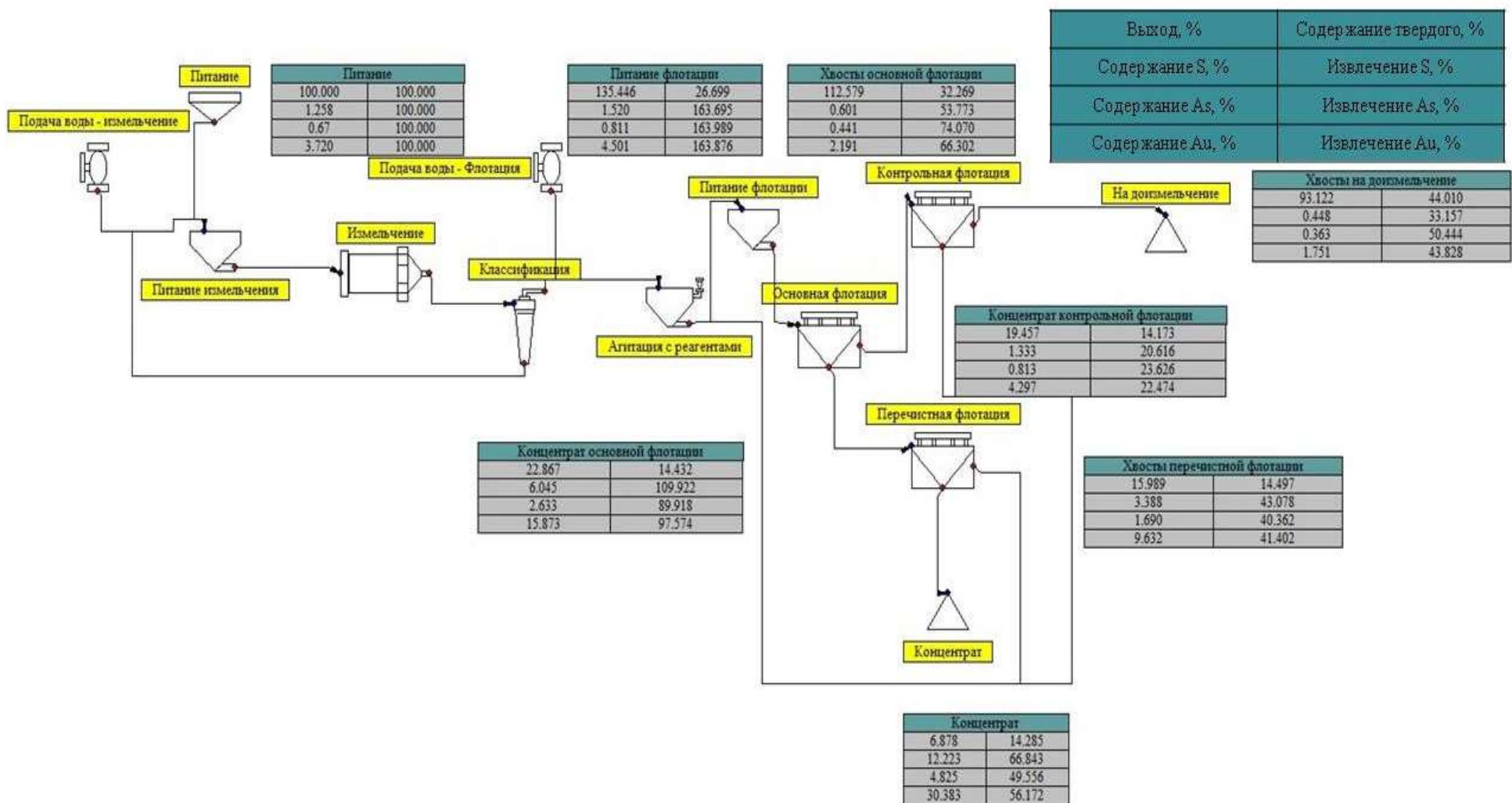


Рисунок 4.5 - Результаты моделирования схемы 1ого варианта (в качестве собирателя применяется только БКК)

Полученные в ходе моделирования значения содержаний фракций флотуемости пирита и арсенопирита для концентратов основной, перечистой и контрольной флотаций по классам крупности приведены в таблицах 4.1 и 4.2.

Таблица 4.1 – Значения содержаний фракций флотуемости пирита в концентратах схемы

Продукт	Класс крупности, мкм	Содержания классов флотуемости пирита в классе крупности, %			
		БФ	СФ	МФ	НФ
Концентрат основной флотации	-200+71 мкм	22,22	51,16	23,75	2,87
	-71+40 мкм	37,88	51,78	10,27	0,08
	-40 мкм	30,55	51,08	17,64	0,73
Концентрат контрольной флотации	-200+71 мкм	2,60	26,41	53,55	17,44
	-71+40 мкм	7,98	48,14	43,04	0,83
	-40 мкм	4,68	34,51	55,40	5,41
Концентрат перечистой флотации	-200+71 мкм	33,23	57,29	9,26	0,22
	-71+40 мкм	47,32	48,98	3,69	0,01
	-40 мкм	40,34	51,90	7,63	0,14

Анализ данных по распределению пирита в классах крупности флотационных концентратов показал, что для концентратов основной перечистой флотации характерно преобладание среднефлотуемой фракции во всех классах крупности. Наибольшие содержания быстрофлотуемых фракций установлены для класса крупности -71+40 мкм. Прирост по содержанию быстрофлотуемого класса пирита в концентрат перечистой флотации по отношению к концентрату основной флотации составил 11,01%; 9,44%; 9,79% для классов крупности -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Наибольшее содержание нефлотуемой фракции характерно для класса крупности -200+71 мкм концентрата контрольной флотации.

Таблица 4.2 – Значения содержаний фракций флотуемости арсенопирита в концентратах схемы

Продукт	Класс крупности, мкм	Содержание классов флотуемости арсенопирита в классе крупности			
		БФ	СФ	МФ	НФ
Концентрат основной флотации	-200+71 мкм	21,62	50,77	24,34	3,27
	-71+40 мкм	26,15	51,27	20,48	2,10
	-40 мкм	20,34	45,21	26,62	7,83
Концентрат контрольной флотации	-200+71 мкм	2,44	25,32	53,02	19,21
	-71+40 мкм	3,42	29,55	53,20	13,84
	-40 мкм	1,78	17,46	47,80	32,96
Концентрат перечистой флотации	-200+71 мкм	32,69	57,47	9,59	0,25
	-71+40 мкм	36,81	54,64	8,30	0,26
	-40 мкм	31,33	53,57	13,42	1,69

Анализ данных по распределению арсенопирита в классах крупности флотационных концентратов показал, что для концентратов основной перечистой флотации характерно преобладание среднефлотуемой фракции во всех классах крупности. Наибольшие содержания быстрофлотуемых фракций установлены для класса крупности -71+40 мкм. Прирост по содержанию быстрофлотуемого класса арсенопирита в концентрат перечистой флотации по отношению к концентрату основной флотации составил 11,07%; 10,66%; 10,99% для классов крупности -200+71 мкм, -71+40 мкм и -40 мкм соответственно. Наибольшее содержание нефлотуемой фракции характерно для класса крупности -40 мкм концентрата контрольной флотации.

Таким образом, установлено, что основная доля рудных минералов относится к среднефлотуемой фракции. Наиболее флотоактивны сростки рудных минералов в классе крупности -71+40 мкм. В концентрат перечистой флотации извлекаются преимущественно быстрофлотуемая фракция. Наиболее активно на стадии контрольной флотации извлекается медленнофлотуемая фракция. Также на стадии контрольной флотации

увеличивается содержание нефлотируемого класса рудных минералов в концентрате, что обусловлено увеличением влияния механического выноса.

4.2 Результаты моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float при применении комбинации собирателей и интенсифицирующих воздействий на стадии измельчения

Модель измельчения при применении интенсификатора помола задана на основании результатов экспериментальных исследований измельчения и распределения компонентов по классам крупности. Окно ввода данных модели измельчения представлено на рисунке 4.6.

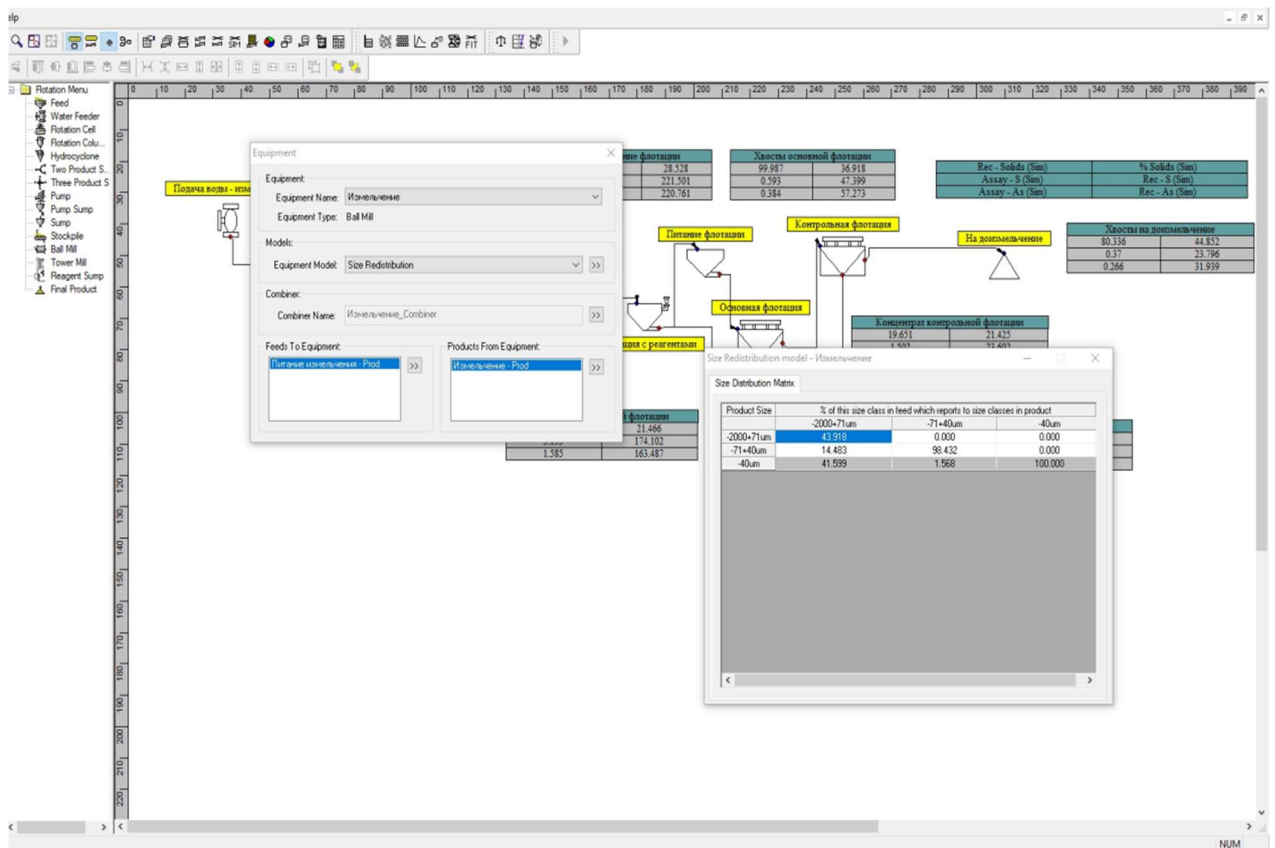


Рисунок 4.6 – Задание параметров модели измельчения при применении интенсификатора помола

Результаты имитационного моделирования схемы при изменении собирателей и применении интенсифицирующего воздействия на стадии измельчения представлены на рисунках 4.7 – 4.9.

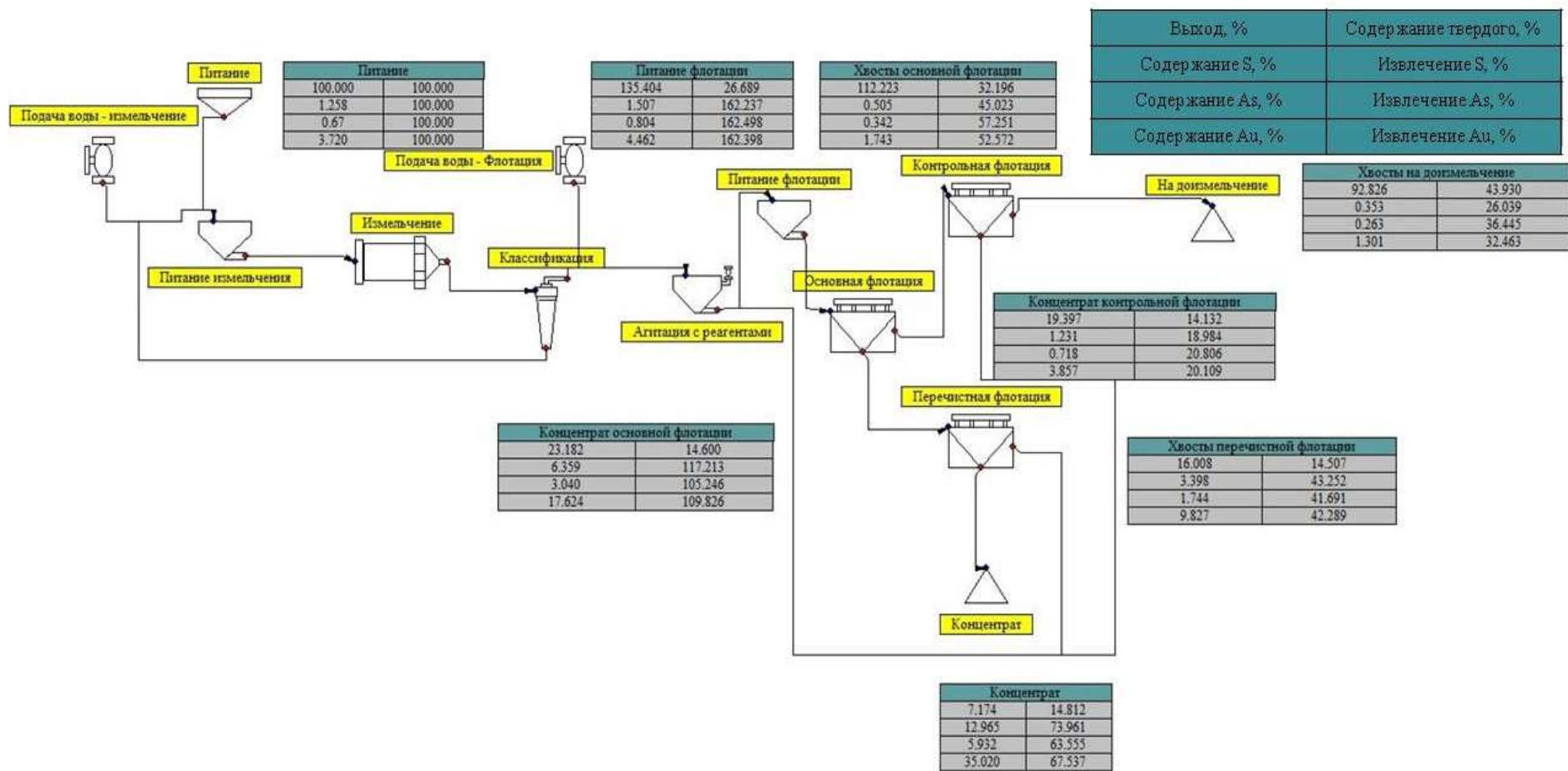


Рисунок 4.7 – Результаты моделирования схемы 2ого варианта (замена БКК в референсном режиме на собирательную смесь с наибольшим значением критерия K_{ϕ} - БКК+ДБДФН)

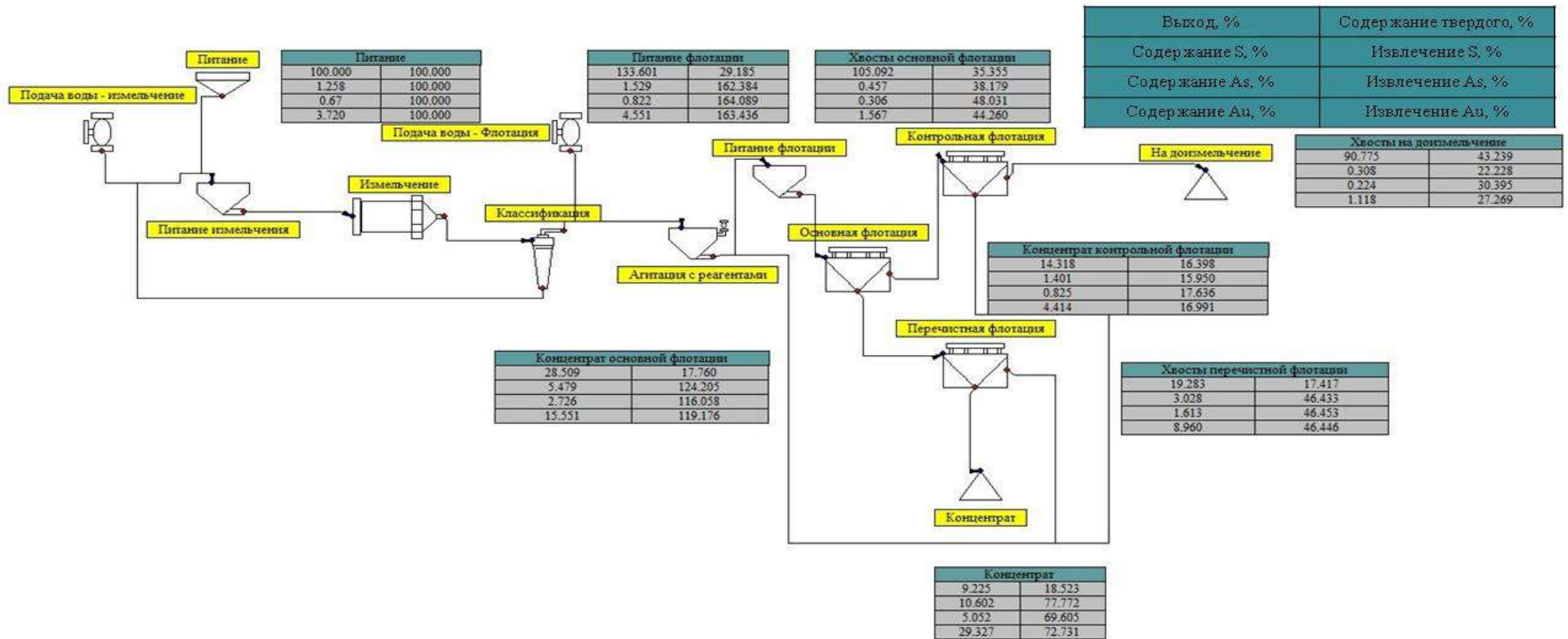


Рисунок 4.8 – Результаты моделирования схемы 3ого варианта (замена БКК в референсном режиме на собирательную смесь с наибольшим значением критерия K_{ϕ} -БКК+ДБДТФН, а также применение реагента, при котором обеспечивается интенсификация измельчения, выбор которого основан на установленном значении K_{θ} - перманганат калия)

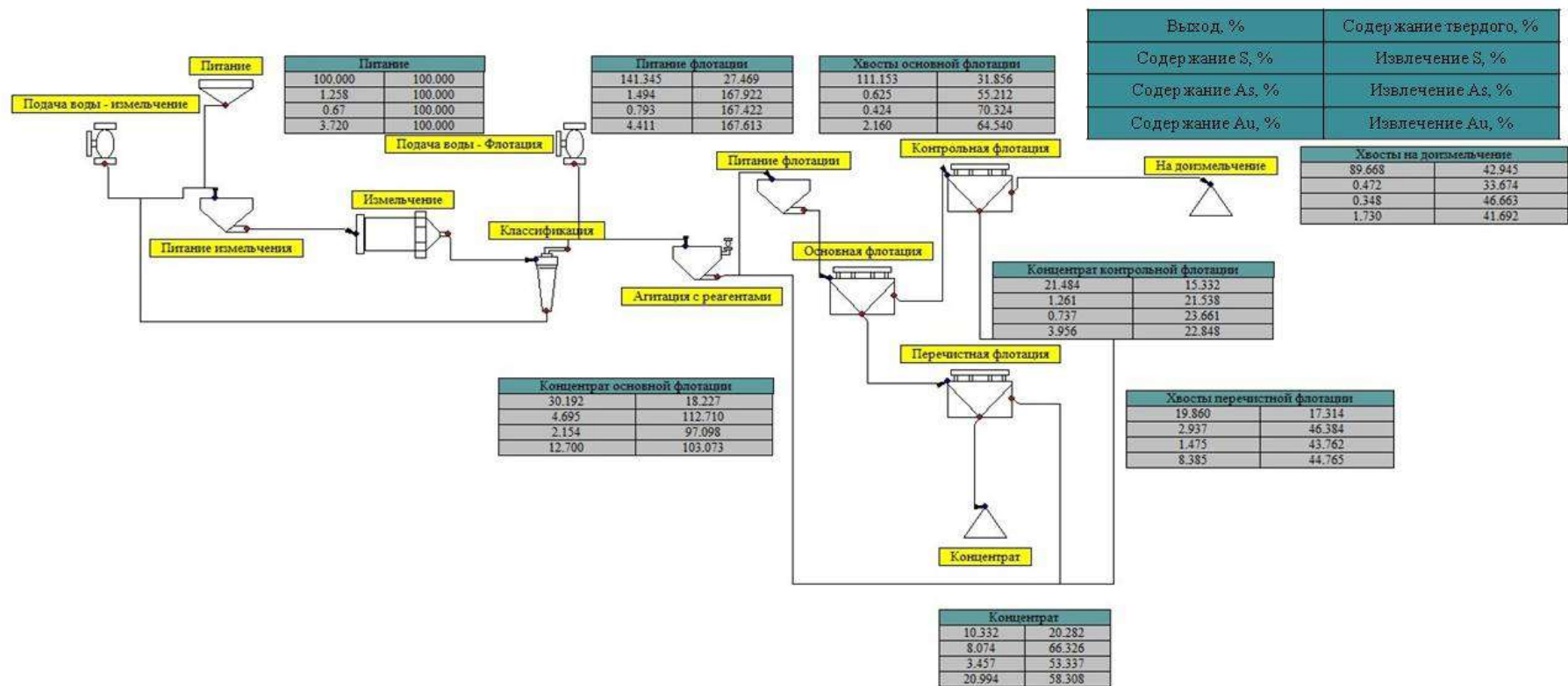


Рисунок 4.9 – Результаты моделирования схемы 4ого варианта (замена БКК в референсном режиме на собирательную смесь БКК и керосина, а также применение интенсификатора помола, выбор которого основан на установленном значении K_{θ})

На основании анализа данных на рисунке 4.7 установлено, что при замене БКК в референсном режиме на собирательную смесь с наибольшим значением критерия K_{ϕ} – БКК+ДБДТФН суммарные значения извлечений золота, серы и мышьяка в концентрат перечистной операции составили 67,54%; 73,96%; 63,56% соответственно. Применение смеси БКК И ДБДТФН привело к увеличению прогнозируемого извлечения в концентрат перечистки на 11,37%; 7,12%; 14,00% для золота, серы и мышьяка соответственно по сравнению с референсной схемой. Относительные извлечения в концентрат на стадии основной флотации составили 67,63%; 72,25%; 64,77% для золота, серы и мышьяка соответственно. Дополнительно это привело к увеличению прогнозируемого относительного извлечения в концентрат основной операции на 8,09%; 5,10%; 9,94% для золота, серы и мышьяка соответственно по сравнению с референсной схемой.

На основании анализа данных на рисунке 4.8 установлено, что при применении смеси БКК И ДБДТФН совместно с перманганатом калия на стадии измельчения суммарные значения извлечений золота, серы и мышьяка в концентрат перечистной операции составили 72,73%; 77,77%; 69,61% соответственно. Также это привело к увеличению прогнозируемого извлечения в концентрат перечистки на 16,56%; 10,93%; 20,05% для золота, серы и мышьяка соответственно по сравнению с референсной схемой. Относительные извлечения в концентрат на стадии основной флотации составили 72,92%; 76,49%; 70,73% для золота, серы и мышьяка соответственно. Показано увеличение прогнозируемого относительного извлечения в концентрат основной операции на 13,38%; 9,34%; 15,90% для золота, серы и мышьяка соответственно по сравнению с референсной схемой.

На основании анализа данных на рисунке 4.9 установлено, что суммарные значения извлечений золота, серы и мышьяка в концентрат перечистной операции составили 58,31%; 66,33%; 53,33% соответственно. Применение смеси БКК и керосина совместно с интенсификатором помола

привело к увеличению прогнозируемого извлечения в концентрат перерешетки на 2,14%; 3,77% для золота и мышьяка соответственно по сравнению с референсной схемой. Однако также это привело к снижению извлечения серы 0,51%. Относительные извлечения в концентрат на стадии основной флотации составили 61,49%; 67,12%; 57,99% для золота, серы и мышьяка соответственно. Применение смеси БКК и керосина вместе с интенсификатором помола привело к увеличению прогнозируемого относительного извлечения в концентрат основной операции на 1,95%; 3,16% для золота и мышьяка соответственно по сравнению с референсной схемой.

4.3 Результаты моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float при применении колонных флотомашин

Для повышения эффективности перерешеточной операции рассмотрена возможность замены пневмомеханической флотомашины чанового типа на колонную флотомашину. С позиции имитационного моделирования данная замена будет характеризоваться изменением кинетической модели идеального перемешивания на кинетическую модель идеального вытеснения, а также изменением параметров S_b и R_f . Параметры заданы на основании данных литературы.

Результаты имитационного моделирования схем с применением колонных флотомашин представлены на рисунках 4.10-4.13. Полученные значения выходов, а также содержаний и извлечений серы и мышьяка для концентратов перерешеточной операции при изменении реагентного режима и аппаратного оформления схем сведены в таблицу 4.3.

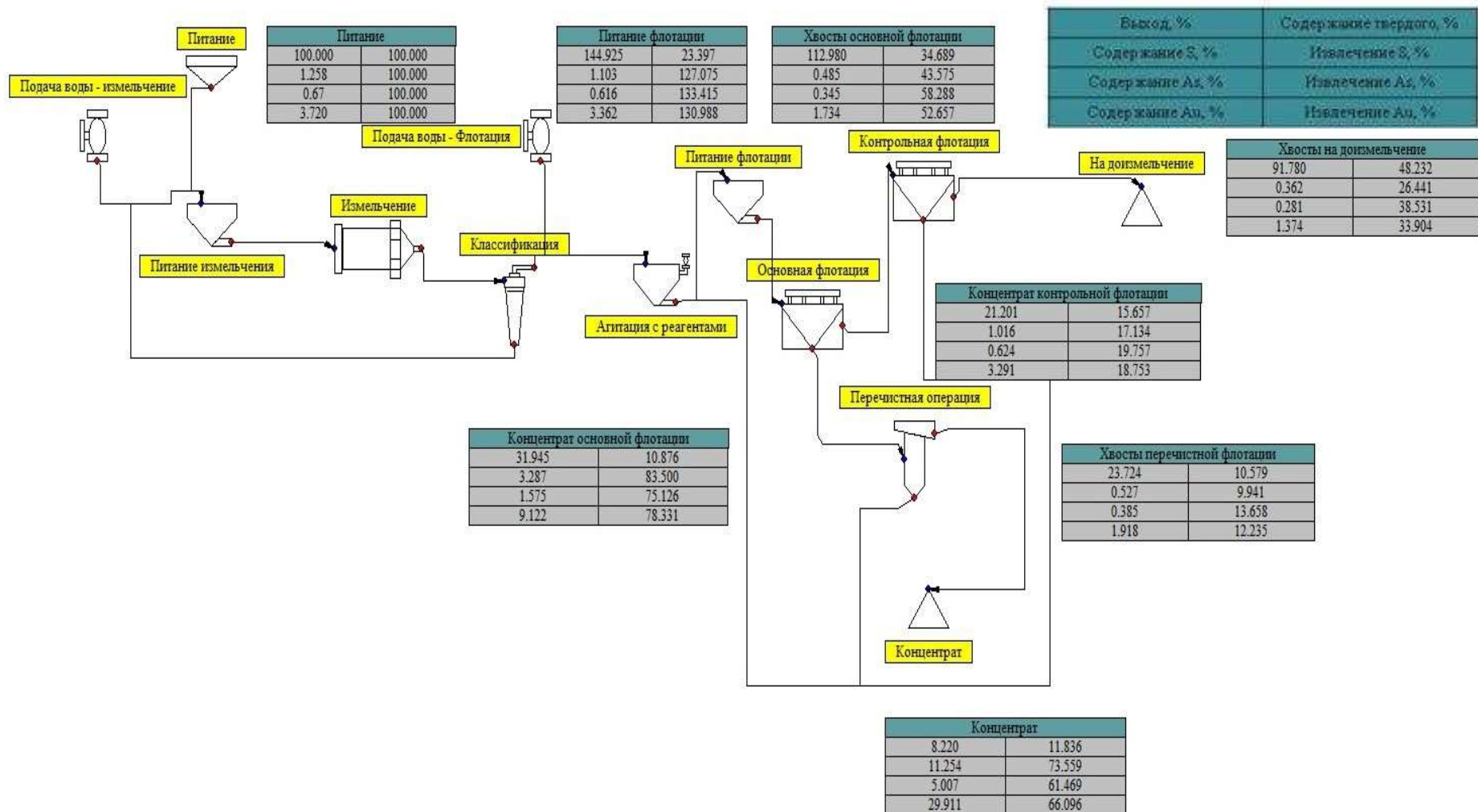


Рисунок 4.10 – Результаты моделирования схемы 1ого варианта с применением колонных флотомашин на перечистой операции

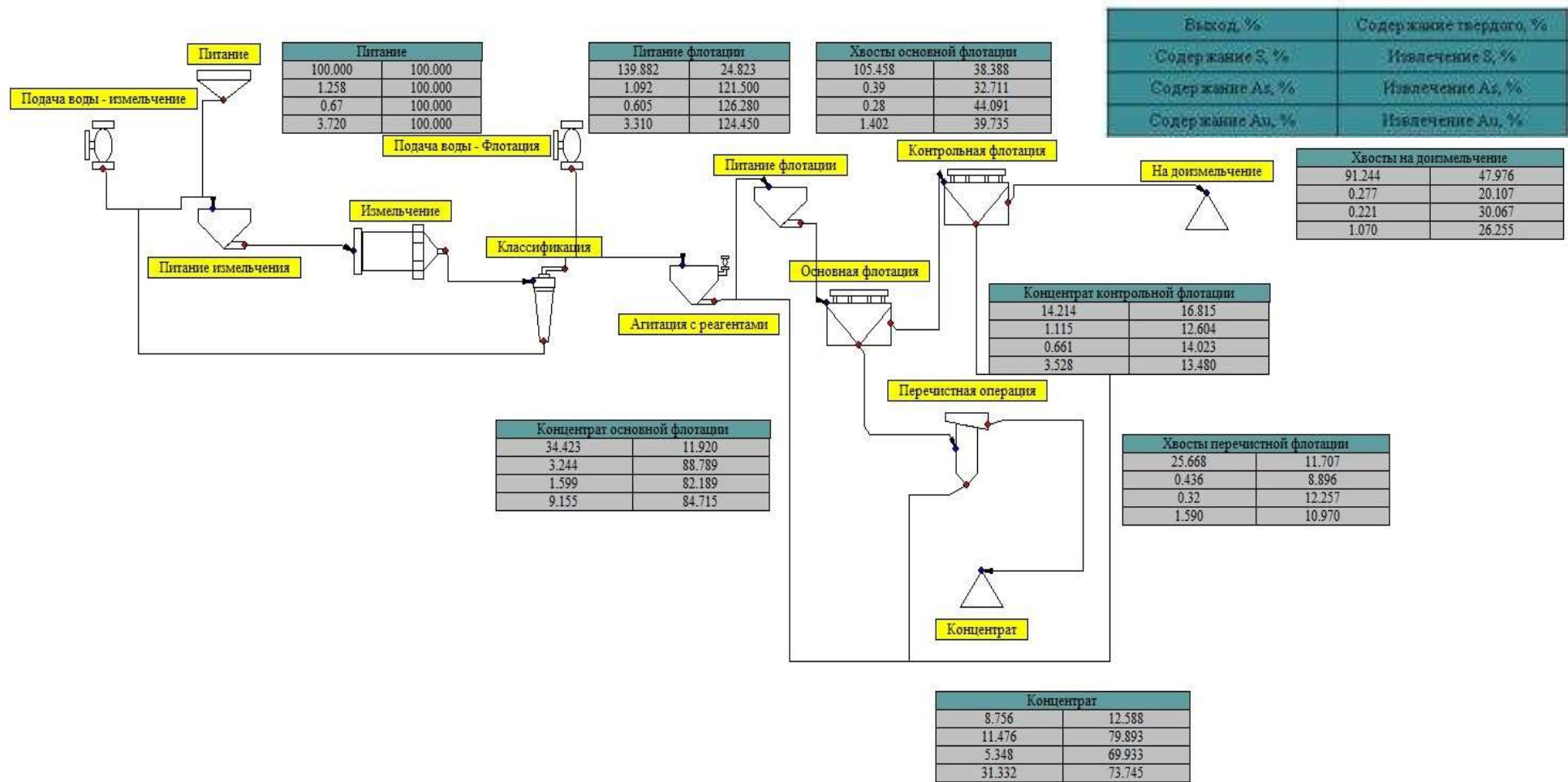


Рисунок 4.11 – Результаты моделирования схемы 2ого варианта с применением колонных флотомашин на перечистой операции

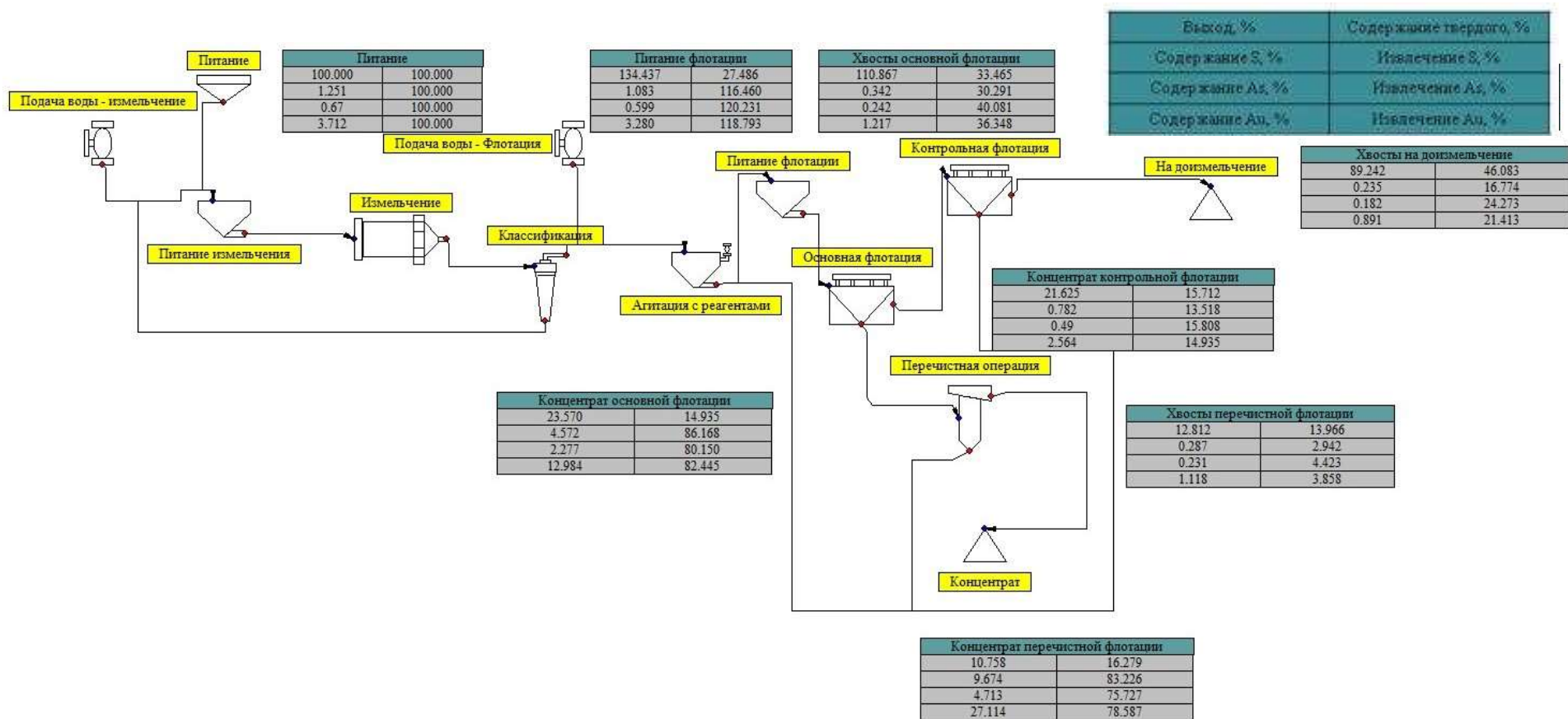


Рисунок 4.12 – Результаты моделирования схемы Зого варианта с применением колонных флотомашин на перечистой операции

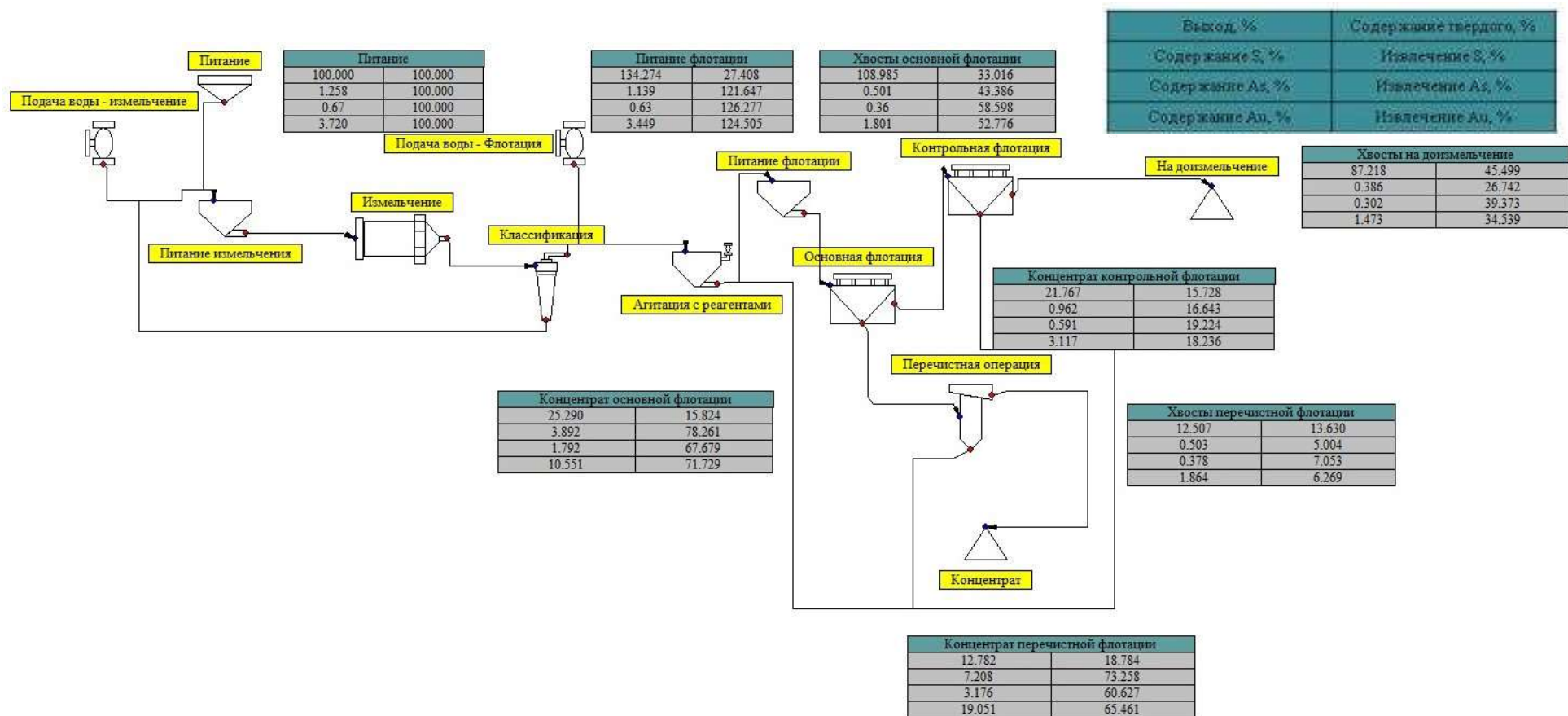


Рисунок 4.13 – Результаты моделирования схемы 3ого варианта с применением колонных флотомашин на перечистой операции

Таблица 4.3 – Прогнозируемые значения выходов, а также содержаний и извлечений серы и мышьяка для концентратов перечистной операции при изменении реагентного режима и аппаратного оформления

Аппаратурное оформление перечистной операции	Референсный режим (только БКК)	Применение смеси БКК и ДБДТФН в соотношении 2:1	Применение интенсификатора помола	Замена ДБДТФН на керосин	γ , %	$\beta(S)$, %	$\beta(As)$, %	$\beta(Au)$, г/т	$\varepsilon(S)$, %	$\varepsilon(As)$, %	$\varepsilon(Au)$, %
Пневмомеханическая ФМ	+	-	-	-	6,88	12,22	4,83	30,38	66,84	49,56	56,17
	-	+	-	-	7,17	12,97	5,93	35,02	73,96	63,56	67,54
	-	+	+	-	9,23	10,60	5,05	29,33	77,77	69,61	72,73
	-	-	+	+	10,33	8,07	3,46	20,99	66,33	53,34	58,31
Колонная ФМ	+	-	-	-	8,22	11,25	5,01	29,91	73,56	61,47	66,10
	-	+	-	-	8,76	11,48	5,35	31,33	79,89	69,93	73,75
	-	+	+	-	10,76	9,67	4,71	27,11	83,23	75,73	78,59
	-	-	+	+	12,78	7,21	3,18	19,05	73,26	60,63	65,46

На основании полученных результатов сделан прогноз о повышении извлечения золота на 22,42% в концентрат перечистой флотации по сравнению с рефересной схемой при совместном применении интенсификатора помола на стадии измельчения, смеси сульфгидрильных собирателей, а также замене пневмомеханической флотомашины на колонную на стадии перечистой флотации.

Графическая интерпретация полученных в ходе моделирования значения приращений содержаний фракций флотуемости пирита и арсенопирита для концентратов основной, перечистой и контрольной флотаций по классам крупности для варианта с самым высоким показателем извлечения золота в сравнении с рефересной схемой приведены на рисунках 4.14 и 4.15.

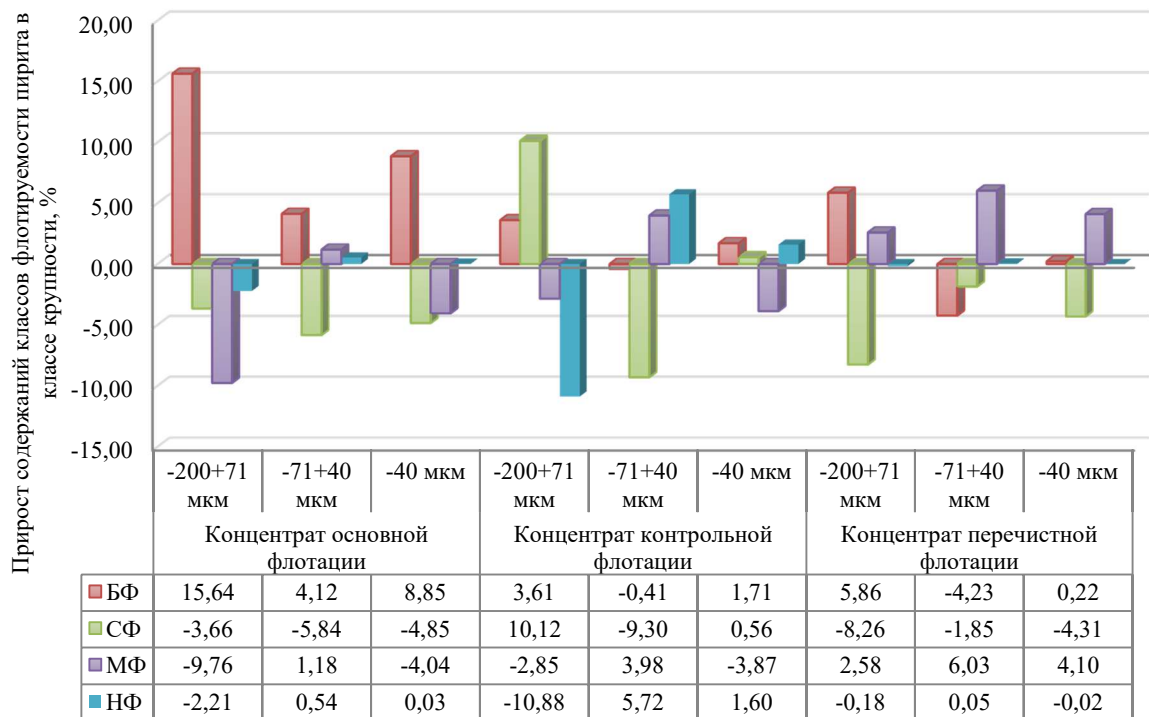


Рисунок 4.14 – Значения приращений содержаний фракций флотуемости пирита

На основании результатов моделирования установлено, что предложенный набор технологических решений приводит к преимущественному перераспределению пирита в быстروفлотуемую

фракцию концентрата основной флотации. На стадии контрольной флотации отмечается перераспределение арсенопирита преимущественно в среднефлотируемую фракцию в классе крупности $-200+71\text{мкм}$ в быстрофлотируемую и среднефлотируемую фракцию. Для класса $-71+40\text{ мкм}$ отмечается преобладание пирита в медленнофлотируемой и нефлотируемой фракции. Для класса -40 мкм установлено повышение нефлотируемой фракции, наряду с перераспределением медленнофлотируемой фракции в быстрофлотируемую и медленнофлотируемую. На стадии перечистой флотации отмечается перераспределение пирита в медленнофлотируемую фракцию.

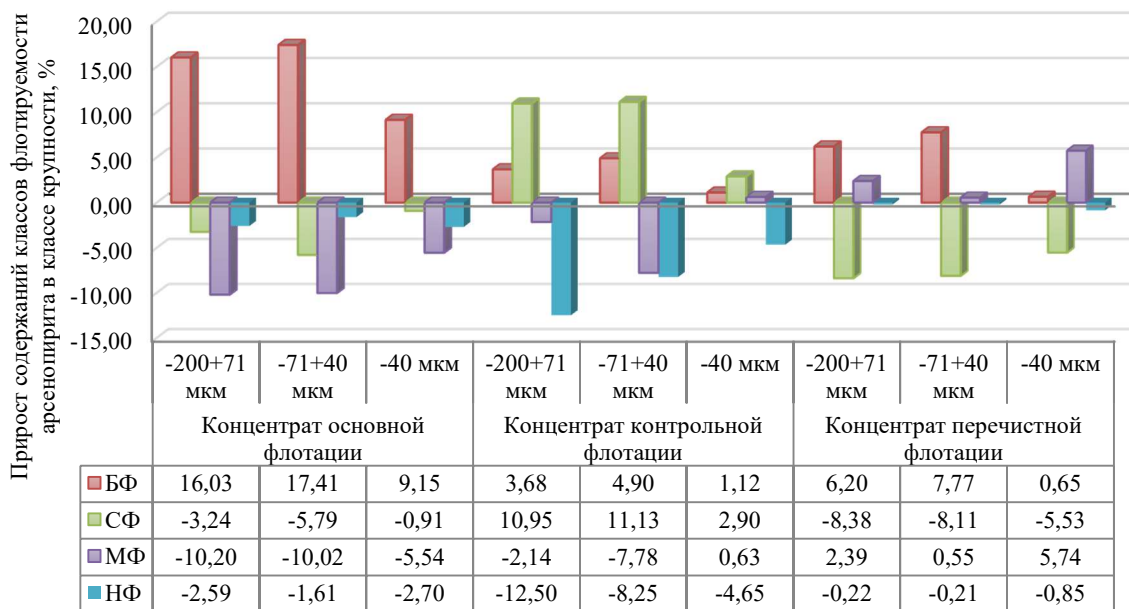


Рисунок 4.15 – Значения приращений содержаний фракций флотируемости арсенопирита

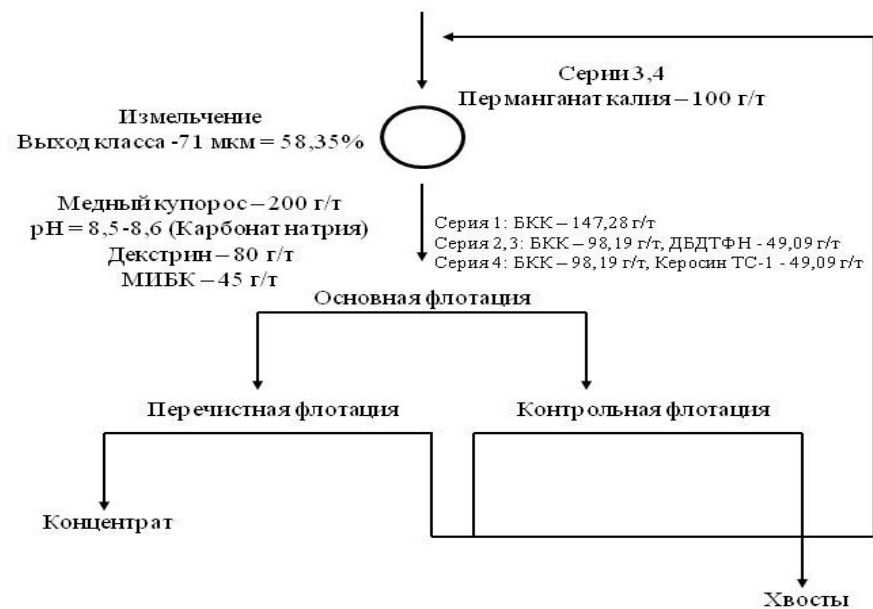
На основании результатов моделирования установлено, что предложенный набор технологических решений приводит к преимущественному перераспределению арсенопирита в быстрофлотируемую фракцию концентрата основной флотации по всем классам крупности. На стадии контрольной флотации отмечается перераспределение арсенопирита в быстрофлотируемую и

среднефлотируемую фракции. На стадии перечистой флотации отмечается перераспределение арсенопирита в быстрофлотируемую фракцию классов крупности $-200+71$ мкм и $-71+40$ мкм и в медленнофлотируемую фракцию для класса крупности -40 мкм. Для всех концентратов установлено сокращение содержаний нефлотируемых фракций.

Таким образом, предложенный комплекс технических решений позволяет достичь перераспределения минералов-носителей золота в быстрофлотируемую и среднефлотируемую фракции, что вероятно обусловлено сокращением общего содержания нефлотируемой фракции за счет действия интенсификатора помола и увеличения гидрофобной способности предложенной собирательной смеси.

4.4 Экспериментальная верификация полученных результатов моделирования схемы флотационного передела в программном пакете JK Sim Float

Экспериментальное подтверждение полученных результатов моделирования производилось на основании серии опытов флотационного обогащения в замкнутом цикле. Опыты проводились на пневмомеханической флотационной машине Laarmann Flotation Bench Machine. Время основной флотации составляло 15 минут. Время контрольной - 12 минут. Время перечистой флотации 8 минут. Измельчение исходной навески пробы руды проводилось в шаровой мельнице МШЛ – 7. Проведено 4 серии заверочных опытов: 1 серия - референсный режим, 2 серия – применение смеси БКК и ДБДТФН, 3 серия - применение смеси БКК и ДБДТФН с перманганатом калия в измельчении, 4 серия - применение смеси БКК и керосина с перманганатом калия в измельчении. Схема проведения серий заверочных опытов и их усредненные результаты со значениями относительных отклонений от результатов моделирования представлены на рисунке 4.16.



№ серии	$\gamma, \%$	$\Delta\gamma, \%$	$\beta(S), \%$	$\Delta\beta(S), \%$	$\beta(As), \%$	$\Delta\beta(As), \%$	$\beta(Au), \text{г/т}$	$\Delta\beta(Au), \%$	$\varepsilon(S), \%$	$\Delta\varepsilon(S), \%$	$\varepsilon(As), \%$	$\Delta\varepsilon(As), \%$	$\varepsilon(Au), \%$	$\Delta\varepsilon(Au), \%$
1	7,10	3,22	11,81	3,32	4,60	4,69	30,51	0,43	66,69	0,22	48,79	1,55	58,24	3,69
2	7,27	1,41	13,04	0,58	5,72	3,57	34,48	1,53	75,36	1,89	62,05	2,38	67,39	0,22
3	9,50	2,91	10,12	4,56	5,02	0,58	28,37	3,27	76,40	1,76	71,19	2,27	72,45	0,38
4	10,22	4,22	8,31	2,94	3,60	4,14	21,62	3,02	67,49	1,75	54,91	2,95	59,41	1,88

Рисунок 4.16 – Результаты серии заверочных опытов флотационного обогащения

На основании результатов серий экспериментальных исследований установлено, что наибольшее извлечение золота в концентрат перечистой флотации достигнуто при применении интенсификатора помола совместно со смесью сульфгидрильных собирателей. Расхождения экспериментально полученных результатов и результатов моделирования по основным технологическим показателям концентрата перечистой флотации не превысили 10%.

4.5 Выводы по главе 4

На основании результатов экспериментальных исследований флотиремости произведено имитационное моделирование флотационного перераспределения золотосодержащих сульфидных руд с применением программного пакета JK Sim Float. К моделированию был принят фрагмент схемы переработки, включающий в себя стадию измельчения с контрольной классификацией, основную стадию флотации, стадии контрольной и перечистой флотаций. На основании полученных результатов установлено, что наибольшее извлечение золота в концентрат перечистой операции достигается при совместном применении интенсификатора помола и смеси сульфгидрильных собирателей, а также реализации перечистой флотации в исполнении колонных флотомашин. Интенсификатор помола обеспечивает высокую степень раскрытия рудных минералов, что приводит к снижению нефлотиремой фракции в верхнем классе крупности, а смесь сульфгидрильных собирателей обуславливает перераспределение сростков рудных минералов в классы флотиремости с большей скоростью флотации. Реализация колонной флотомашин, за счет высокой удельной интенсивности аэрации, повышает извлечение в концентрат перечистки медленнофлотиремых фракций рудных минералов, что обеспечивает прирост извлечения золота и повышает эффективность контрольной операции.

**ГЛАВА 5 ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА РЕНТАБЕЛЬНОСТИ
ПРЕДЛАГАЕМЫХ РЕШЕНИЙ ПО ПОВЫШЕНИЮ
ЭФФЕКТИВНОСТИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛТОСОДЕРЖАЩИХ РУД**

**5.1 Методика расчета рентабельности предлагаемых
технологических решений**

Рентабельность предлагаемых технических решений, повышающих эффективность обогащения золотосодержащего сырья, можно оценить исходя из того, что выручка от реализации получаемого концентрата покрывает все издержки на его производство в течение расчетного срока и приносит еще минимальную норму прибыли [35,49].

Математически это условие можно представить в следующем виде выражения 5.1:

$$\sum_{t=1}^T \frac{M * C}{(1 + E)^t} \geq \sum_{t=1}^T \frac{Z_t}{(1 + E)^t} \quad (5.1)$$

где M – производительность схемы по полезному компоненту, кг/год;

C – цена 1 кг полезного компонента, тыс. руб./кг;

E – норма дисконта; Z_t – затраты на производство продукции в t -ом году, тыс. руб.;

T – расчетный срок, лет.

При решении этого неравенства минимальная рентабельная производительность по полезному компоненту будет определяться выражением 5.2:

$$M \geq \frac{\sum_{t=1}^T \frac{Z_t}{(1 + E)^t}}{\sum_{t=1}^T \frac{C}{(1 + E)^t}} \quad (5.2)$$

Если установить минимальное рентабельное значение производительности схемы по полезному компоненту, как значение установленное для рефересной схемы, тогда с учетом дополнительных затрат

на модернизацию производства оценку рентабельности можно производить по следующему неравенству 5.3:

$$M \geq M_p + \frac{\sum_{t=1}^T \frac{Z_{tm}}{(1+E)^t}}{\sum_{t=1}^T \frac{Ц}{(1+E)^t}} \quad (5.3)$$

где M_p – производительность референсной схемы по полезному компоненту, кг/год;

Z_{tm} – дополнительные затраты на модернизацию в t -ом году, тыс. руб.

5.2 Результаты расчета рентабельности предлагаемых технологических решений

Ориентировочные затраты на внедрение предложенных технических решений сведены в таблицу 5.1.

Таблица 5.1 - Ориентировочные затраты на внедрение предлагаемых решений повышения эффективности переработки золотосодержащих сульфидных руд

Решение	Затраты на монтаж оборудования, тыс. руб	Затраты при эксплуатации, тыс. руб/год
Применение ДБДФН	-	6943,4
Применение перманганата калия	-	97280,9
Применение керосина	-	6377,8
Внедрение колонных флотомашин (на 1 ед.)	337452,5	26312,9

Расчеты по оценке рентабельности для предложенных технологических решений, повышающих эффективность переработки сульфидных золотосодержащих руд, для ставки дисконта равной 10% сведены в таблицу 5.2.

Таблица 5.2 - Свобная таблица оценки рентабельности предлагаемых решений

Аппаратурное оформление перечистной операции	Применение смеси БКК и ДБДФН в соотношении 2:1	Применение интенсификатора помола	Замена ДБДФН на керосин	Прогнозируемое значение производительности схемы по полезному компоненту, кг/год	Минимальное рентабельное значение производительности по полезному компоненту, кг/год		
					1ый год	2ой год	3ий год
ПФМ	+	-	-	711,93	593,79	593,79	593,79
	+	+	-	767,56	610,11	610,11	610,11
	-	+	+	614,77	610,02	610,02	610,02
КФМ	-	-	-	697,09	872,18	764,30	728,44
	+	-	-	778,15	873,35	765,46	729,61
	+	+	-	827,07	889,68	781,79	745,94
	-	+	+	690,28	889,58	781,70	745,91

5.3 Выводы по главе 5

На основании оценки рентабельности спрогнозировано, что решения, подразумевающие изменение собирательной смеси, а также применение интенсифицирующего воздействия на стадии измельчения, преодолеют минимальное рентабельное значение производительности схемы по товарной продукции за первый год. Решения, подразумевающие использование смеси сульфгидрильных собирателей и применение интенсификатора помола, наряду с заменой пневмомеханических флотомашин на колонные на стадии перечистки, преодолеют минимальное рентабельное значение производительности схемы по товарной продукции ко второму году. Решения, подразумевающие использование смеси сульфгидрильного и аполярного собирателей и только замену пневмомеханических флотомашин на колонные на стадии перечистки, не преодолеют минимальное рентабельное значение производительности схемы по товарной продукции в ближайшие 3 года после внедрения. Наибольшее прогнозируемое значение производительности схемы по полезному компоненту соответствует варианту с применением интенсификатора помола, смеси сульфгидрильных собирателей и заменой аппаратного оформления перечисточной операции.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

В диссертации предлагается решение актуальной научной задачи по развитию методического подхода к определению показателей флотуемости для повышения эффективности переработки золотосодержащих руд. В рамках данного исследования был проведён комплекс экспериментально-теоретических исследований измельчаемости и флотационного обогащения руд Дальневосточного региона Российской Федерации.

По результатам выполнения диссертационной работы сделаны следующие выводы и рекомендации:

1. Предложенная функция распределения компонентов рудного сырья по классам флотуемости позволяет установить степень неравномерности флотационных свойств для различных классов крупности на основании интерпретации результатов кинетических исследований флотационного обогащения.

2. Обоснован критерий оценки эффективности гидрофобизации K_{ϕ} поверхности сульфидного минерала сульфгидрильными собирателями на основании определения значения компонент свободной энергии поверхности. Установлены реагенты-собиратели, обуславливающие эффективную гидрофобизацию минеральной поверхности сульфидных минералов.

3. Предложен и экспериментально обоснован критерий интенсификации процесса измельчения K_{θ} , который позволил обосновать применение перманганата калия для повышения эффективности измельчения.

4. Разработан подход для определения значения параметра удельной интенсивности аэрации на основании значений возникающей разницы электродных потенциалов во флотомашине.

5. По результатам имитационного моделирования установлено, что наибольшее прогнозируемое извлечение золота достигается при реализации, обоснованной по предложенным критериям и показателям флотуемости совокупности технологических решений переработки золотосодержащих руд.

6. Сравнительный анализ минимального рентабельного объема продукции и прогнозируемой производительности предлагаемой схемы по концентрату подтвердила экономическую целесообразность предлагаемых решений.

7. В качестве перспектив дальнейшего исследования по теме диссертации можно отметить тиражирование разработанного комплекса методик определения параметров флотуемости на другие типы руд и создание на основе полученных результатов базы данных флотуемости минералов для выявления общих закономерностей флотационного обогащения. Планируется полученные новые технологические решения довести до стадии ОКР (опытно-конструкторских работ) и промышленной апробации.

СПИСОК СОКРАЩЕНИЙ И УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ

- $\varepsilon_{K\Phi}^{-P_n+P_{n+1}}$ – функция распределения компонентов по флотуемости;
- S_b – параметр удельной интенсивности аэрации;
- K_θ – критерий интенсификации процесса рудоподготовки;
- K_ϕ – критерий эффективности гидрофобизации минеральной поверхности;
- d_{32} – диаметр пузырьков по Соутеру;
- СЭП – свободная энергия поверхности;
- БКК – бутиловый ксантогенат калия;
- ЭКК – этиловый ксантогенат калия;
- иАКК- изоамиловый ксантогенат калия;
- ДБДТФН – дибутилдитиофосфат натрия;
- ДБДТФА – дибутилдитиофосфат аммония;
- ДОДТФН – диоктилдитиофосфат натрия;
- E_f – эмпирический фактор разности электродных потенциалов;
- R_f – фактор извлечения в пенный продукт;
- f_i – итерационный показатель определения константы скорости флотации отдельной фракции флотуемости по методики JK Tech;
- P_i – вероятность флотационного извлечения фракции флотуемости;
- R_w – значение извлечения воды в пенный продукт;
- ENT_i – фактор механического выноса для класса крупности;
- τ – время пребывания пульпы в камере флотомашин;
- ε_g – параметр газонасыщения.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Алгебраистова, Н.К. Патент № 2465353 С1 Российская Федерация, МПК С22В 11/00. Способ извлечения золота из бедных малосульфидных руд: № 2011124643/02: заявл. 16.06.2011: опубл. 27.10.2012 /Е. А. Гроо, А. В. Макшанин; заявитель Федеральное государственное автономное образовательное учреждение высшего профессионального образования "Сибирский федеральный университет".
2. Александрова, Т.Н. Влияние ультразвуковой обработки на технологические показатели флотации углеродсодержащего материала / Т. Н. Александрова, Н. М. Литвинова, А. В. Рассказова, Р. В. Богомяков // Комбинированные процессы переработки минерального сырья: теория и практика : Международная научно-техническая конференция. Посвящается 95-летию создания кафедры обогащения полезных ископаемых: Сборник научных трудов, Санкт-Петербург, 19–20 мая 2015 года. Санкт-Петербург: Национальный минерально-сырьевой университет "Горный", 2015. С. 32-33.
3. Александрова, Т.Н. Исследование влияния ионов жесткости воды на флотирuemость медно-никелевых руд / Т.Н. Александрова, **В.В. Кузнецов**, Е.А. Иванов // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2022. – № 6-1. – С. 263-278. – DOI 10.25018/0236_1493_2022_61_0_263.
4. Александрова, Т.Н. Минералого-технологические аспекты и перспективные методы интенсификации обогащения сульфидной золотосодержащей руды / Т. Н. Александрова, А. О. Ромашев, Д. Н. Семенихин // Metallurg. 2015. № 4. С. 53-59.
5. Александрова, Т.Н. Исследование прочностных свойств золотосодержащей руды Бамского месторождения / Т. Н. Александрова, Н.В. Николаева, **В.В. Кузнецов** // Горный журнал. – 2021. – № 11. – С. 27-33. – DOI 10.17580/gzh.2021.11.03.

6. Александрова, Т.Н. Подход к определению удельной интенсивности аэрации при флотации / Т.Н. Александрова, **В.В. Кузнецов** // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2022. № 5. С. 125-136. DOI 10.15372/FTPRPI20220512.

7. Александрова, Т.Н. Применение микроволновой обработки для снижения степени упорности углеродистых концентратов / Т.Н. Александрова, А.В. Афанасова, А.В. Александров // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2020. № 1. С. 148-154. DOI 10.15372/FTPRPI20200116.

8. Александрова, Т.Н. Проблемы извлечения золота из упорных руд юга Дальневосточного региона России и некоторые пути их решения / Т.Н. Александрова, М.А. Гурман, С.А. Кондратьев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2011. № 5. С. 124-135.

9. Александрова, Т.Н. Развитие методического подхода к определению флотационной способности тонковкрапленных сульфидов / Т.Н. Александрова, А.О. Ромашев, **В.В. Кузнецов** // Обогащение руд. – 2020. – № 2. – С. 9-14. – DOI 10.17580/or.2020.02.02.

10. Александрова, Т.Н. Переработка платинометалльных руд в России и Южной Африке: состояние и перспективы / О'Коннор С. // Записки Горного института. 2020. Том 244. С. 462-473.

11. Александрова Т.Н. Установление флотуемости золотоносных сульфидных руд для повышения эффективности их переработки / Т.Н. Александрова, **В.В. Кузнецов** // Современные проблемы комплексной и глубокой переработки природного и нетрадиционного минерального сырья. Материалы Международной конференции (Плаксинские чтения – 2023). – М.: Издательство «Спутник +», 2023. – С. 268-271.

12. Бочаров, В.А. Исследование применения ионогенных и неионогенных собирателей для повышения селективности флотации

сульфидных руд / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Б.Т. Пунцукова // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № S14. С. 457-471.

13. Бочаров, В.А. Технологическая оценка основных направлений комплексной переработки упорных полиметаллических руд и продуктов / В.А. Бочаров, Т.И. Юшина, В.А. Игнаткина, Е.Л. Чантурия [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2014. № 12. С. 81-91

14. Бочаров, В.А. Флотация золотосодержащих сульфидных руд с новыми собирателями / В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2005. № 10. С. 315-320.

15. Вигдергауз, В.Е. Оценка дальнедействующих взаимодействий между гидрофобными поверхностями применительно к флотации сульфидных минералов / В.Е. Вигдергауз, Э.А. Шрадер, Л.М. Саркисова, И.Н. Кузнецова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2006. № 5. С. 107-114.

16. Вишнякова, И.Н. Опробование комплексообразующего реагента на основе гидроксамовых кислот при флотации минералов переходных металлов / Г.В. Митрофанова, Е.В. Черноусенко, Ю.С. Каменева, // Вестник Кольского научного центра РАН. 2019. Т. 11, № 2. С. 95-104. DOI 10.25702/KSC.2307-5228.2019.11.2.95-104.

17. Газалеева, Г.И. Обоснование выбора флотационных реагентов для флотации олова с использованием измерения дзета-потенциала / Г.И. Газалеева, Л.Н. Назаренко, Е.Г. Дмитриева // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья : Материалы XXVII Международной научно-технической конференции, проводимой в рамках XX Уральской горнопромышленной декады, Екатеринбург, 07–08 апреля 2022 года. Екатеринбург: ИП Русских А.В., 2022. С. 12-18.

18. Гапчич, А.О. Традиционные и новые реагенты-собиратели для флотации золотосодержащих руд / А.О. Гапчич, В.А. Чантурия,

Т.В. Недосекина // Научный вестник Московского государственного горного университета. 2010. № 4. С. 53-58.

19. Горячев, Б.Е. Исследование кинетики флотации частиц с контролируемой степенью гидрофобности / Б.Е. Горячев, А.А. Николаев, Е.Ю. Ильина // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2010. № 1. С. 85-91.

20. Гроо, Е.А. Исследование влияния ультразвуковой обработки для интенсификации процессов извлечения золота из труднообогатимого сырья / Н.К. Алгебраистова, А.М. Жижаяев [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2012. № 2. С. 89-96. (научно-технический журнал).

21. Евтушевич, И.И. Автоклавный метод совместной переработки сульфидных золотосодержащих и свинцовых концентратов / Ч.Т. Дзгоев, Ю.Е. Емельянов, А.В. Епифоров // Цветные металлы. – 2016. – № 6(882). – С. 51-55. – DOI 10.17580/tsm.2016.06.06.

22. Игнаткина, В.А. Электрокинетический потенциал поверхности ультратонких сульфидов и флотоактивность минералов / В.А. Бочаров, Д.Д. Аксенова, А.А. Каюмов // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. – 2017. – № 1. – С. 4-12. – DOI 10.17073/0021-3438-2017-1-4-12.

23. Игнаткина, В.А. Исследования селективности действия сочетания ксантогената и дитиофосфата с тионокарбаматом / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Б.Т. Пунцукова, Д.А. Алексейчук // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2010. № 3. С. 105-114.

24. Игнаткина, В.А. К поиску режимов селективной флотации сульфидных руд на основе сочетания собирателей различных классов соединений / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров, Б.Т. Тубденова // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2010. № 1. С. 97-103.

25. Игнаткина, В.А. Селективные реагентные режимы флотации сульфидов цветных и благородных металлов из упорных сульфидных руд / В.А. Игнаткина // Цветные металлы. 2016. № 11(887). С. 27-33. DOI 10.17580/tsm.2016.11.03.

26. Игнаткина, В.А. Схемы флотации сульфидов цветных металлов на основе использования сочетания селективных собирателей / В.А. Игнаткина, В.А. Бочаров // Горный журнал. – 2010. – № 12. – С. 58-64.

27. Комогорцев, Б.В. Технологии и оборудование флотационного обогащения золотосодержащих сульфидных руд / Б.В. Комогорцев, А.А. Вареничев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2016. № 10. С. 222-235.

28. Кондратьев, С.А. Вопросы конструирования флотационных машин и эффективности их использования / С.А. Кондратьев, А.А. Лавриненко // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2008. – № 3. – С. 76-85.

29. Кондратьев, С.А. Обоснование механизма работы физически сорбированного собирателя в элементарном акте флотации / С.А. Кондратьев // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2021. № 1. С. 118-136. DOI 10.15372/FTPRPI20210112.

30. Кондратьев, С.А. Оценка флотационной активности реагентов-собирателей / С. А. Кондратьев // Обогащение руд. 2010. № 4. С. 24-30.

31. Ксенофонов, Б.С. Исследование дисперсного состава водовоздушной смеси, генерируемой эжекционной системой аэрации, в процессе флотационной очистки сточной воды / Б.С. Ксенофонов, Е.С. Антонова // Безопасность в техносфере. 2016. Т. 5, № 4. С. 38-44. DOI 10.12737/23760.

32. **Кузнецов, В.В.** Применение вероятностно-кинетического подхода к оценке флотиремости минералов в прикладных целях / В.В. Кузнецов // Актуальные проблемы недропользования : тезисы докладов XVIII Меж-

дународного форума-конкурса студентов и молодых ученых, Санкт-Петербург, 15–21 мая 2022 года. Том 1. – Санкт-Петербург: Санкт-Петербургский горный университет, 2022. – С. 359-361.

33. Кузнецова, И.Н. Снижение извлечения флотоактивных силикатов в коллективный концентрат при флотации малосульфидной платинометалльной руды / Кузнецова И.Н., Лавриненко А.А., Шрадер Э.А., Саркисова Л.М. // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2019. № 5. С. 200–208.

34. Лавриненко, А.А. Состояние и тенденции развития флотационных машин для обогащения твердых полезных ископаемых в России / А.А. Лавриненко // Цветные металлы. 2016. № 11(887). С. 19-26. DOI 10.17580/tsm.2016.11.02.

35. Липсиц, И.В. Экономический анализ реальных инвестиций : Учеб. для студентов, обучающихся по специальности 060800 "Экономика и упр. на предприятии" / И.В. Липсиц, В.В. Коссов. – 2. изд., перераб. и доп. – Москва : Экономистъ, 2003. – 345 с.

36. Лодейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд. – 1999.

37. Матвеева, Т.Н. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов из упорных руд / Т.А. Иванова, В.В. Гетман, Н.К. Громова // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 89-93. – DOI 10.17580/gzh.2017.11.16.

38. Матвеева, Т.Н. Повышение эффективности флотационного извлечения золотосодержащих сульфидов из труднообогатимых руд на основе изучения примесного состава / Т.Н. Матвеева // Цветные металлы. 2011. № 12. С. 26-31.

39. Матвеева, Т.Н. Современное состояние и перспективы расширения ассортимента флотационных реагентов для извлечения благородных металлов из упорного минерального сырья / Т.Н. Матвеева //

Инновационные процессы комплексной переработки природного и техногенного минерального сырья (Плаксинские чтения - 2020) : Материалы международной конференции, Апатиты, 21–26 сентября 2020 года. Апатиты: Кольский научный центр Российской академии наук, 2020. С. 14-16.

40. Мелик-Гайказян, В.И. К методике снятия релаксационных кривых σ (t) для реагентов пенной флотации с целью подбора их оптимальных соотношений / Н.П. Емельянова, П.С. Козлов [и др.] // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № 8. – С. 219-223.

41. Морозов, В.В. Повышение эффективности управления флотацией с использованием поточных анализаторов состава пульпы / В.В. Морозов, В.Ф. Столяров, Н.М. Коновалов // Обогащение руд. 2003. № 4. С. 33-36.

42. Морозов, В.В. Совершенствование систем автоматического регулирования флотационного процесса с применением методов компьютерного моделирования / В.В. Морозов, Т.И. Юшина, В.Ф. Столяров, Л. Дэлгэрбат // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2007. № 7. С. 306-313.

43. Рубинштейн Ю.Б., Филиппов Ю.А. Кинетика флотации. - М.: Недра, 1980.

44. Сидорина, Е.А. Исследование технологии тонкого и сверхтонкого измельчения сырья - медносульфидных руд / Е.А. Сидорина, А.Х. Жумажанов // Научные горизонты. 2018. № 10(14). С. 230-236.

45. Теляков, Н.М. Перспективы применения биотехнологий в металлургии и обогащении / Н.М. Теляков, А.А. Дарьин, В.А. Луганов // Записки Горного института. 2016. Т. 217. С. 113-124.

46. Тихонов, О.Н. Авторское свидетельство № 1039575 А1 СССР, МПК В03D 1/00. Способ управления процессом флотации : № 3393273 : заявл. 17.02.1982 : опубл. 07.09.1983 / С.А. Коновалов, А.Д. Школьников, С.Н. Титков ; Заявитель Всесоюзный Научно-Исследовательский и Проектный Институт Галургии, Ленинградский Ордена Ленина, Ордена Октябрьской

Революции и Ордена Трудового Красного Знамени Горный Институт им. Г.В. Плеханова.

47. Тихонов, О.Н. Энергетически усредненная крупность смеси частиц и ее использование в формулах Бонда, Риттингера и Кика-Кирпичева / О. Н. Тихонов // Обогащение руд. 2008. № 4. С. 13-18

48. Федотов, П.К. Гравитационно-флотационное обогащение золотосодержащей руды / П.К. Федотов, А.Е. Сенченко, К.В. Федотов, А.Е. Бурдонов // Известия высших учебных заведений. Цветная металлургия. 2021. Т. 27, № 1. С. 4-15. DOI 10.17073/0021-3438-2021-1-4-15.

49. Харченкова, А.Б. Порог рентабельности и способы его определения / А. Б. Харченкова // Политика, экономика и инновации. – 2019. – № 4(27). – С. 4.

50. Хопунов, Э.А. Селективное разрушение минерального и техногенного сырья (в обогащении и металлургии) / Э.А. Хопунов. Екатеринбург : Уральский издательский полиграфический центр, 2013. – 429 с. – ISBN 978-5-4430-0062-6.

51. Чантурия, В.А. Нетрадиционные высокоэнергетические методы дезинтеграции и вскрытия тонкодисперсных минеральных комплексов / В.А. Чантурия, И.Ж. Бунин // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2007. – № 3. – С. 107-128.

52. Чантурия, В.А. Патент № 2397025 С1 Российская Федерация, МПК В03D 1/02, В03D 1/004. Способ разделения пирита и арсенопирита : № 2009115459/03 : заявл. 24.04.2009 : опубл. 20.08.2010 / В.А. Чантурия, Т.А. Иванова, Т.Н. Матвеева [и др.] ; заявитель Институт проблем комплексного освоения недр РАН (ИПКОН РАН)

53. Чантурия, В.А. Влияние мощных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) на состояние поверхности пирита и арсенопирита / В.А. Чантурия, И.В. Филиппова, Л.О. Филиппов,

М.В. Рязанцева // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2009. № S15. С. 26-34.

54. Чантурия, В.А. Повышение селективности процесса флотации золота на основе применения новых реагентов-собирателей / В.А. Чантурия, Т.В. Недосекина, А.О. Гапчич // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2012. – № 6. – С. 106-115.

55. Чантурия, В.А. Приоритетные направления исследований в области переработки минерального сырья / В.А. Чантурия, Л.А. Вайсберг, А.П. Козлов // Обогащение руд. 2014. № 2(350). С. 3-9. DOI 10.17580/or.2014.02.01.

56. Чантурия, В.А. Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья / В.А. Чантурия, А.П. Козлов // Современные проблемы комплексной переработки труднообогатимых руд и техногенного сырья (Плаксинские чтения - 2017) : Материалы Международной научной конференции, Красноярск, 12–15 сентября 2017 года. – Красноярск: Сибирский федеральный университет, 2017. – С. 3-6.

57. Чантурия, В.А. Электрохимические методы интенсификации процесса флотации / В.А. Чантурия, В.Д. Лунин ; Ответственный редактор: академик Б.Н. ЛАСКОРИН. – Москва : Академический научно-издательский, производственно-полиграфический и книгораспространительский центр Российской академии наук "Издательство "Наука", 1983. – 144 с.

58. Чантурия, В.А. Электрохимия сульфидов: Теория и практика флотации / В.А. Чантурия, В.Е. Вигдергауз ; Российская академия наук, Институт проблем комплексного освоения недр. – Москва : Академический научно-издательский, производственно-полиграфический и книгораспространительский центр РАН "Издательство "Наука", 1993. – 206 с. – ISBN 5-02-001791-4.

59. Чантурия, В.А., Современное состояние и основные направления развития технологии комплексной переработки минерального сырья цветных

металлов/ Чантурия, В.А., Бочаров В.А. // Цветные Металлы. – 2016. – № 11 (887).

60. Чантурия, Е.Л. Комплексообразующий собиратель для селективной флотации халькопирита / И. Г. Зимбовский, Т. А. Иванова, В. А. Чантурия, Е. Л. Чантурия // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2015. – № 3. – С. 124-129.

61. Чантурия, Е.Л. О повышении селективности флотации сульфидов колчеданных руд / Е.Л. Чантурия, Т.А. Иванова, И.Г. Зимбовский // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2013. – № 1. – С. 146-152.

62. Чантурия, Е.Л. Плаксинские чтения 2010. Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья / Е.Л. Чантурия, М.В. Давыдов // Уголь. – 2010. – № 11(1015). – С. 58-61.

63. Черноусенко, Е.В. Совершенствование технологий флотационного обогащения руд Кольского полуострова / Е.В. Черноусенко, Т.Н. Перункова, А.В. Артемьев, Г.В. Митрофанова // Горный журнал. – 2020. – № 9. – С. 66-72. – DOI 10.17580/gzh.2020.09.09.

64. Шехирев, Д.В. Методика расчета распределения материала по флотирiuемости // Обогащение Руд. – 2017. – № 4 (370). – С. 27–34.

65. Шехирев, Д.В. Оценка обогатимости флотационным методом на основе анализа распределения по фракциям флотирiuемости / Б.Б. Смайлов, Д. Мураитов, А.М. Думов // Обогащение руд. – 2017. – № 4(370). – С. 28-35. – DOI 10.17580/or.2017.04.06.

66. Юшина, Т.И. Флотация золотосодержащих руд цветных металлов с применением реагентов на основе ацетиленовых спиртов / Т.И. Юшина, О.А. Малышев, С.А. Щелкунов // Цветные металлы. – 2017. – № 2. – С. 13-19. – DOI 10.17580/tsm.2017.02.01.

67. Юшина, Т.И. Обзор рынка рудного золота и технологий его переработки и обогащения / Т.И. Юшина, И.М. Петров, А.И. Матвеев, И.И. Матвеев // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – 2018. – № S1. – С. 408-437. – DOI 10.25018/0236-1493-2018-1-1-408-437.

68. Albijanic, B. Fundamental aspects of bubble-particle attachment mechanism in flotation separation /Albijanic B., Ozdemir O., Hampton M.A., Nguyen P.T., Nguyen A.V., Bradshaw D.// Minerals Engineering. 2014. (65). С. 187–195.

69. Albijanic, B. Flotation kinetic models for fixed and variable pulp chemical conditions /Subasinghe N., Park C.H.// Minerals Engineering. 2015. (78). С. 66–68.

70. Aleksandrova, T.N. Selective disintegration justification based on the mineralogical and technological features of the polymetallic ores / T. Aleksandrova, N. Nikolaeva, A. Afanasova [et al.] // Minerals. – 2021. – Vol. 11, No. 8. – DOI 10.3390/min11080851.

71. Aleksandrova, T.N. Modeling of separating reactors in mineral processing technologies / T.N. Aleksandrova, **V.V. Kuznetsov**, A.V. Aleksandrov, N.V. Nikolaeva // CHEMREACTOR-24 : Сборник тезисов докладов XXIV International Conference on Chemical Reactors, Milan, Italy, 12–17 сентября 2021 года – г. Новосибирск: Институт катализа им. Г.К. Борескова Сибирского отделения Российской академии наук, 2021. – P. 273-274.

72. Aleksandrova, T.N. Justification for Criteria for Evaluating Activation and Destruction Processes of Complex Ores / Aleksandrova T., Nikolaeva N., Afanasova A., Romashev A., **Kuznetsov V.** // Minerals. 2023. № 5 (13). С. 684.

73. Alexander, D.J. Froth recovery measurement in plant scale flotation cells /Alexander D.J., Franzidis J.P., Manlapig E.V. // Minerals Engineering. 2003. № 11 (16). С. 1197–1203.

74. Alexander, D.J. Rapid estimation of floatability components in industrial flotation plants / Alexander D.J., Morrison R.D. // Minerals Engineering. 1998. № 2 (11). C. 133–143.
75. Allan, G.C. A review of the flotation of native gold and electrum / Allan G.C., Woodcock J.T.// Minerals Engineering. 2001. № 9 (14). C. 931–962.
76. Alvarez-Silva, M.A. comparison of the predictability of batch flotation kinetic models /Alvarez-Silva M., Vinnett L., Langlois R., Waters K.E. // Minerals Engineering. 2016. (99). C. 142–150.
77. Amelunxen, P. The implications of the froth recovery at the laboratory scale / Amelunxen P., Alvarez-Silva M., Vinnett L., Langlois R., Waters K.E. // Minerals Engineering. 2014. (66–68). C. 54–61.
78. Amini, E. Enhancement of scale up capability on AMIRA P9 flotation model by incorporating turbulence parameters / Amini E., Xie W., Bradshaw D.J. // International Journal of Mineral Processing. 2016. (156). C. 52–61.
79. Arbiter, N. The air flow number in flotation machine scale-up / Arbiter N., Harris C.C., Yap R.F. // International Journal of Mineral Processing. 1976. № 3 (3). C. 257–280.
80. Arnold, R. Hallimond tube flotation of scheelite and calcite with amines /Arnold R., Brownbill E.E., Ihle S.W.// International Journal of Mineral Processing. 1978. № 2 (5). C. 143–152.
81. Austin, L.G. The theory of grinding operations /Austin L.G., Klimpel R.R. //Industrial & Engineering Chemistry. 1964. T. 56. №. 11. C. 18-29.
82. Aveyard, R. Contact angles in relation to the effects of solids on film and foam stability / Aveyard R., Binks B.P., Fjetcher P.D.I., Rutherford C.E. //Journal of dispersion science and technology. – 1994. – T. 15. – №. 3. – C. 251-271.
83. Azgomi, F. Characterizing Frothers using Gas Hold-Up /Azgomi F., Gomez C.O., Finch J.A.// Canadian Metallurgical Quarterly. 2007. № 3 (46). C. 237–242.

84. Bergh, L.G. Flotation column automation: state of the art /L.G. Bergh, J.B. Yianatos// *Control Engineering Practice*. 2003. № 1 (11). С. 67–72.

85. Bergh, L.G. The long way toward multivariate predictive control of flotation processes /L.G. Bergh, J.B. Yianatos// *Journal of Process Control*. 2011. № 2 (21). С. 226–234.

86. Bradshaw, D.J. Measurement of the sub-process of bubble loadin in flotation /D.J. Bradshaw, C.T. Connor// *Minerals Engineering*. 1996. № 4 (9). С. 443–448.

87. Broussaud, A. Новое поколение флотационного оборудования компании Metso Minerals - основа эффективных решений / A. Broussaud, M. Forth, T. Monredon [и др.] // *Горная промышленность*. – 2005. – № 5(63). – С. 21-24.

88. Brożek, M. Analysis of kinetics models of batch flotation /Brożek M., Młynarczykowska A. // *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2007. (Vol. 41). С. 51–65.

89. Brożek, M., Probability of detachment of particle 3B determined according to the stochastic model of flotation kinetics /Brożek M., Młynarczykowska A.// *Physicochemical Problems of Mineral Processing*. 2010. № Vol. 44. С. 23–34.

90. Bu, X. Discrimination of six flotation kinetic models used In the conventional flotation and carrier flotation of– 74 μm coal fines /Bu X., Wang X., Zhou S., Li B., Zhan H., Xie G.//*Acs Omega*. – 2020. – Т. 5. – №. 23. – С. 13813-13821.

91. Chau, T.T. A review of factors that affect contact angle and implications for flotation practice /Bruckard W.J., Koh P.T.L., Nguyen A.V.// *Advances in Colloid and Interface Science*. 2009. № 2 (150). С. 106–115.

92. Chipfunhu, D. The dependency of the critical contact angle for flotation on particle size – Modelling the limits of fine particle flotation / Chipfunhu D., Zanin M., Grano S. // *Minerals Engineering*. 2011. № 1 (24). С. 50–57.

93. Cho, Y.S. Effect of flotation frothers on bubble size and foam stability / Cho, Y.S., Laskowski J. S. // *International Journal of Mineral Processing*. – 2002. – T. 64. – №. 2-3. – C. 69-80.
94. Clayton, R. The development and application of the Jameson cell / Clayton R., Jameson G.J., Manlapig E.V. // *Minerals Engineering*. 1991. № 7 (4). C. 925–933.
95. Dai, Z. Particle–Bubble Attachment in Mineral Flotation / Dai Z., Fornasiero D., Ralston J. // *Journal of Colloid and Interface Science*. 1999. № 1 (217). C. 70–76.
96. Deglon, D.A. A model to relate the flotation rate constant and the bubble surface area flux in mechanical flotation cells / Deglon D.A., Sawyerr F., O’Connor C.T. // *Minerals Engineering*. 1999. № 6 (12). C. 599–608.
97. Drzymala, J. Mechanical, contactless, and collector flotation in the hallimond tube / Drzymala J., Lekki J. // *Journal of Colloid and Interface Science*. 1989. № 1 (130). C. 197–204.
98. Elmahdy, A.M. Zeta potential of air bubbles in presence of frothers / Elmahdy A.M., Mirnezami M., Finch J.A. // *International Journal of Mineral Processing*. 2008. № 1 (89). C. 40–43.
99. Fedotov, P.K. Hydrometallurgical Processing of Gold-Containing Ore and its Enrichment Products / P.K. Fedotov, K.V. Fedotov, A.E. Burdonov, A.E. Senchenko // *Metallurgist*. – 2021. – DOI 10.1007/s11015-021-01150-9
100. Feng, D. Effect of particle size on flotation performance of complex sulphide ores / Feng D., Aldrich C. // *Minerals Engineering*. 1999. № 7 (12). C. 721–731.
101. Finch J.A. Column flotation: A selected review— part IV: Novel flotation devices // *Minerals Engineering*. 1995. № 6 (8). C. 587–602.
102. Finch J.A. Gas dispersion properties: bubble surface area flux and gas holdup / Finch J.A., Xiao J., Hardie C., Gomez C.O. // *Minerals Engineering*. 2000. № 4 (13). C. 365–372.

103. Fuerstenau, M.C. Froth flotation: a century of innovation. / Fuerstenau M.C., Jameson G.J., Yoon R.H. //– SME, 2007.
104. Gaudin, A.M., Recovery by Flotation of Mineral Particles of Colloidal Size /Gaudin A.M., Malozemoff P. //The Journal of Physical Chemistry. – 2002. – T. 37. – №. 5. – C. 597-607.
105. Gharai, M. Modeling of Flotation Process—An Overview of Different Approaches /Gharai M., Venugopal R.// Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 2016. № 2 (37). C. 120–133.
106. Gindl, M.A. comparison of different methods to calculate the surface free energy of wood using contact angle measurements / Gindl M., Sinn G., Gindl W., Reiterer A., Tschegg S. // Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects. 2001. № 1 (181). C. 279–287.
107. Gochin, R.J. The role of hydrophobicity in dissolved air flotation / Gochin R.J., Solari J. // Water Research. 1983. № 6 (17). C. 651–657.
108. Gorain, B.K. Studies on impeller type, impeller speed and air flow rate in an industrial scale flotation cell. Part 3: Effect on superficial gas velocity / Gorain B.K., Franzidis J.-P., Manlapig E.V.// Minerals Engineering. 1996. № 6 (9). C. 639–654.
109. Grau, R.A. Bubble size distribution in laboratory scale flotation cells /Grau R.A. Heiskanen K. // Minerals Engineering. 2005. № 12 (18). C. 1164–1172.
110. Hadler, K. The Effect of Particles on Surface Tension and Flotation Froth Stability /Hadler K., Cilliers J.J. // Mining, Metallurgy and Exploration. 2019. № 1 (36). C. 63–69.
111. Harbort G.J., Recent advances in jameson flotation cell technology / Harbort G.J., Jackson B.R., Manlapig E.V.// Minerals Engineering. 1994. № 2 (7). C. 319–332.
112. Harris, A., practical approach to plant-scale flotation optimization / Harris A., Venkatesan L., Greyling M.A. // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2013. № 3 (113). C. 263–272.

113. Hassanzadeh, A. Technological assessments on recent developments in fine and coarse particle flotation systems / Hassanzadeh A., Safari M., Hoang D.H., Khoshdast H., Albijanic B., Kowalczyk P.B. // Minerals Engineering. 2022. (180). C. 107509.

114. Hernandez-Aguilar, J.R. A comparison between capillary and imaging techniques for sizing bubbles in flotation systems / Hernandez-Aguilar J.R., Coleman R.G., Gomez C.O., Finch J.A. // Minerals Engineering. 2004. № 1 (17). C. 53–61.

115. Ip, S.W. The equivalency of surface tension, surface energy and surface free energy/Ip S.W., Toguri J.M. // Journal of Materials Science. 1994. № 3 (29). C. 688–692.

116. Jameson, G.J. New directions in flotation machine design // Minerals Engineering. 2010. № 11 (23). C. 835–841.

117. Jia, W. Effect of water chemistry on zeta potential of air bubbles / Jia W., Ren S., Hu B.//International Journal of Electrochemical Science. – 2013. – T. 8. – №. 4. – C. 5828-5837.

118. Jovanović, I. Contemporary advanced control techniques for flotation plants with mechanical flotation cells – A review /Jovanović I., Miljanović I. // Minerals Engineering. 2015. (70). C. 228–249.

119. Jovanovic, I., Modelling of flotation processes by classical mathematical methods – a review / Jovanović I., Miljanović I. // Archives of Mining Sciences. 2015. № 4 (Vol. 60).

120. Koh, P.T.L. The effect of particle shape and hydrophobicity in flotation / Koh P.T.L., Hao F.P., Smith L.K., Chau T.T., Bruckard W.J. // International Journal of Mineral Processing. 2009. № 2 (93). C. 128–134.

121. Koh, P.T.L. The effect of particle shape and hydrophobicity in flotation / Koh P.T.L., Hao F.P., Smith L.K., Chau T.T., Bruckard W.J. //International Journal of Mineral Processing. – 2009. – T. 93. – №. 2. – C. 128-134.

122. Koh, P.T.L. CFD model of a self-aerating flotation cell /Koh P.T.L., Schwarz M.P. // International Journal of Mineral Processing. 2007. № 1 (85). C. 16–24.
123. Koteleva, N.I. A simulator for educating the digital technologies skills in industry. Part one. Dynamic simulation of technological processes / Koteleva N., **Kuznetsov V.**, Vasilyeva N. //Applied Sciences. – 2021. – T. 11. – №. 22. – C. 10885.
124. **Kuznetsov, V.V.** Development of methods for determining the floatability of minerals for effective design of flotation technology / V.V. Kuznetsov, T.N. Aleksandrova // Mining Informational and Analytical Bulletin (Scientific and Technical Journal). – 2022. – No. 10-1. – P. 145-154. – DOI 10.25018/0236_1493_2022_101_0_145
125. Laskowski, J.S. Chapter 8 Flotation machines Coal Flotation and Fine Coal Utilization / Elsevier, 2001.C. 225–262.
126. Laskowski, J.S. Thermodynamic and Kinetic Flotation Criteria // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. 1989. № 1–4 (5). C. 25–41.
127. Leach, A.R. Molecular Modelling: Principles and Applications / A.R. Leach. Pearson Education, 2001. 788 c.
128. Leiva, J. Estimation of the actual bubble surface area flux in flotation / Leiva J., Vinnett L., Contreras F., Yianatos J. //Minerals Engineering. – 2010. – T. 23. – №. 11-13. – C. 888-894.
129. Li, C. A critical analysis of froth transportation models in flotation / Li C., Farrokhpay S., Runge K.C., Bradshaw D.J. //IMPC 2014-27th International Mineral Processing Congress. – Gecamin Digital Publications, 2014. – C. 112-120.
130. Matveeva, T.N. Flotation reagents for finely disseminated gold extraction from unenriched ores and technogenic products // Sustainable Development of Mountain Territories. 2021. № 2 (13). C. 201–207.

131. Mesa, D. Bubble Analyser — An open-source software for bubble size measurement using image analysis /Mesa D., Quintanilla P., Reyes F. // Minerals Engineering. 2022. (180). C. 107497.

132. Min, M.A. An exponential decay relationship between micro-flotation rate and back-calculated induction time for potential flow and mobile bubble surface / Min M.A., Nguyen A.V. // Minerals Engineering. 2013. (40). C. 67–80.

133. Nagaraj, D.R. Evolution of flotation chemistry and chemicals: A century of innovations and the lingering challenges / Nagaraj D.R., Farinato R.S. // Minerals Engineering. 2016. (96–97). C. 2–14.

134. Neethling, S.J. The transition from first to zero order flotation kinetics and its implications for the efficiency of large flotation cells // Minerals Engineering. – 2019. – T. 132. – C. 149-161.

135. Neethling, S.J., The entrainment of gangue into a flotation froth / Neethling S.J., Cilliers J.J. // International Journal of Mineral Processing. 2002. № 2 (64). C. 123–134.

136. Nguyen, A.V. A review of stochastic description of the turbulence effect on bubble-particle interactions in flotation / Nguyen A.V., An-Vo D.A., Tran-Cong T., Evans G.M. // International Journal of Mineral Processing. 2016. (156). C. 75–86.

137. Nguyen, A.V. On modelling of bubble–particle attachment probability in flotation / Nguyen A.V., Ralston J., Schulze H.J. // International Journal of Mineral Processing. 1998. № 4 (53). C. 225–249.

138. O'Connor, C.T. Investigating the use of excess Gibbs energy to predict the hydrophobicity of a mineral treated with a collector //Minerals Engineering. – 2021. – T. 160. – C. 106692.

139. Oosthuizen, D.J. A dynamic flotation model to infer process characteristics from online measurements / Oosthuizen D.J., Roux J.D., Craig I.K. // Minerals Engineering. 2021. (167). C. 106878.

140. Ostadrahimi, M. Effects of flotation operational parameters on froth stability and froth recovery / Ostadrahimi M., Farrokhpay S., Gharibi K., Dehghani A., Aghajanloo M. // *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2021. № 1 (121). C. 11–20.

141. Persechini, M.A.M. Control strategy for a column flotation process / Persechini M.A.M., Peres A.E.C., Jota F.G. // *Control Engineering Practice*. 2004. № 8 (12). C. 963–976.

142. Polat, M. First-order flotation kinetics models and methods for estimation of the true distribution of flotation rate constants / Polat M., Chander S. // *International Journal of Mineral Processing*. 2000. № 1 (58). C. 145–166.

143. Polat, M. A phenomenological kinetic flotation model: Distinct Time-Variant floatability distributions for the pulp and froth materials / Polat M., Polat H. // *Minerals Engineering*. 2023. (201). C. 108217.

144. Rodrigues, J.P. Evaluation of multiphase CFD models for Dissolved Air Flotation (DAF) process / Rodrigues J.P., Béttega R. // *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*. 2018. (539). C. 116–123.

145. Rudawska, A. Analysis for determining surface free energy uncertainty by the Owen–Wendt method / Rudawska A., Jacniacka E. // *International Journal of Adhesion and Adhesives*. 2009. № 4 (29). C. 451–457.

146. Rudolph, M. Specific surface free energy component distributions and flotabilities of mineral microparticles in flotation—An inverse gas chromatography study / Rudolph M., Hartmann R. // *Colloids and Surfaces A: Physicochemical and Engineering Aspects*. 2017. (513). C. 380–388.

147. Runge, K. Laboratory Flotation Testing – An Essential Tool for Ore Characterisation // *Flotation Plant Optimisation*. C. 19.

148. Savassi, O.N. An empirical model for entrainment in industrial flotation plants / Savassi O.N., Alexander D.J., Franzidis J.P., Manlapig E.V. // *Minerals Engineering*. 1998. № 3 (11). C. 243–256.

149. Schwarz, S. JKSimFloat V6: Improving flotation circuit performance and understanding / Schwarz S., Alexander D., Whiten W.J., Franzidis J.P., Harris M.C. // IMPC 2006 - Proceedings of 23rd International Mineral Processing Congress. 2006.

150. Schwarz, S. Modeling and simulation of mineral processing circuits using jksimmet and jksimfloat 2013 / Schwarz S., Richardson J.M. // In Proceedings of the SME Annual Meeting and Exhibit, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), Denver, CO, USA, 24–27 February 2013.

151. Shean, B.J. A review of froth flotation control / Shean B.J., Cilliers J.J. // International Journal of Mineral Processing. 2011. № 3 (100). C. 57–71.

152. Shean, B. A flotation control system to optimise performance using peak air recovery / Shean B., Hadler K., Cilliers J.J. // Chemical Engineering Research and Design. 2017. (117). C. 57–65.

153. Sygusch, J. A contribution to wettability and wetting characterisation of ultrafine particles with varying shape and degree of hydrophobization / Sygusch J., Rudolph M. // Applied Surface Science. 2021. (566). C. 150725.

154. Teague, A.J., A conceptual model for gold flotation / Teague A.J., Van Deventer J.S.J., Swaminathan C. // Minerals Engineering. 1999. № 9 (12). C. 1001–1019.

155. Tucker, J.P. An evaluation of a direct method of bubble size distribution measurement in a laboratory batch flotation cell / Tucker J.P., Deglon D.A., Franzidis J.P., Harris M.C., O'Connor C.T. // Minerals Engineering. – 1994. – T. 7. – №. 5-6. – C. 667-680.

156. Usui, S. The dependence of zeta potential on bubble size as determined by the dorn effect / Usui S., Sasaki H., Matsukawa H. // Journal of Colloid and Interface Science. 1981. № 1 (81). C. 80–84.

157. Vallejos, P. Mineral solids transport in a two-dimensional flotation froth / Vallejos P., Yianatos J., Matamoros C., Díaz F. // Minerals Engineering. 2019. (138). C. 24–30.

158. Vallejos, P.A model structure for size-by-liberation recoveries in flotation / Vallejos P., Yianatos J., Vinnett L. // Minerals. 2021. № 2 (11). C. 1–12.

159. Villeneuve, J. Flotation modelling: A wide range of solutions for solving industrial problems /Villeneuve J., Guillaneau J.-C., Durance M.-V. // Minerals Engineering. 1995. № 4 (8). C. 409–420.

160. Vinnett, L. Batch flotation kinetics: Fractional calculus approach / Vinnett L., Alvarez-Silva M., Jaques A., Hinojosa F., Yianatos J. // Minerals Engineering. 2015. (77). C. 167–171.

161. Vinnett, L. Representation of Kinetics Models in Batch Flotation as Distributed First-Order Reactions /Vinnett L., Waters K.E. // Minerals. 2020. № 10 (10). C. 913.

162. Wang, G. A review of CFD modelling studies on the flotation process / Wang G., Ge L., Mitra S., Evans G.M., Joshi J.B., Chen S. // Minerals Engineering. 2018. (127). C. 153–177.

163. Wang, L. A review of entrainment: Mechanisms, contributing factors and modelling in flotation / Wang L., Peng Y., Runge K., Bradshaw D. // Minerals Engineering. 2015. (70). C. 77–91.

164. Wang, L. Effects of surface forces and film elasticity on foam stability /Wang L., Yoon R.-H. // International Journal of Mineral Processing. 2008. № 4 (85). P. 101–110.

165. Wark, I.W. The Physical Chemistry of Flotation. I. The Significance of Contact Angle in Flotation //The Journal of Physical Chemistry. – 2002. – T. 37. – №. 5. – C. 623-644.

166. Xing, Y. The role of surface forces in mineral flotation / Xing Y., Xu M., Gui X., Cao Y., Rudolph M., Butt H.J., Kappl M. // Current Opinion in Colloid and Interface Science. 2019. (44). C. 143–152.

167. Ya, K.Z. Thermodynamics and Electrochemistry of the Interaction of Sphalerite with Iron (II)-Bearing Compounds in Relation to Flotation / Ya K.Z.,

Goryachev B., Adigamov A., Nurgalieva K., Narozhnyy I. // Resources. 2022. № 12 (11). p. 108.

168. Yalcin, E. Flotation kinetics of a pyritic gold ore / Yalcin E., Kelebek S. // International Journal of Mineral Processing. 2011. № 1 (98). C. 48–54.

169. Yianatos, J. Flotation rate distribution in the collection zone of industrial cells / Yianatos J., Bergh L., Vinnett L., Contreras F., Díaz F. // Minerals Engineering. 2010. № 11 (23). C. 1030–1035.

170. Yianatos, J.B. Froth recovery of industrial flotation cells / Yianatos J.B., Moys M.H., Contreras F., Villanueva A. // Minerals Engineering. 2008. № 12 (21). C. 817–825.

171. Zheng, X., An evaluation of different models of water recovery in flotation / Zheng X., Franzidis J.P., Johnson N.W. // Minerals Engineering. 2006. № 9 (19). C. 871–882.

ПРИЛОЖЕНИЕ А

Свидетельство о регистрации программы для ЭВМ «Программа для определения показателей флотуруемости на основании вероятностно-кинетического подхода»

РОССИЙСКАЯ ФЕДЕРАЦИЯ

**RU2021681464**

**ФЕДЕРАЛЬНАЯ СЛУЖБА
ПО ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СОБСТВЕННОСТИ
ГОСУДАРСТВЕННАЯ РЕГИСТРАЦИЯ ПРОГРАММЫ ДЛЯ ЭВМ**

Номер регистрации (свидетельства):
2021681464
Дата регистрации: 22.12.2021
Номер и дата поступления заявки:
2021680951 17.12.2021
Дата публикации и номер бюллетеня:
22.12.2021 Бюл. № 1

Автор(ы):
Александрова Татьяна Николаевна (RU),
Кузнецов Валентин Вадимович (RU),
Иванов Егор Александрович (RU)
Правообладатель(и):
федеральное государственное бюджетное
образовательное учреждение высшего
образования «Санкт-Петербургский горный
университет» (RU)

Название программы для ЭВМ:

Программа для определения показателей флотуруемости на основании вероятностно-кинетического подхода

Реферат:

Программа предназначена для проведения расчетов показателей флотуруемости на основании оценки вероятности элементарного акта флотации и результатов кинетики флотационного обогащения. Программа может быть использована в учебном процессе по дисциплине «Флотационные методы обогащения» для специальности 25.00.13 – Обогащение полезных ископаемых. Программа обеспечивает выполнение следующих функций: определение показателей флотуруемости компонентов обогащаемого сырья при заданных технологических параметрах флотации - построение графиков извлечений и содержаний флотационных фракций материала в зависимости от времени. Программа разработана в рамках гранта № 19-17-00096 «Низкоразмерные структуры благородных и редких металлов в углеродистых породах и методы их извлечения с использованием энергетических воздействий на основе больших данных».

Язык программирования: Python

Объем программы для ЭВМ: 119 КБ

ПРИЛОЖЕНИЕ Б

**Акт внедрения результатов диссертационного исследования в
деятельность ООО «Р-Центр»**

Утверждаю
Директор ООО «Р-центр»

Борилкевич Б.Е.

 06.10.2023 г.

АКТ

о внедрении (использовании) результатов
кандидатской диссертации

Кузнецова Валентина Вадимовича

по научной специальности 2.8.9. «Обогащение полезных ископаемых»

Специальная комиссия в составе:

Председатель: Борилкевич Б.Е.;

Члены комиссии: Артамонов И.С.; Борилкевич А.Б.

составили настоящий акт о том, что результаты диссертационного исследования, в т.ч. программа для расчета и обработки эмпирических данных «Программа для определения показателей флотуемости на основании вероятно-кинетического подхода», разработанная в рамках диссертации на тему «Развитие методов определения показателей флотуемости минералов для разработки эффективных технологических решений при переработке золотосодержащих руд», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, использована в деятельности ООО «Р-центр» при проведении научно-исследовательских работ по проектированию технологического оборудования и при интерпретации данных экспериментальных исследований.

Использование результатов позволяет получать исходные данные для имитационного моделирования процессов сепарации с целью прогнозирования эффективности работы проектируемого оборудования, его отдельных узлов и вспомогательных систем.

Председатель комиссии

Директор



/Борилкевич Б.Е./

Члены комиссии:

Зам. директора



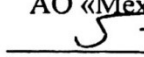
/Борилкевич А.Б./

Нормоконтролер

/Артамонов И.С./

ПРИЛОЖЕНИЕ В

Акт внедрения результатов диссертационного исследования в деятельность АО «Механобр инжиниринг»

Утверждаю:
Генеральный директор
АО «Механобр инжиниринг»
 Серентьев А.Н.

« 15 » ~~сентября~~ 2023 г.



АКТ

о внедрении (использовании) результатов
кандидатской диссертации

Кузнецова Валентина Вадимовича

по научной специальности 2.8.9. «Обогащение полезных ископаемых»

Специальная комиссия в составе:

Председатель: Белов Александр Сергеевич, директор по производству;

Члены комиссии: Таранов Вадим Александрович, к.т.н.; Пашкин Леонид Николаевич, к.т.н.

составили настоящий акт о том, что методика определения параметров флотуемости рудного сырья, разработанная в рамках диссертации на тему «Развитие методов определения показателей флотуемости минералов для разработки эффективных технологических решений при переработке золотосодержащих руд», представленной на соискание ученой степени кандидата наук, использованы в деятельности АО «Механобр инжиниринг» при проведении научно-исследовательских работ для моделирования и обоснования решений по флотационному обогащению рудного сырья.

Использование предложенной методики позволяет:

- определять показатели флотуемости рудного сырья для обоснования выбираемого в дальнейшем режима флотации исследуемой руды;
- получать исходные данные для имитационного моделирования процесса флотации с целью прогнозирования качественных показателей.

Председатель комиссии

Директор по производству
АО «Механобр инжиниринг»

Белов А.С.

Члены комиссии:

Начальник отдела технологических
исследований, к.т.н.

Таранов В.А.

Начальник отдела оборудования,
к.т.н.

Пашкин Л.Н.

ПРИЛОЖЕНИЕ Г

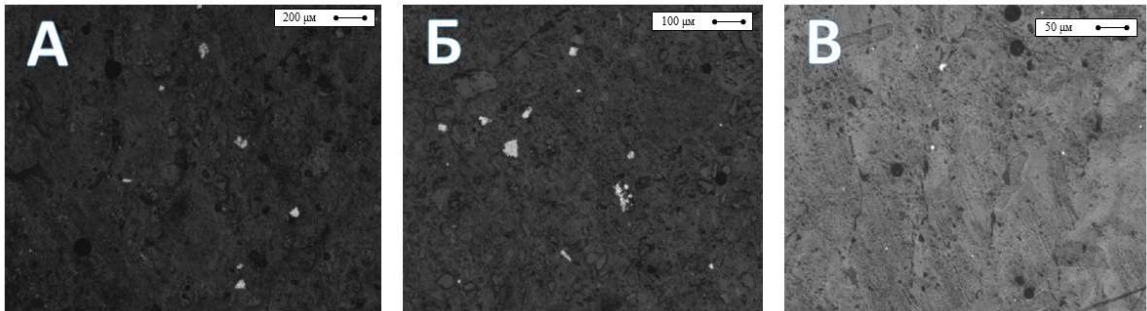
**Результаты оптико-микроскопических исследований продуктов
измельчения и продуктов флотационного обогащения**

Рисунок Г.1 - Время измельчения 15 минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм

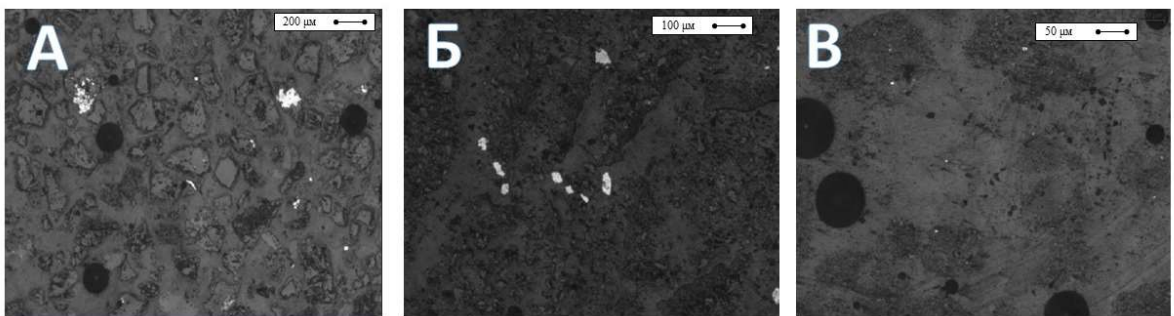


Рисунок Г.2 - Время измельчения 30 минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм

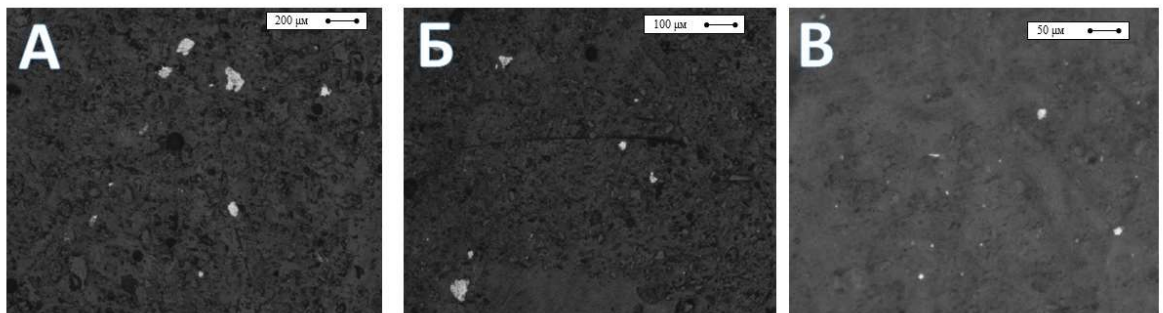


Рисунок Г.3 - Время измельчения 45 минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм



Рисунок Г.4 - Время измельчения 60 минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм

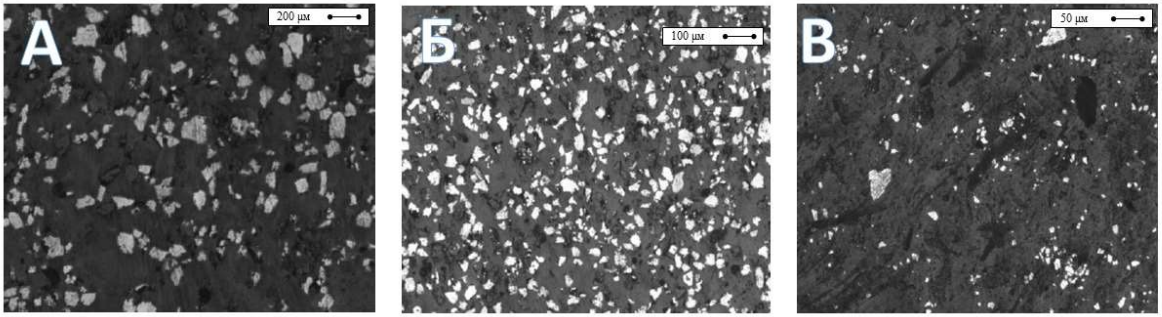


Рисунок Г.5 - Время флотации 0-60 секунд минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм

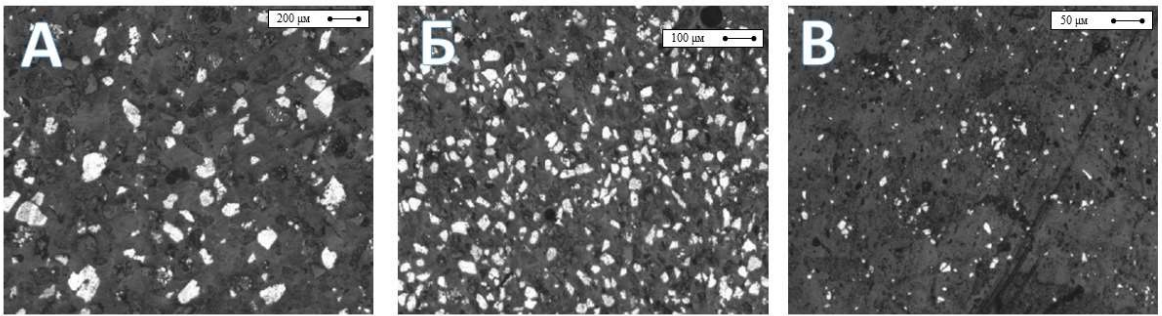


Рисунок Г.6 - Время флотации 60-300 секунд минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм

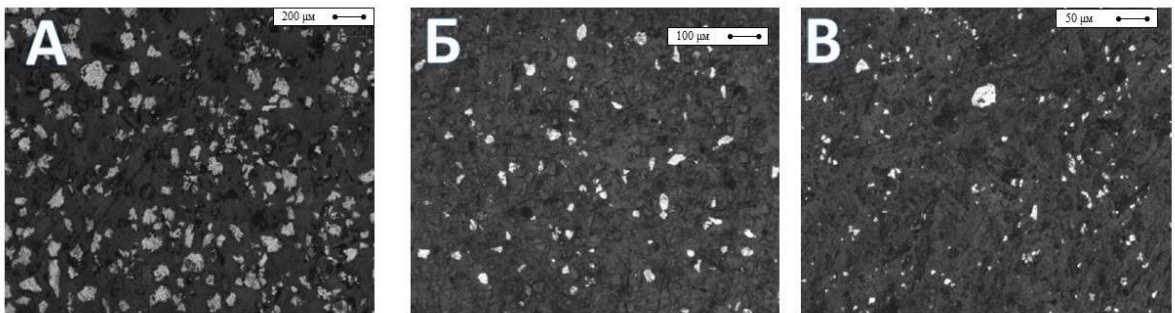


Рисунок Г.7 - Время флотации 300-600 секунд минут: а) +71 мкм, б) -71+40 мкм, в) -40 мкм